

Таблица 7.6

Коэффициент степени свободы разрушаемого объема

Условия взрыва	Число открытых поверхностей	Коэффициент k_2
Взрыв в обычном фронтальном забое	2	1,0
Взрыв в забое с одной открытой поверхностью (проведение траншей, горных выработок, взрывание на неубранную горную массу, многорядное взрывание более шести рядов и т. д.)	1	0,25
Взрывы в целиках с четырьмя открытыми поверхностями	4	4,0

обстановку в ближней зоне. В зависимости от условий взрыва сейсмически безопасная масса заряда ВВ должна изменяться как (табл. 7.6)

$$k_3 = 0,25N^2. \quad (7.28)$$

Коэффициент потенциальной энергии ВВ k_4 , определяющий сейсмическую активность зарядов ВВ, особенно в ближней зоне, зависит от скорости детонации ВВ и его потенциальной энергии. Коэффициент сейсмической активности ВВ относительно эталонного ВВ типа аммонита 6ЖВ с потенциальной энергией Q_{V_0} может быть выражен как

$$k_4 = \sqrt[3]{\frac{Q_{V_i}}{Q_{V_0}}}. \quad (7.29)$$

Следовательно, при использовании мощных ВВ типа скального аммонита № 1, детонита М сейсмобезопасная масса заряда ВВ Q должна быть снижена на 10—12 %, при использовании взрывчатых веществ типа игданита, гранулита С-2 или М масса заряда ВВ может быть повышена на 8—10 % без увеличения его сейсмического действия.

Коэффициент короткозамедленного взрыва k_5 определяет необходимость принимать на одно замедление $2/3$ величины расчетного заряда, сейсмобезопасного при мгновенном взрывании. В расчетах по формуле (7.24) это учитывается коэффициентом $k_5 = 2/3$. Однако при этом не ограничивается количество последовательно взрывааемых ступеней замедления при условии, что время замедления превышает время существования положительной фазы волны напряжения, т. е.

$$t_2 > \alpha \lg R, \quad (7.30)$$

где α — коэффициент условий взрыва, составляющий 0,11—0,13 для торфяников, 0,06—0,03 для наносов средней прочности и 0,01—0,03 для скальных пород.

Коэффициент концентрации взрывных работ k_6 основан на том, что при многократном производстве взрывных работ допустимая масса ВВ снижается согласно следующим данным:

Число взрывов в год	10	50	100	250	500
Коэффициент снижения массы зарядов ВВ k_6	0,98	0,90	0,72	0,64	0,56

Значения коэффициента ориентации взрываемых блоков относительно окружающих сооружений k_7 , изменяющиеся в зависимости от места расположения взрываемого объекта относительно взрыва, приведены ниже.

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

Учет коэффициента k_7 имеет важное значение в сейсмической защите стационарных инженерных сооружений путем соответствующей ориентировки взрываемых блоков по отношению к ним и в выборе места расположения минной станции.

Коэффициент естественного экранирования сейсмических волн k_8 исходит из тех условий, что если между очагом взрыва и защищаемым объектом находится выработанное пространство: карьер, глубокие овраги, выемки, зоны тектонических нарушений, карстовые воронки и полости, заполненные нецементированным материалом, то в этом случае масса сейсмобезопасного заряда ВВ может быть увеличена, что учитывается коэффициентом $k_8 = 2 \div 4$.

Коэффициент искусственного экранирования сейсмических волн k_9 применяется в том случае, когда между очагом взрыва и защищаемым сооружением создан искусственный экран с акустической жесткостью в 3—5 раз ниже акустической жесткости окружающих пород. В этом случае, как известно, скорость за таким искусственным экраном снижается в 2—3 раза, а масса сейсмобезопасного заряда может быть увеличена в 4—9 раз, что и учитывается коэффициентом $k_9 = 4 \div 9$.

Сейсмическая защита инженерных сооружений в практической деятельности рудников, карьеров и гидротехническом строительстве на скальных основаниях позволяет получать значительный экономи-

ческий эффект за счет: повышения производительности труда при взрывах зарядов ВВ большей массы, большей концентрации взрывных работ, сокращения сроков их производства и времени простоя оборудования, сохранности существующих зданий, инженерных сооружений, уступов, отвалов, камер и т. д., разрушения которых связаны с большими материальными потерями.

7.4. ВОЗДУШНОЕ И ГИДРАВЛИЧЕСКОЕ ВОЗДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА

В обычной практике производства взрывных работ сейсмическая защита окружающих сооружений является одновременно и достаточно надежной гарантией защиты от действия воздушной ударной волны. Действительно, избыточное давление на фронте воздушной ударной волны при взрыве в воздухе составляет

$$\Delta p = 0,7 \frac{Q}{R^3} + 0,27 \frac{Q^{2/3}}{R^2} + 0,084 \frac{Q^{1/3}}{R}, \quad (7.31)$$

где Δp — давление на фронте воздушной ударной волны, МПа; Q — масса заряда ВВ, кг; R — расстояние до защищаемого объекта, м.

При взрыве полузаглубленного заряда дробления в результате распространения воздушной ударной волны лишь в верхней полусфере давление на ее фронте составляет

$$\Delta p = 1,4 \frac{Q}{R^3} + 0,43 \frac{Q^{2/3}}{R^2} + 0,11 \frac{Q^{1/3}}{R}. \quad (7.32)$$

При повышении глубины заложения зарядов выход энергии ВВ в воздушную ударную волну снижается с 50 до 10 %, для условий зарядов дробления избыточное давление на фронте воздушной ударной волны составит

$$\Delta p = 0,7 \frac{Q}{R^3} + 0,27 \frac{Q^{2/3}}{R^2} + 0,087 \frac{Q^{1/3}}{R}, \quad (7.33)$$

а при зарядах камуфлета

$$\Delta p = 0,14 \frac{Q}{R^3} + 0,094 \frac{Q^{2/3}}{R^2} + 0,051 \frac{Q^{1/3}}{R}. \quad (7.34)$$

Из условий, что максимальное безопасное давление на фронте воздушной ударной волны при воздействии на людей не должно превышать 0,009 МПа, можно из представленных зависимостей определить необходимые для обеспечения безопасности расстояния и допустимые массы зарядов. Расчет по формулам показывает, что на достаточно больших расстояниях обеспечение сейсмической безопасности является одновременно с двух-трехкратной гарантией и обеспечением безопасности для окружающей среды по условиям действия воздушной ударной волны (рис. 7.8).

Взрыв в воде не имеет в настоящее время достаточно широкого распространения в горнорудной практике. Однако в последнее время он стал применяться для штамповки металлов взрывом и может найти применение при развитии работ по подводной добыче полезных ископаемых, где может возникнуть необходимость дробления горных пород взрывом.

При взрыве в воде, так же как и при взрыве в воздухе, образующиеся газы имеют давление, во много раз превосходящее давление окружающей воды. Вследствие этого взрывные газы интенсивно оттесняют воду во все стороны от места взрыва и расширяются с большей скоростью. При взрыве в воде вокруг заряда быстро образуется шарообразный газовый пузырь. Вытесняемая из этого пузыря вода со значительной скоростью движется по радиусам, исходящим из центра заряда. Высокое давление взрывных газов передается воде, и под их действием она может даже немного сжиматься. Область этого сжатия ограничивается скачком давления извне, т. е. фронтом ударной волны в воде.

Избыточное давление на фронте ударной волны в воде может быть определено по формуле Р. Коула:

$$\Delta p_{\Phi} = 53,3 \left[\frac{\sqrt[3]{VQ}}{R} \right]^{1.13}. \quad (7.35)$$

Простота расчетов и возможность измерения давлений в воде системами произвольно расположенных датчиков, ввиду всестороннего распространения давления, послужили основой того, что датчики для измерения давления в грунтах предварительно тарируются взрывами в воде.

При подходе фронта ударной волны в воде к открытой поверхности вода начинает свободно двигаться в сторону воздуха. При этом вначале происходит небольшой всплеск за счет быстрого расширения сильно сжатого поверхностного слоя воды, а затем начинается общий подъем воды, находящейся между ее поверхностью и газовым пузырем. Следствием этого является формирование мощного «султана» воды, поднимающейся на большую высоту. При подъеме этой массы воды расходуется энергия расширяющихся взрывных

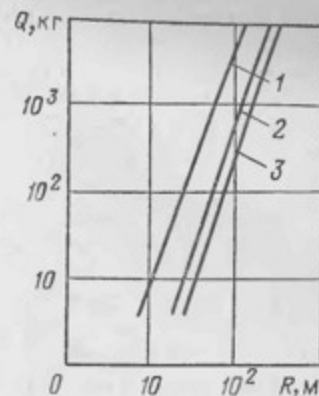


Рис. 7.8. Изменение допустимой массы заряда в зависимости от расстояния до защищаемого объекта по действию ударной воздушной волны:

1 — открытых зарядов; 2 — зарядов рыхления; 3 — камуфлетных зарядов

газов, находящихся в газовом пузыре. Энергия сжатия быстро переходит в энергию движения воды, благодаря чему избыточное давление в воде и газовом пузыре быстро падает. В глубь воды от ее свободной поверхности начинает распространяться фронт волны разрежения, представляющий собой шаровую поверхность, центр которой находится в воздухе над поверхностью воды на высоте W . При таких условиях зона повышенного давления в воде имеет в вертикальном разрезе форму полумесяца. Снизу она ограничена фронтом волны сжатия, а сверху — фронтом волны разрежения. В том случае, когда давление за фронтом волны разрежения станет ниже остаточного давления на фронте волны сжатия, начинается новое расширение газового пузыря с расходом остаточного давления, сохранившегося в нем. При достижении свободной поверхности вновь происходит отражение волны сжатия, ее преобразование в волну разрежения и новое движение в сторону газового пузыря. Если в этом случае в какой-то период давление за фронтом волны разрежения окажется ниже давления в газовом пузыре, то последует его новое расширение и т. д. Это явление взаимодействия давления в газовом пузыре с давлением за фронтом волны разрежения называют пульсацией газового пузыря. Оно характерно для действия взрыва в воде и частично в сильнообводненных тиксотропных горных породах.

Действие взрыва в воде зависит от глубины, на которую опущен заряд в воду. Это соответствует общим представлениям о действии взрыва под забойкой, которой в данном случае является слой воды, расположенный над зарядом. Поэтому при проведении дробления горных пород в целях осуществления подводной добычи необходимо учитывать две основные особенности действия взрыва в воде.

1. Наличие гидростатического давления над разрушаемым объемом, зависящим от плотности воды и глубины погружения данного объема под воду.

2. Изменение граничных условий на внешнем контуре разрушения за счет более низкого перепада импедансов акустической жесткости разрушаемых пород и воды.

При сохранении общего объемного принципа расчета и расположении зарядов под водой

$$Q = qV \quad (7.36)$$

удельный расход ВВ q , определяемый в соответствии с зависимостью (7.9) при взрывании под водой, должен быть дополнен выражением, учитывающим гидростатическое сопротивление воды:

$$q = \frac{a_{\Sigma} \sum_{i=1}^m \lg \frac{D}{d_{1,\dots,m}} \left(1 + \frac{0,06}{V_f} \lg v_n \right) + \frac{\rho \ln k}{2g \cdot 10^3} v_0^2 + \frac{j_b H_n}{g \cdot 10^3}}{\eta Q_V}, \quad (7.37)$$

где j_b — плотность воды, кг/м^3 ; H_n — глубина погружения разрушаемого объема под воду, м.

В то же время очевидно, что при взрывании зарядов ВВ в обычных условиях, когда граничные условия на контуре разрушения определяются соотношением акустических жесткостей породы $\lambda_n = c_{p_n} \rho_n$ и воздуха $\lambda_a = c_{p_a} \rho_a$, количество отраженной энергии, участвующей в формировании вторичного поля напряжений и в дополнительном разрушении среды, определится как

$$W_{отр} = W_a \left(\frac{\lambda_n - \lambda_a}{\lambda_n + \lambda_a} \right)^2. \quad (7.38)$$

Если учесть, что акустическая жесткость воздуха λ_a примерно в 1000 раз меньше акустической жесткости пород λ_n , то количество отраженной энергии почти полностью равно количеству энергии, падающей на границу раздела полупространства, т. е. $W_{отр} = W_0$.

Для условий пригрузки разрушенного объема пород водой с акустической жесткостью $\lambda_n = c_{p_n} \rho_n$ количество отраженной энергии составит

$$W_{отр} = W_{в0} \left(\frac{\lambda_n - \lambda_{в0}}{\lambda_n + \lambda_{в0}} \right)^2. \quad (7.39)$$

Энергия взрыва под водой по отношению к взрыву в воздухе должна быть увеличена в соотношении

$$W_{в0} = W_{a0} \left(\frac{\lambda_n + \lambda_{в0}}{\lambda_n - \lambda_{в0}} \right)^2. \quad (7.40)$$

Тогда общий расчет зарядов ВВ, взрывающихся под водой, должен вестись по формуле вида

$$Q = \left[\frac{Q_{\Sigma} \sum_{i=1}^m \lg \frac{D}{d_{1,\dots,m}} \left(1 + \frac{0,06}{V_f} \lg v_n \right) \frac{\rho \ln k}{2g \cdot 10^3} v_0^2 + \frac{j_b H_n}{g \cdot 10^3}}{\eta Q_V} \right] \times \left(\frac{\lambda_n + \lambda_{в0}}{\lambda_n - \lambda_{в0}} \right)^2. \quad (7.41)$$

8. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ НА КАРЬЕРАХ

8.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

На карьерах применяют отбойку горной массы вертикальными и наклонными скважинными зарядами диаметром 100—320 мм, шпуровыми зарядами диаметром до 70 мм и в редких случаях — камерными зарядами величиной до сотен тонн. При отбойке скважинными зарядами применяют следующие схемы расположения вертикальных (рис. 8.1, а) и наклонных (рис. 8.1, б) скважин во взрываемом массиве: однорядное расположение вертикальных I—III и наклонных XI—XII скважин с расширением вертикальных скважин на участке расположения заряда V, VIII, X или котловое III, многорядное одноступенчатое IV, V и с подпорной стенкой для вертикальных и наклонных скважин VI, XIV, каскадное VII и многоуступное IX, X расположение вертикальных и наклонных скважин с расширением нижней части вертикальных скважин VIII и X. Эти схемы могут быть использованы при открытой поверхности откоса уступа или при отбойке на подпорную стенку из ранее взорванной породы.

Перечисленные схемы выбирают исходя из свойств взрывааемых пород, производственной мощности карьера, элементов системы разработки и применяемого погрузочно-транспортного оборудования. Окончательный выбор схемы расположения скважин может быть сделан только на основе анализа данных практики и опытных взрывов.

Поэтому при проектировании карьера для данных горнотехнических условий выбирают несколько предпочтительных схем [1].

В табл. 8.1—8.3 приведены, по данным акад. АН СССР В. В. Ржевского, основные перспективные типы карьеров для угольной промышленности, для черной металлургии, для карьеров, разрабатывающих месторождения горно-химического сырья.

Рациональные и перспективные схемы взрывной подготовки скальных пород и выемки для типовых карьеров различных отраслей промышленности приведены в табл. 8.4.

С учетом указанных ниже изменений технологических условий разработки и свойств массивов с увеличением глубины намечаются следующие тенденции в развитии схем взрывной подготовки горных пород.

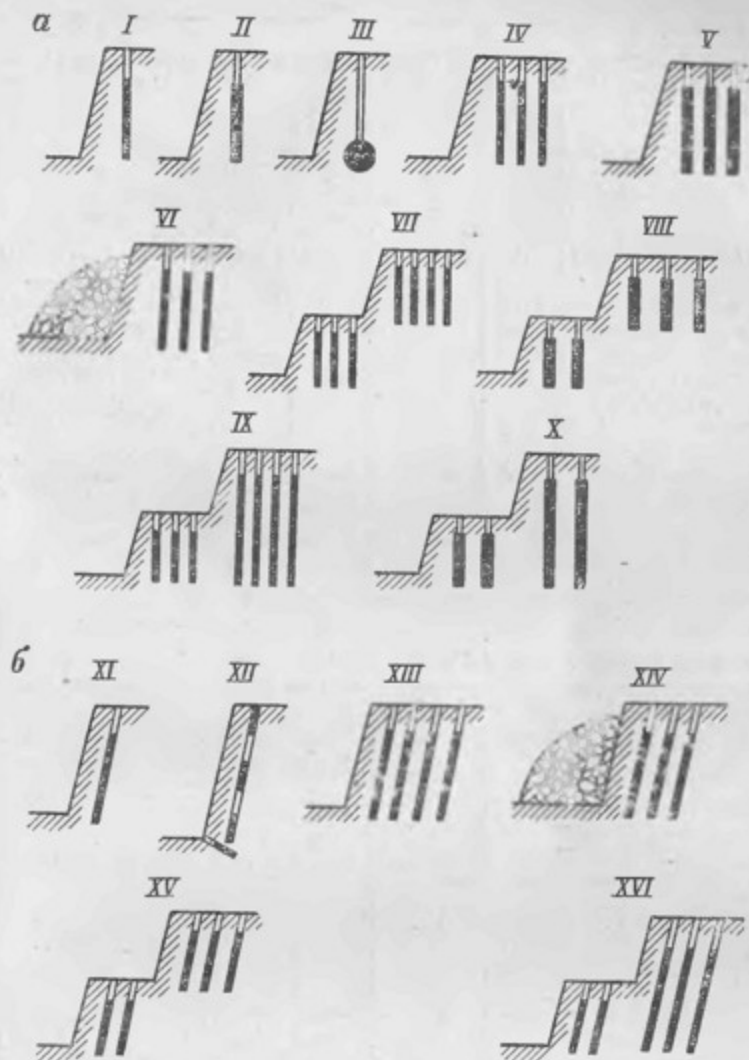


Рис. 8.1. Схемы расположения вертикальных (а) и наклонных (б) скважин

Таблица 8.1

Перспективные типы карьеров (разрезов) для основных бассейнов Минуглепрома СССР

Бассейн, залегание пластов	Тип карьера	Уголь	Крепость вскрышных пород	Экскаваторы (емкость ковша)
Кузнецкий, пласты крутые	IV	Крепкий	5—10	Мехлопаты*, драглайны (6—15 м³)
Экибастузский, пласты наклонные и крутые	VIII	Средней крепости	4—7	Мехлопаты, в перспективе роторные экскаваторы
Канско-Ачинский, горизонтальные пласты	VIII	Слабый	4—5	Мехлопаты, драглайны (до 50 м³), в перспективе роторные экскаваторы
Дальневосточный, наклонные пласты	IV	Слабый и средней крепости	Слабые	Драглайны (до 25 м³), мехлопаты (до 8 м³) в перспективе — роторные экскаваторы

* С применением буровзрывных работ.

Таблица 8.2

Перспективные типы карьеров для основных бассейнов Минчермета СССР

Рудные тела	Тип карьера	Коэффициент крепости f		Экскаваторы (емкость ковша)
		руды	породы	
Крутого падения (Кривбасс, Качканарский, Оленегорский и Ковдорский ГОКи)	ИЧМ	8—12	8—16	Мехлопаты (5—12 м³)*
Крутого падения, с мягкими покрывающими и скальными вмещающими породами (карьеры КМА, Соколовский и Сарбайский)	ПЧМ	8—20	8—16	Роторные, мехлопаты (до 12 м³) на нижних горизонтах*
Горизонтальные с мягкими рудами и породами (Лисаковское месторождение)	ПЧМ	<2	<2	Роторные

* С применением буровзрывных работ.

Таблица 8.3

Перспективные типы карьеров для основных бассейнов

Карьеры	Тип карьера	Коэффициент крепости f		Экскаватор
		руды	породы	
ПО Апатит	ИГХ	7—9	10—12	Мехлопаты (с ковшом вместимостью до 12 м³)* То же Роторные и цепные драглайны
Фосфоритовые карьеры Кара-Тау (пласты крутого падения)	ИГХ	<10	<14	
ПО «Фосфаты», Роздольского ПО «Сера» и Яворовского ПО «Сера», Верхне-Камское фосфоритное месторождение (мягкие породы и руды, залегающие пластами)	ИПГХ	Мягкие	Мягкие	

* С применением буровзрывных работ.

1. Переход на глубоких горизонтах в трудно взрывающихся породах от многорядного (четыре—шесть рядов) взрывания вертикальных скважин большого диаметра (250—320 мм) к двух- и одноряд-

Таблица 8.4

Рекомендуемые схемы взрывной подготовки скальных пород к выемке для карьеров различных отраслей

Отрасль промышленности	Тип карьера	Категория пород по трещиноватости	Рекомендуемые схемы (см. рис. 8.1)	
			Вертикальные скважины	Наклонные скважины
Угольная	IV—VII	I—II, III, IV, V	II, IV, III, IV	II, III
Черная металлургия	ИЧМ	I—II, III, IV—V	III, IV, V, VI, III, V	III, V, II—III
Цветная металлургия	—	I—I, III, IV—V	III, IV, V, III	—
Горно-химического сырья	ИГХ, ИПГХ	I—II, III, IV—V	III, IV, II, III, IV	—
Строительных материалов	—	I—II, III, IV—V	III, IV, II, III, I	—

ному взрыванию наклонных скважин небольшого диаметра (190—214 мм), а в дальнейшем 150 мм, особенно при выходе на проектный контур бортов карьера. С применением способов контурного взрывания.

2. Заряжание скважин сразу после бурения для обеспечения их минимальных потерь и ритмичной работы взрывников.

3. Применение зарядных и забочных машин, обеспечивающих высокопроизводительное заряжание скважин.

4. Применение короткозамкнутого каскадного взрывания, обеспечивающее максимальное снижение сейсмического действия взрыва с тем, чтобы при значительном углублении карьера объем одновременно взрывающейся горной массы и масштабы взрывов уменьшались незначительно.

5. Применение на верхних горизонтах карьеров, разрабатывающих трещиноватые породы I—III категорий трещиноватости скважин диаметром 269—320 см.

6. Применение на железорудных и других карьерах огневого расширения заряжаемой части скважин до 400—600 мм и увеличения за счет этого в 1,5—2,0 раза сетки их расположения.

7. Применение увеличенных удельных расходов ВВ до 1,2—1,5 кг/м³ и более для достижения интенсивного дробления пород, ослабления прочности получаемых при взрыве кусков с целью снижения затрат энергии и материалов на их последующую переработку и улучшения показателей извлечения полезных компонентов в концентрат.

8. Применение схем и способов инициирования скважинных зарядов, обеспечивающих взрывное воздействие на массив в направлениях наименьшего его сопротивления действию взрыва.

Взрывные работы на карьерах должны обеспечивать максимальную производительность труда и минимальные суммарные приведенные затраты по бурению, взрыванию, экскавации, транспортированию и другим процессам. На стадии технологического проектирования карьера взрывные работы рассматривают лишь по основным показателям. Взрывные работы, как правило, ведутся по типовому проекту, периодически пересматриваемому с учетом опыта работы и изменения горнотехнических условий.

Карьеры промышленности строительных материалов и притрасовые карьеры МПС СССР характеризуются небольшой глубиной и малой скоростью подвигания фронта работ. Поэтому на этих карьерах в течение длительного времени свойства пород и другие условия остаются практически постоянными, и типовой проект взрывных работ составляется на длительный период времени. Рудные карьеры характеризуются большей глубиной, значительной скоростью подвигания фронта и большим годовым понижением горных работ. Вследствие этого изменяются свойства массивов пород, в связи

с чем необходимы постоянная корректировка типового проекта взрывных работ и планирование показателей с учетом изменения свойств пород.

8.2. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА МАССИВОВ ПОРОД В ПРЕДЕЛАХ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

Исходными для проектирования взрывных работ являются размер отдельности, данные о свойствах пород — удельная трещиноватость массивов, коэффициент крепости пород, плотность, их однородность и перемежаемость в пределах карьерного поля, а также степень их обводненности.

Для действующих карьеров удельную трещиноватость определяют на основе поуступного районирования карьерного поля. Для этого по каждому горизонту выделяют участки длиной более 20 м различной трещиноватости, на которых измеряют число трещин на 10-метровом горизонтальном отрезке и по формуле $\alpha_0 = 10/h$ определяют средний размер отдельности (здесь h — число трещин всех систем). Затем по каждому горизонту определяют средневзвешенный диаметр отдельности:

$$d_0^i = (0,05l_1 + 0,30l_2 + 0,75l_3 + 1,25l_4 + 1,75l_5) / \sum_{i=1}^5 l_i, \quad (8.1)$$

где l_1 — l_5 — суммарная протяженность участков пород соответственных I—V категорий трещиноватости по i -му горизонту (см. табл. 1.3), м.

Установлено, что с понижением от поверхности до глубины 300 м средний размер отдельности увеличивается (рис. 8.2).

Средний размер диаметра отдельности с увеличением глубины залегания пород определяется по формуле

$$d_0 = H / (100\alpha') = \beta H / 100, \quad (8.2)$$

где H — глубина залегания горизонта от границы скальных и рых-

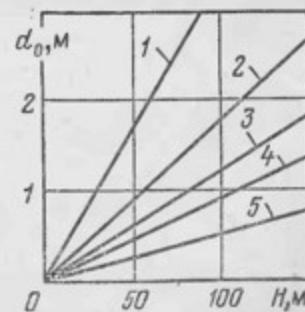


Рис. 8.2. Изменение среднего размера отдельности с увеличением глубины карьеров:

1 — Первоуральское рудопромысловое; 2 — комбинат Ураласбест; 3 — Ковдорский ГОК; 4 — Гайский ГОК; 5 — ЮГОК

лых пород, m ; α' — приведенный показатель трещиноватости пород, $\beta = \frac{1}{\alpha}$ — градиент трещиноватости пород, показывающий интенсивность изменения трещиноватости с углублением карьера. Он численно равен среднему диаметру отдельности (m) на глубине 100 м.

8.3. ТРЕБОВАНИЯ К КРУПНОСТИ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ

Взорванная горная масса по крупности должна соответствовать следующим требованиям.

1. Допустимый максимальный размер кусков (m) исходя из вместимости ковша экскаватора:

$$d_{\max} \leq 0,75 \sqrt[3]{V_{\text{э}}} \quad (8.3)$$

Он может быть принят по следующим данным:

$V_{\text{э}}, \text{м}^3$	1	2	3	4	6	8
максимально допустимый размер куска, м	0,75	0,9	1	1,1	1,3	1,5

2. Допустимый размер кусков (m) исходя из вместимости транспортных средств:

$$d_{\max} \leq 0,5 \sqrt[3]{V_{\text{т}}} \quad (8.4)$$

Емкость транспортного средства должна в 3—4 раза превышать вместимость ковша экскаватора.

3. Допустимый размер кусков (m) при погрузке в перегрузочные бункера, приемные отверстия дробилок, грохотов и т. п. принимают:

$$d_{\max} \leq (0,75 \div 0,85) b, \quad (8.5)$$

где b — ширина приемного отверстия, м.

Для дробилок значение $d_{\max}$ должно иметь следующие величины, м:

Тип дробилки	ККД-500	ККД-900	ККД-1200	ККД-1500
$d_{\max}$	0,4	0,75	1,0	1,2
Ширина приемного отверстия щековой дробилки	1200×900	1500×1200	2100×1500	2100×1500
$d_{\max}$	0,7	1,0	1,2	1,2

4. Допустимый размер кусков (m) при погрузке на ленточный конвейер

$$d_{\max} \leq 0,5b' + 0,1, \quad (8.6)$$

где b' — ширина ленты конвейера, м.

Негабаритные куски породы подлежат вторичному дроблению. Выход негабарита при первичном взрывании следует принимать не больше 5 % содержания его в массиве, определяемого согласно табл. 1.3.

8.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

8.4.1. Диаметр скважин

Основной метод взрывных работ на карьерах — метод скважинных зарядов при их многорядном расположении. Метод камерных зарядов может быть применен в виде исключения на стадии строительства нагорных карьеров со сложным рельефом поверхности. Метод шпуровых зарядов применяют при разработке пластов и рудных тел малой мощности, при высокой ценности руд, когда минимальные потери и разубоживание предусматриваются проектом, а также в случаях, когда высокая степень дробления не может быть обеспечена методом скважинных зарядов.

Диаметр скважины выбирают с учетом категорий пород по трещиноватости и допустимого размера кусков (табл. 8.5) [2.] На рудных карьерах при этом учитывают изменение блочности и крепости пород.

Тяжелые станки для бурения скважин увеличенного диаметра наиболее эффективны на крупных карьерах.

На небольших карьерах диаметр заряда (мм) определяют по формуле.

Таблица 8.5

Рекомендуемые значения параметров взрывания для пород различной трещиноватости

Блочность массива (категория трещиноватости)	Соотношение размеров максимальной отдельности и кондиционного куска	Требуемое воздействие взрыва на массив	Диаметр скважины, мм
Мелкоблочный (I—II)	<1	Разделение отдельностей практически без их дробления	>250
Среднеблочный (III)	1—2	Дробление крупных отдельностей минимум на две части	190—250
Крупноблочный (IV—V)	>2	Интенсивное дробление крупных отдельностей	150 и меньше

Блочность массива (категория трещиноватости)	Удельный расход ВВ, кг/м³	Энергия ВВ	Схема КЗВ
Мелкоблочный (I—II)	Средний (<0,6)	Пониженная	Порядная
Среднеблочный (III)	Средний и повышенный (0,6—1,0)	Средняя	Врубовая и диагональная с увеличенным $m=a/W$
Крупноблочный (IV—V)	Высокий (>1,0)	Средняя и повышенная	То же

$$d_3 \approx 125 \sqrt[4]{P_r}, \quad (8.7)$$

где P_r — годовая производственная мощность карьера, млн. м³.

Рациональный диаметр скважин выбирают на основе технико-экономических расчетов с учетом минимума суммарных приведенных затрат. При этом решающее значение имеют производительность станка и стоимость бурения, а также надежность буровых станков. В тех случаях, когда диаметр скважин не лимитируется с позиций соответствия числа станков производственной мощности карьера по горной массе, следует предпочтение отдавать шарошечным станкам, обеспечивающим высокие технико-экономические показатели бурения. Техничко-экономические расчеты показывают, что на карьерах с годовой производственной мощностью 3—10 млн. м³ в породах средней крепости ($f=10+14$) при категории пород по трещиноватости III—IV наиболее эффективны станки СБШ-250МН, в более слабых породах — 2СБШ-200, а на крупных карьерах (более 10 млн. м³) в крепких породах целесообразно использовать станки СБШ-320 с диаметром долот 320 мм.

При отбойке железистых кварцитов на крупных карьерах Минчермета СССР (Кривой Рог, КМА) применяют огневое расширение заряжаемой части скважин до диаметра 400—600 мм и при высоких удельных расходах ВВ (1,5—2,0 кг/м³) получают интенсивное дробление массивов благодаря их хрупкости, хорошо развитой слоистости и трещиноватости.

После определения диаметра заряда по коэффициенту крепости и другим показателям выбирают буровой станок (табл. 8.6). Для выбранного станка при коэффициенте использования рабочего вре-

Таблица 8.6

Показатели бурения различными станками в породах разной крепости

Станок	Показатели бурения в зависимости от коэффициента крепости пород по шкале М. М. Протодаканова					
	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16	>16
2СБШ-200 (2СБШ-200Н)	9,7/78,9	8,02/75,2	8,0/64,9	5,09/41,7	—	3,38/26,0
СБШ-250МНА	9,2/73,6	8,6/71,7	6,21/52,8	5,4/45,0	4,8/39	4,2/33,0
СБШ-320	—	—	14,22/92	12,4/79,8	8,1/54,8	5,4/49,2
СБР-160	11,1/96,1	—	—	—	—	—

Примечание. В числителе — скорость бурения (м/с); в знаменателе — производительность станка (м/см).

Таблица 8.7

Зависимость выхода горной массы с 1 м скважин при разных диаметрах скважин в породах неодинаковой трещиноватости

Номинальный диаметр скважины, м	Выход горной массы (м³) с 1 м скважины в зависимости от категории трещиноватости пород				
	I	II	III	IV	V
105	20	15	10	7	6
190	60	50	35	25	20
214	70	55	40	30	25
243	85	70	55	40	35
269	100	85	65	50	40
320	120	100	85	70	55

Таблица 8.8

Изменение эталонного расхода граммонта $\gamma_{9/21}$ для разных пород по крепости и трещиноватости

Категории трещиноватости породы	Эталонный расход граммонта $\gamma_{9/21}$ (кг/м³) при крепости пород f		
	2—5	6—10	11—20
I	<0,3	<0,35	<0,45
II	0,4	0,5	0,6
III	0,65	0,75	0,9
IV	0,85	1	1,2
V	1,0	1,2	1,4

меня 0,7 определяют его среднегодовую производительность (м)

$$Q_r = 0,7 Q_c N k, \quad (8.8)$$

где Q_c — сменная производительность станка при $f=10$, м; N — число рабочих смен в году (обычно $N=300$). Поправочный коэффициент на крепость пород принимает следующие значения:

Коэффициент крепости пород f	3	5	7	10	12	15	20
Поправочный коэффициент k	3,3	2,0	1,4	1,0	0,9	0,7	0,55

Годовая производительность станка по обуренной горной массе зависит от категории пород и определяется по формуле

$$Q_r = L_r B, \quad (8.9)$$

где L_r — годовой объем бурения, м.

Среднегодовой выход горной массы с 1 м скважины B (м³) может быть вычислен по формуле

$$B = \frac{\varphi}{1,05} \frac{p}{q} = 0,65 \frac{p}{q}, \quad (8.10)$$

где φ — коэффициент полезного использования длины скважины (относительная длина скважины, занятая зарядом), принимаемый в среднем 0,7; p — вместимость 1 м скважины, кг; q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³.

Ориентировочно для уступов высотой 12—15 м при работе экскаватора ЭКГ-4,6Б с автотранспортом выход горной массы может быть принят по табл. 8.7.

Как правило, принимают один тип буровых станков, однако для глубоких рудных карьеров при значительном градиенте трещиноватости пород и узких рабочих площадках уступов на верхних горизонтах могут быть применены скважины увеличенного диаметра, а на нижних — уменьшенного. При этом следует исходить из реальных сроков отработки горизонтов и срока службы станков. При равной крепости пород и примерно равном их относительном объеме в контуре карьера применяют вращательный, шарошечный, огневой и другие способы бурения. Однако во всех случаях больше двух способов бурения на карьере применить нецелесообразно.

8.4.2. Расчетный удельный расход ВВ

Для каждой породы по категории трещиноватости и коэффициенту крепости f устанавливают расчетный расход ВВ (кг/м³) при диаметре зарядов 200—250 мм:

$$q_p = q_a e k_d \sqrt{v/2,6}, \quad (8.11)$$

где q_a — эталонный расход граммонита 79/21 при кондиционном размере кусков 500 мм, кг/м³ (табл. 8.8); v — плотность породы,

Таблица 8.9

Значения поправочного коэффициента e ($k_{ВВ}$) для разных ВВ

ВВ	e	ВВ	e
Гранитол 1	1,15	Аммонит 6ЖВ	1,00
Гранитол 7А	0,96	Граммонит 79/21	1,0
Карбатол ГЛ-10В	0,79	Ифзанит Т-80	1,08
Гранулит С-6М	1,11	Граммонал А-50	1,08
Скальный аммонит № 1	0,80	Акватол ГЛТ-20	1,15
Алюмотол	0,83	Ифзанит Т-60	1,10
Гранулит АС-8	0,89	Гранулит М	1,13
Аммонал водоустойчивый	0,9	Акватол АВ	1,20
Аммонал 200	0,90	Гранулотол	1,20
Детонит М	0,82	Ифзанит Т-20	1,20
		Карбатол 15Т	1,42

т/м³; e — коэффициент работоспособности ВВ (принимается по табл. 8.9).

Поправочный коэффициент на кондиционный (допустимый) размер кусков k_d принимают по следующим данным:

Допустимый размер крупных кусков, мм	250	500	750	1000	1250	1500
k_d	1,3	1,0	0,85	0,75	0,7	0,65

Для высоты уступа 12—15 м, типа ВВ — граммонит 79/21, диагональной схемы КЗВ, размера кондиционного куска 500 мм и диаметра скважины 243 мм удельный расход ВВ определяется из

$$q_p = 0,13 \sqrt[4]{f} (0,6 + 0,8 d_0). \quad (8.12)$$

Переход к удельному расходу ВВ (кг/м³) при другом диаметре d_3 осуществляется по формуле

$$q_p = 0,13 \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 d_0 d_3). \quad (8.13)$$

С учетом применяемого типа ВВ и поправки на размер кондиционного куска формула (8.13) приобретает вид

$$q_0 = 0,13 \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 d_0 d_3) (0,5/d_k)^{2/5} k_{ВВ}, \quad (8.14)$$

где $k_{ВВ} = Q_{т}/Q_{ВВ}$.

Формула (8.14) справедлива в диапазоне диаметра скважин 100—400 мм и размера кондиционного куска 0,25—1,2 м. Расчет по ней обеспечивает при равномерном размещении ВВ в массиве выход негабарита до 3 % от его содержания в массиве.

В случае, если проскотом предусматривается большой выход негабарита V_n (%), скорректированный удельный расход ВВ принимают по формуле

$$q' = q \frac{V_{н.м} - V_n}{V_{н.м}}, \quad (8.15)$$

где $V_{н.м}$ — содержание негабарита в массиве до взрыва, %.

Таблица 8.10

Изменение среднего объема негабарита в зависимости от процента его выхода и допустимого размера куска

Размер кондиционного куска, мм	Средний объем негабаритного куска (м³) при выходе негабарита, %				
	0	5	10	15	20
500	0,05—0,1	0,1—0,12	0,15—0,2	0,2—0,3	0,3—0,4
1000	0,3—0,5	0,7—1,0	1,0—1,5	1,5	2

Средний объем негабаритных кусков (м³) принимают по табл. 8.10, и годовой объем вторичного дробления

$$V_{вт} = P_r V_n' / 100, \quad (8.16)$$

где P_r — годовая производственная мощность карьера, м³; V_n' — средневзвешенный по категориям пород выход негабарита, %.

8.4.3. Короткозамедленное взрывание

При взрывании пород III—V категорий трещиноватости степень дробления при короткозамедленном взрывании улучшается по сравнению с мгновенным. Лучший результат дробления достигается в тех схемах КЗВ, в которых наибольшее число зарядов взрывается одновременно, а действие их направлено навстречу друг другу, чем обеспечиваются максимальное соударение и механическое додробление кусков.

На степень дробления оказывают влияние схема и интервал КЗВ, ориентирование зарядов относительно господствующих систем трещин и другие факторы. В конкретных условиях карьера при выборе их следует исходить не только из степени дробления, но и из условий технической возможности реализации схемы взрывания, безопасности и др.

Короткозамедленное взрывание по диагональной схеме инициирования зарядов при квадратной сетке их расположения позволяет уменьшить фактическую величину сопротивления по подошве (СПП)

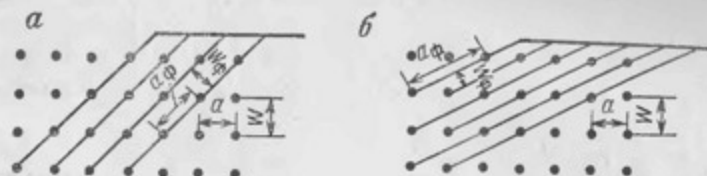
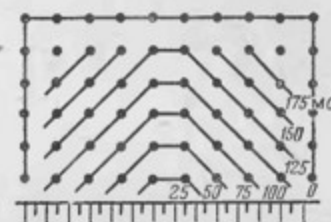


Рис. 8.3. Изменение фактических значений $a_{ф}$ и $W_{ф}$ при диагональной схеме инициирования зарядов

Рис. 8.4. Схема взрывания блоков с опережающим взрывом огибающего ряда зарядов. Показана схема с рядами зарядов, где внешний ряд взрывается раньше внутреннего, что способствует разрыву блоков.



для каждого заряда и увеличить расстояние между скважинами.

Фактический коэффициент сближения скважин при этом может увеличиться с 1 до 8, СПП уменьшится в 2 раза и более, а каждый заряд в скважине работает как одиночный. Схема, приведенная на рис. 8.3, а, дает увеличение $m_{ф} = a_{ф} / W_{ф}$ до 2, а схема, приведенная на рис. 8.3, б — до 4,5. При таких схемах взрывания обеспечивается наилучшая равномерность дробления пород.

Короткозамедленное взрывание позволяет реализовать еще один эффективный способ управления дроблением трещиноватого массива путем опережающего взрывания скважин по контуру взрывающегося массива, а затем с небольшим интервалом — инициирование зарядов внутри блока, в котором в результате опережающего взрыва по контуру произошло смыкание трещин (рис. 8.4). Разрушение массива с сомкнутыми трещинами происходит интенсивнее вследствие снижения потерь энергии при переходе через плоскости трещин. Этот метод позволяет значительно снизить сейсмическое действие взрыва на окружающие объекты.

Оптимальный по дроблению интервал $t = AW_n$. Коэффициент A зависит от взрываемости пород: $A = 3$ мс/м для легковзрываемых пород I—II категорий, $A = 6$ мс/м для трудновзрываемых пород IX—X категорий.

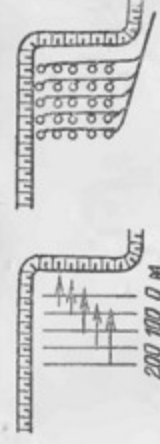
Полученный интервал округляют до 5 мс, в соответствии с ним или,кратно ему выбирают интервал замедления 10—20—35—50—75 мс при взрывании с помощью КЗДШ. Классификация и предпочтительные области применения схем КЗВ приведены в табл. 8.11 с учетом данных [7].

Рекомендуемые предпочтительные области применения различных схем короткозамедленного взрывания на карьерах

Группы и варианты схем	Схема взаимодействия рядов зарядов	Схема монтажа	Условия применения
Продольные:			
порядные последовательные		Схемы с прямым линейным расположением зарядов	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легковзрываемые породы
порядные врубные			Фронтальный забой, подобранный и не подобранный откосы уступа, не менее трех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, необходимость уменьшения развала
			Траншейный забой, легковзрываемые породы

Поперечные:

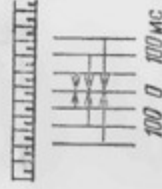
порядные последовательные



Фронтальный забой, подобранный и не подобранный откосы уступа, не менее четырех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, откос уступа обнажен во фланге

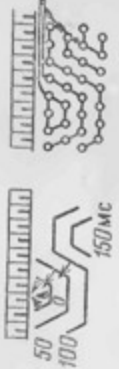
Траншейный забой, подобранный откос уступа, небольшая протяженность взрываемого блока, породы средней и ниже средней взрываемости

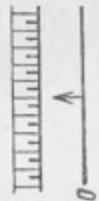
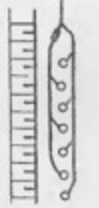
порядные врубные



Фронтальный забой, подобранный и не подобранный откосы уступа, породы средней и ниже средней взрываемости, не менее четырех рядов скважин, необходимость уменьшения развала

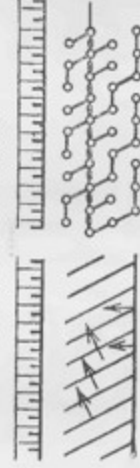
Группы и варианты схем	Схема взаимодействия рядов зарядов	Схема монтажа	Условия применения
Диагональные: порядные последовательные			Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, имеется ограничение по сейсмическому эффекту
порядные врубные			То же

Треугольные	Схемы с ломаной и кривой линиями одновременно взрывающих зарядов 		Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, трудновзрываемые породы сложной структуры Те же породы, но траншейный забой и подобранный откос уступа
Трапецевидные			Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, трудновзрываемые породы сложной структуры
Радиальные			То же, но траншейный забой Фронтальный забой, неподбранный откос уступа, значительное число скважинных зарядов. Трудновзрываемые горные породы

Группы и варианты схем	Схема взаимодействия рядов зарядов	Схема монтажа	Условия применения
Последовательные	  <i>Однорядные схемы</i>	 	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легко взрываемые породы
Через одну	 		То же, но имеется ограничение по сейсмическому эффекту

С оконтуривающим рядом скважин

Специальные схемы



Фронтальный забой, не менее четырех рядов скважин, необходимость сохранения сплошности массива за линией последнего ряда

8.5. ТИПОВОЙ ПРОЕКТ МАССОВОГО ВЗРЫВА

Типовой проект составляют на основе утвержденного проекта разработки месторождения, результатов экспериментальных или промышленных взрывов, правил ведения взрывных работ и Единых правил безопасности при взрывных работах [3].

Типовой проект утверждается главным инженером комбината (предприятия), вводится в действие приказом директора предприятия и является основным документом для ведения взрывных работ на карьере. Раз в два-три года его периодически пересматривают в соответствии с накопленным опытом, новейшими научно-техническими данными и изменившимися горнотехническими условиями.

Основа типового проекта — местная или отраслевая классификация взрываемости пород, составленная по данным об удельной трещиноватости массива и коэффициенте крепости пород. Местная классификация составляется на основе Межотраслевой шкалы и включает в себя категорию пород, их свойства, а также проектный расход ВВ, диаметр заряда, расчетный выход негабарита или средний диаметр куска, а для карьеров строительных материалов (при необходимости) — выход мелочи. Породы в классификации следует располагать в порядке ухудшения степени взрываемости, что позволяет дополнить ее с углублением карьера.

Классификация пород — основа для расчетов взрывов и планирования показателей взрывных работ. В соответствии с ней карьерные поля районировать по трещиноватости и взрываемости пород. По всем рабочим уступам, согласно принятой классификации и по единой методике, выделяют участки пород различных категорий, в результате чего карьерное поле разделяется на участки, в пределах которых породы можно считать однородными. Полученные данные наносят на план горных работ. По данным погоризонтных планов вычисляют текущее соотношение пород различных категорий в пределах контура и на различных глубинах карьера:

$$\left. \begin{aligned} q_{\text{ср}} &= \sum_i q_i i / 100; & C_6 &= C_1 / V_{\text{ср}}; \\ V_{\text{ср}} &= \sum_i v_i i / 100; & C_{\text{в}} &= C_2 q_{\text{ср}}, \end{aligned} \right\} \quad (8.17)$$

где q_i — удельный расход ВВ для пород i -й категории, кг/м³; i — доля пород данной категории на рассматриваемый период, %; v_i — выход горной массы для пород i -й категории, м³/м; C_6 и $C_{\text{в}}$ — стоимость соответственно буровых и взрывных работ, руб/м³; C_1 — стоимость бурения 1 м скважины, руб.; C_2 — средняя стоимость 1 кг ВВ, руб.

Таблица 8.12

Динамика изменения процента сухих и обводненных скважин с углублением карьеров

Обводненность скважин	Число сухих и обводненных скважин (%) на разной глубине, м					
	0—30	31—50	51—100	101—120	121—150	>151
Сухие	80—100	65—80	30—65	10—30	0—10	0
Обводненные	0—20	20—35	35—70	70—90	90—100	100

Объем пород различных категорий определяют согласно погоризонтным планам горных работ.

Средняя стоимость 1 кг израсходованного ВВ зависит от их отпускной цены, транспортных расходов и степени обводненности скважин. Как правило, с углублением карьера, несмотря на мероприятия по осушению карьерного поля, число обводненных скважин возрастает (табл. 8.12).

Среднюю стоимость ВВ вычисляют согласно преискуранту по формуле

$$C_2 = \frac{C_2' i + C_2'' k}{100} \text{ при } i + k = 100\%, \quad (8.18)$$

где C_2' — средняя цена 1 кг неводоустойчивых ВВ, руб.; i и k — число соответственно сухих и обводненных скважин от общего числа, %; C_2'' — средняя цена 1 кг водоустойчивых ВВ, руб.

В типовом проекте должен быть указан способ заряжания обводненных скважин: водоустойчивыми ВВ (гранулотом или алюмотомом), зарядами в полиэтиленовых рукавах или в водоустойчивых оболочках в виде гирлянд. При уровне воды в скважинах ниже верхней отметки заряда для экономии дефицитных и дорогих водоустойчивых ВВ и повышения эффективности взрыва целесообразно применение комбинированных зарядов: обводненную часть скважины заряжать водоустойчивым, а сухую — неводоустойчивым дешевым ВВ.

Для увеличения производительности заряжания обводненных скважин россыпными ВВ целесообразно предусмотреть непосредственно перед заряжением удаление воды из скважины. Заряжать осушенные скважины только неводоустойчивыми ВВ нельзя, так как вода за период нахождения заряда в скважине снова заполнит ее нижнюю часть, что при взрыве приведет к частичному отказу детонации заряда и ухудшению качества взрыва.

Устраненную из скважины воду необходимо удалять с заря-

жаемого блока, так как в противном случае она по трещинам в массиве снова в течение 9—10 мин заполняет скважину практически до прежнего уровня. При заряджании скважин вслед за их бурением необходимость в осушении скважин отпадает. Надо только точно знать установившийся уровень воды в скважинах за время подготовки блока к массовому взрыву, чтобы выбрать пущую конструкцию комбинированных зарядов.

Ориентировочная стоимость буровых работ на 1 м³ горной массы следующая:

Коэффициент крепости пород f	2—4	4—6	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16
Цеховые затраты на обустройство 1 м ³ горной массы, коп	5	7	9	12	16	20	25

Радиусы опасных зон рассчитывают согласно Единым правилам безопасности при взрывных работах.

В проекте принимают режим ведения взрывных работ не чаще одного взрыва в неделю для небольших карьеров и одного взрыва в месяц — для крупных.

8.6. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ МАССОВОГО ВЗРЫВА СКВАЖИННЫМИ ЗАРЯДАМИ

По величине расчетного удельного расхода ВВ и вместимости скважин принятого диаметра для каждой из категорий пород вычисляют типовые параметры расположения зарядов.

Расчетная величина СПП

$$W = \frac{\sqrt{0,25p^2 + 4qpHl - 0,5q}}{2qH} \approx 0,9 \sqrt{\frac{p}{q}}, \quad (8.19)$$

где p — вместимость 1 м скважины, кг; q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; H — высота уступа, м; l — глубина скважины, м.

Коэффициент разбуривания для скважин шарошечного и пневмоударного бурения принимают равным 1,02—1,1. При огневом бурении диаметр скважин должен быть установлен из опыта.

Для ВВ, плотность которых отличается от принятой за эталон, вместимость корректируют по формуле

$$p' = p\Delta/0,9. \quad (8.20)$$

Расстояние между скважинами в ряду a и между рядами b принимают равными расчетной величине СПП. Перебур скважин принимают в пределах $10d_3$ для пород I категории трещиноватости и $15d_3$ — для пород V категории или по формуле $l_{\text{пер}} = 0,5 qW$ [4].

В случае, если подошва уступа сложена мелкоблочными рыхлыми породами, перебур не нужен. При горизонтальном напластовании величина перебура может быть уменьшена против указанной на 50—100 %. Длину забойки принимают равной $0,5 W$, но не менее $20 d_3$. В процессе проведения промышленных взрывов величину забойки корректируют из условия допустимого разлета кусков.

На многих карьерах массовые взрывы выполняют без забойки скважинных зарядов, что приводит к перерасходу ВВ не менее чем на 5 % и к худшей проработке подошвы уступа. При нижнем инициировании эти недостатки снижаются. Опытными работами установлено, что целесообразно применить укороченную забойку длиной 2 м. При этом повреждение ДШ в скважине (подбой) практически не отличается от взрывания без забойки, а время действия газов взрыва на массив всего на 10—15 % меньше, чем при взрывании с полной забойкой скважин. Число рядов скважин принимают в соответствии с шириной рабочей площадки уступа согласно проекту карьера. Для обеспечения высокой степени дробления число рядов должно быть не менее четырех. Для взрывания с минимальным переизмельчением предпочтительно однорядное расположение зарядов.

На основании расчетов составляют таблицу типовых параметров расположения зарядов по следующей форме.

Типовые параметры расположения скважинных зарядов

Категория породы по взрываемости	Проектный расход граммонита 79/21, кг/м ³	СПП	Расстояние между скважинами, м	Перебур, м	Длина забойки, м	Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	Масса заряда в скважине, м

Массу заряда в скважине рассчитывают по формуле $Q = p(L - 0,5 W)$ и корректируют в соответствии с уточненной вместимостью и длиной забойки.

Расчетная величина СПП должна быть меньше ее предельного значения, определяемого из формулы

$$W_{\text{п}} = 53k_T d_3 \sqrt{\Delta/(ve)} (1,6 - 0,5m), \quad (8.21)$$

где $k_T = 1,0 + 1,3$ — коэффициент структуры массива; e — коэффициент работоспособности ВВ (см. табл. 8.9); v — плотность пород; m — коэффициент сближения.

При пологом угле откоса уступа α по условиям безопасности обруивания фактически применяемое СПП (м) следует проверять по формуле

$$W_0 = H \operatorname{ctg} \alpha + c, \quad (8.22)$$

где $c=3$ м — безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа.

При этом обязательно условие $W_0 < W_{II}$, т. е.

$$H \operatorname{ctg} \alpha + c = 53k_T d_3 \sqrt{\Delta/(ve)} (1,6 - 0,5m), \quad (8.23)$$

и окончательно диаметр заряда (скважины)

$$d_3 = \frac{(H \operatorname{ctg} \alpha + c) \sqrt{v}}{53k_T \sqrt{\Delta/e} (1,6 - 0,5m)}. \quad (8.24)$$

Если фактическая величина СПП больше расчетной и нет возможности увеличить диаметр скважины или применить наклонное бурение, то скважины сдвигают или страивают, располагая их в линию или по дуге на расстоянии $(4+6) d_3$ одну от другой. Величину преодолеваемого СПП по сравнению с расчетной увеличивают при спаренных скважинах в $\sqrt{2}=1,4$ раза, при страивании — в $\sqrt{3}=1,7$ раза и т. д., т. е. СПП для парнооближенных скважин

$$W_{II} = \sqrt{2p/q}. \quad (8.25)$$

В породах I—III категорий по трещиноватости величина заряда в дополнительной скважине уменьшается соответственно до 0,5 и до 0,75 расчетной величины, длина заряда должна быть $40d_3$. При сильно завышенных СПП применяют кусты из трех-четырех скважин. Число скважин в кусте

$$N = (W_{II}/W_0)^2. \quad (8.26)$$

СПП для наклонных скважин

$$W_{II} = \frac{1}{\sin \alpha} \sqrt{p/q}. \quad (8.27)$$

Взрывание, как правило, выполняется короткозамедленно.

Для увеличения выхода горной массы с 1 м скважин применяют сплошные заряды. В тех случаях, когда по тем или иным причинам вместимость скважин используют не полностью, а также при неоднородных породах и наличии трудно взрывающихся пропластков или пластов пород целесообразно рассредоточение зарядов. Оно может быть достигнуто с помощью воздушных или инертных промежутков. По данным Н. В. Мельникова и Л. Н. Марченко, при рассредоточении зарядов воздушными промежутками увеличивается полезное

использование энергии взрыва, в результате чего улучшается степень дробления породы. Рассредоточение зарядов не рекомендуется для обводненных скважин.

Величину зарядов в скважине принимают в соответствии с типовым проектом. При высоте уступа до 20 м заряд рассредоточивают на две части — в нижнюю часть скважины помещают 0,6—0,7 расчетной величины заряда, в верхнюю — оставшуюся его часть. Высота воздушных промежутков составляет 0,17—0,35 общей длины заряда. Оптимальную длину промежутков для конкретных условий уточняют экспериментом.

Каждый массовый взрыв выполняют в соответствии с техническим расчетом, который составляют на основании: типового проекта взрывных работ на данном карьере; геологических и гидрогеологических материалов по данному блоку; графических материалов по блоку; Единых правил безопасности при взрывных работах; местных инструкций по безопасности работ; анализа результатов предыдущих взрывов.

В технический расчет включают: план блока в масштабе 1:500, на котором указаны номера горизонтов, блока, высотные отметки, точки расположения скважин предшествующего и проектируемого взрывов, верхняя и нижняя бровки уступа, поперечные разрезы по скважинам первого ряда, геологическая характеристика и категория пород; расчет зарядов с указанием их величины по каждому из типов ВВ, сетки расположения зарядов, длина забойки, конструкции зарядов и боевиков, величины перебура; схемы взрывания с указанием интервала замедления; сведения общего характера — диаметр скважин, объемы буровых работ и взрываемого блока, расчетный выход горной массы, удельный расход ВВ и др.

Маркшейдерская служба составляет погоризонтные планы в масштабе 1:500, на которые наносят взрывные скважины и категории пород. На основании данных типового проекта составляют задание на обруивание, в соответствии с которым скважины выкосят на местность. После обруивания скважин выполняется маркшейдерская съемка блока, а геологическая служба наносит характеристику пород и руд и устанавливает категорию взрываемости в соответствии с местной классификацией. На выкопировке из плана в техническом расчете приводится таблица расположения зарядов, в которой по каждой скважине указываются высота уступа, ее глубина, СПП, высота столба воды. Акт на готовый блок передается начальнику взрывного участка для заряжания. После этого на основе типового проекта с учетом результатов предшествующих взрывов и конкретных условий для данного взрыва выбирают удельный расход ВВ (при необходимости с разделением блока на участки различных категорий). В соответствии с принятым удельным расходом ВВ q ве-

личину заряда рассчитывают по формуле

$$Q = qWaH. \quad (8.28)$$

Расчетные расстояния между зарядами a принимают как среднее из двух замеров между тремя смежными скважинами. Расчетный заряд корректируют по вместимости скважин принятого диаметра, исходя из допустимой величины забойки и фактической СПП. Окончательную величину заряда округляют до 20 кг при ручном зарядании скважин диаметром более 200 мм. В нижнюю обводненную часть скважины помещают водоустойчивые ВВ; для перекрытия столба воды высотой 1 м длина заряда должна быть 2,5—3 м. В качестве боевиков следует принимать две шанки Т-400Г или ТГ-500. В итоге расчета определяют общее количество ВВ на взрыв по сортам, число и массу боевиков, общее количество СИ. Схему взрывания принимают с учетом рекомендаций табл. 8.11 исходя из возможности получения хорошей степени дробления породы и минимальной ширины развала, что достигается, как правило, увеличением числа групп зарядов, взрывааемых с замедлением. При необходимости снижения сейсмического эффекта интервал замедления принимают не менее 35 мс. Число групп зарядов определяют из соотношения

$$n = \Sigma Q / Q_c, \quad (8.29)$$

где ΣQ — суммарная величина зарядов (кг), определенная расчетом в проекте взрыва; Q_c — сейсмобезопасная величина заряда для данного района на карьере, кг. На плане горных работ должны быть нанесены изолинии предельных величин зарядов.

Границы опасной зоны по воздушной волне и разлету осколков принимают по утвержденному типовому проекту и рассчитывают согласно Единым правилам безопасности при взрывных работах.

Расчет массового взрыва, утвержденный руководителем взрывных работ (главным инженером или заместителем главного инженера по буровзрывным работам), является основанием для получения и доставки ВМ на блок. Проекты массовых взрывов нумеруют в порядке очередности их выполнения и хранят в техническом отделе рудника в течение 7—10 лет.

При составлении отчета по массовому взрыву фактические данные сопоставляют с проектными и сопровождают анализом. В отчете указывают все отклонения от проекта и их причины. Обычно на карьерах расчет взрыва и отчет совмещают в одном документе, в котором приводят расчетные и фактические величины параметров расположения зарядов, расчетную и откорректированную величины заряда, а также фактическую величину заряда в каждой скважине и величину забойки, данные по которым заполняют во время зарядания. В отчете указывают ширину развала, выброс породы на верхнюю бровку, данные по заколообразованию, крупности взорван-

ной массы (выход негабарита, максимальный размер и средний диаметр кусков и другие данные). После погрузки горной массы в отчет заносят данные по выходу негабарита, количеству погруженной горной массы и времени работы экскаватора, отметки подошвы взорванного уступа. Ежемесячно по карьере составляют сводный отчет по массовым взрывам, в соответствии с которым по каждой категории пород устанавливают средние параметры и фактические результаты взрывов (удельный расход ВВ, выход горной массы с 1 м скважины, выход негабарита, выход мелочи и другие показатели). По данным месячного отчета устанавливают количество пород различных категорий взрываемости, степень обводненности скважин, распределение объемов по горизонтам и другие сведения, необходимые для анализа и прогнозирования технико-экономических показателей, массовых взрывов.

8.7. ПОЛУЧЕНИЕ ЗАДАННОЙ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ МАССОВОМ ВЗРЫВЕ

Степень дробления массивов горных пород зависит от многих факторов, главные из которых — удельный расход ВВ и диаметр скважин. Чем меньше диаметр скважин, тем меньше объем зон регулируемого дробления. Физическая сущность дробления при изменении удельного расхода ВВ и диаметра скважин ясна из рис. 8.5. На оси ординат отложено содержание в массиве негабаритных фракций до взрыва, а параллельно оси абсцисс пунктирными линиями 1,

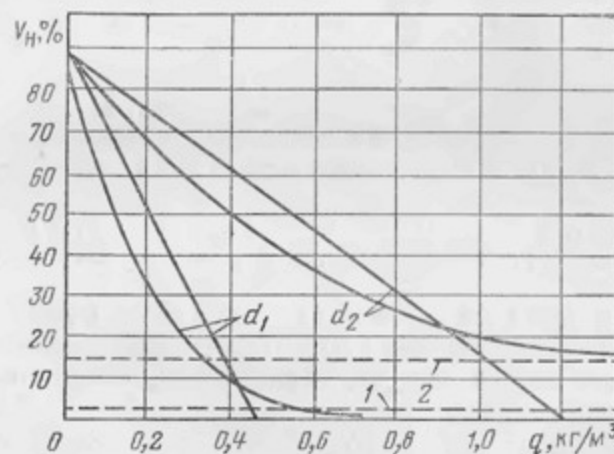


Рис. 8.5. Зависимость выхода негабарита размером более 700 мм из раздробленной горной массы от удельного расхода ВВ при различных диаметрах скважин ($d_1 < d_2$)

2 — выход негабарита из зоны нерегулируемого дробления для диаметров скважин соответственно d_1 и d_2 .

Удельный расход ВВ, необходимый для обеспечения выхода кусков заданного размера, определяется по формуле (8.14). Удельный расход ВВ, обеспечивающий выход некондиционных кусков, близкий к нулю, определяют следующим образом. В одних и тех же породах (d_0 , f , v одинаковы) проводят по два взрыва с разными удельными расходами ВВ. Замеряют выход негабарита V_n . На графике по оси ординат отложен выход негабарита, по оси абсцисс — удельный расход ВВ q . Наносят точки, соответствующие этим показателям по двум взрывам, и через них проводят прямую, которая пересекает ось ординат в точке, соответствующей содержанию негабарита в массиве ($q=0$), а ось абсцисс — в точке, в которой значение удельного расхода ВВ обеспечивает нулевой выход негабарита. Если полученный удельный расход ВВ при правильно выбранных остальных параметрах (сетка расположения скважин, величина забойки, перебур, интервал, схема КЗВ и др.) не обеспечивает нулевой выход негабарита, то необходимо перейти на меньший диаметр скважин.

Если известны содержание негабаритных фракций в массиве и результат массового взрыва (по выходу негабарита) при определенном удельном расходе ВВ, то необходимый расчетный (для условия $V_n=0$) удельный расход ВВ (кг/м^3):

$$q = q_{\Phi} V_{n.m} / (V_{n.m} - V_n), \quad (8.30)$$

где $V_{n.m}$ — содержание в массиве негабаритных кусков, %; V_n — выход негабарита (%) при взрыве с фактическим удельным расходом q_{Φ} . Остальные параметры — СПП, сетку скважин, величину забойки, перебура и др. — определяют по формулам, приведенным в подразделе 8.6.

Если большие участки карьерного поля сложены однородными по трещиноватости и физико-техническим свойствам породами, то, исходя из представлений, что отдельности, пронизанные зарядом ВВ, разрушаются в результате воздействия волны напряжений, а основная часть массива — в результате квазистатического давления взрывных газов и соударения кусков, расчет параметров взрывания на заданную степень дробления следует выполнять следующим образом.

Необходимое количество ВВ на единицу объема взорванной горной массы в пределах зоны регулируемого дробления, в которой размер крупных кусков после взрыва (кг/м^3) не превысит кондиционного размера:

$$q = 0,9 \frac{\sigma_p \delta}{E Q_B d_K} \left(\frac{1-v}{v} \right)^2 + 0,2 \cdot 10^{-7} \frac{E d_0}{\delta Q_B} \left(\frac{d_2}{a} \right)^2, \quad (8.31)$$

где σ_p — предел прочности образца горной породы на растяжение,

Па; δ — величина раскрытия трещин в массиве, м; v — коэффициент Пуассона; E — модуль Юнга, Па; d_0 — размер естественной отдельности, м; Q_B — теплота взрыва, кДж/кг; d_K — размер кондиционного куска, м.

Расстояние между скважинами (м)

$$a = 7v_d \rho d_3 \frac{v}{\sigma_p (1-v)} \sqrt{\frac{d_K}{\delta}} + d_0, \quad (8.32)$$

где v_d — скорость детонации ВВ, м/с; ρ — плотность заряжения, т/м^3 .

Величина раскрытия трещин определяется по следующим данным:

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
Средний размер отдельности, м	<0,1	0,1—0,5	0,5—1	1—1,5	>1,5
Величина раскрытия трещин в массиве, мм	<2,5	2,5—5	5—10	10—15	15—20

Интервал замедления, обеспечивающий более полное использование энергии волны напряжения в результате уменьшения ширины трещин вблизи последующей группы зарядов:

$$\tau = 57,5 \frac{K r^2}{d_3 c} \left(\frac{\delta}{d_0} \right)^{3/2}, \quad (8.33)$$

где K — коэффициент, учитывающий геометрическое расхождение энергии взрыва (для цилиндрических зарядов $K=2$); c — скорость продольной волны в образце горной породы, м/с. Расстояние от первой группы зарядов до максимально удаленной границы зоны разрушения от взрыва последующей группы зарядов (м) $r=1,5 a_1$; здесь a_1 — расстояние между двумя группами последовательно взрывающихся зарядов, м.

Средний размер куска взорванной массы (м)

$$d_{cp} = d_0 - 2,5 \cdot 10^{-2} \left[v_d \rho \frac{d_3}{a} \frac{cv}{\sigma_p (1-v)} \right]^2 \frac{d_0^2}{\delta}. \quad (8.34)$$

Приведенная методика расчета справедлива для магматических и метаморфических пород, разрабатываемых открытым способом при диаметре скважин 150 мм и более.

8.8. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Впервые понятие рациональной степени дробления горных пород было сформулировано в работах МГИ. Под ним понимается условие, чтобы суммарные приведенные затраты на единицу продукции по всему комплексу добычи и механическому дроблению были ми-

нимальны. Тогда себестоимость отбитой породы (руб/м³) складывается из себестоимости (руб/м³) C_1 и C_3 первичных и вторичных буровых работ, C_2 и C_4 — первичных и вторичных взрывных работ, C_5 — погрузка породы, C_6 — транспортирования породы, C_7 — первой стадии крупного дробления.

$$C_{\text{общ}} = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7, \quad (8.35)$$

При использовании невзрывных способов дробления негабарита вместо $C_3 + C_4$ в формуле учитывается себестоимость дробления негабарита применяемым методом. В некоторых случаях необходимо учитывать возрастание себестоимости полезного ископаемого в результате увеличения выхода мелких некондиционных фракций (отходов).

При взрывании железистых кварцитов с микрозамедленным взрыванием с повышенными удельными расходами ВВ и взрывным воздействием по направлению минимального сопротивления массива разрушению достигается снижение прочности получаемых при взрыве кусков. При этом снижаются энергозатраты на последующие процессы дробления и измельчения, растет производительность дробилок и мельниц. Это необходимо учитывать введением в расчеты фактических данных роста производительности оборудования и экономии электроэнергии по сравнению с базовым вариантом.

Целесообразная мощность погрузочно-транспортного и дробильного оборудования определяется по минимуму затрат на вторичное взрывание и переработку полезного ископаемого до второй стадии дробления.

В общем виде это выражается формулой

$$\frac{\Delta C_3 + \Delta C_4 + \Delta C_5 + \Delta C_6}{\Delta C_7} \leq 1, \quad (8.36)$$

где $\Delta C_3 + \Delta C_4$ — изменение затрат на вторичное дробление негабарита при изменении кондиционного размера кусков, руб/м³; $\Delta C_5 + \Delta C_6$ — изменение затрат на погрузку и транспортирование в связи с аналогичным изменением кондиционного размера куска и с применением более мощных экскаваторов, руб/м³; ΔC_7 — изменение затрат на механическое дробление первой стадии в связи с установкой дробилки большей мощности, руб/м³.

Если левая часть уравнения (8.36) меньше единицы, то целесообразно увеличение размера кондиционного куска.

Подсчеты, приведенные для карьеров, разрабатывающих крепкие породы ($f > 10$), показывают, что только для небольших карьеров с производственной мощностью менее 50 000 т в год можно установить допустимый размер куска 0,5 м, а на карьерах с производственной мощностью более 300 000 т допустимый размер куска должен быть более 1 м.

ИГД МЧМ СССР разработана методика определения рациональной степени дробления на действующих предприятиях и при проектировании, в которой исходными для расчета являются данные о фактически достигнутой производительности оборудования и затратах по процессам при определенной степени дробления горной массы.

Эксплуатационные затраты.

1. Стоимость бурения (руб/м³)

$$C_6 = C_1 \frac{1,27q}{d^2 \rho \left(1 - \frac{l_a}{H + l_{\text{пер}}}\right)}, \quad (8.37)$$

где C_1 — себестоимость бурения 1 м скважины, руб.; q — удельный расход ВВ, кг/м³; d — диаметр скважины, м; H — высота уступа, м.

2. Стоимость взрывания (руб/м³)

$$C_2 = qC_2 + (Z_n + M_n) q/q_{\text{ф}} + P_n + A_n, \quad (8.38)$$

где C_2 — стоимость 1 кг ВВ, руб.; $q_{\text{ф}}$ — фактический удельный расход ВВ, кг/м³; Z_n , M_n , P_n и A_n — соответственно заработная плата, стоимость материалов (без ВВ), прочие расходы и амортизация в фактической стоимости, руб/м³.

3. Стоимость экскавации (руб/м³)

$$C_3 = (Z_3 + A_3 + P_3) \frac{a + b d_{\text{ср}}}{a + b d_{\text{ср.ф}}} + \frac{T_3 8 - 0,14 d_{\text{ср.ф}}}{8 - 0,14 d_{\text{ср}}} + Z_3 + M_3, \quad (8.39)$$

где Z_3 , A_3 , P_3 , Z_3 , M_3 и T_3 — соответственно заработная плата, амортизация, прочие расходы, стоимость электроэнергии, материалов и текущих ремонтов в фактической себестоимости экскавации на 1 м³ горной массы; $d_{\text{ср}}$ — средневзвешенный диаметр куска, см; $d_{\text{ср.ф}}$ — средний диаметр куска, при котором получена фактическая себестоимость, см.

Коэффициенты a и b принимают в зависимости от вместимости ковша экскаватора:

V_3 , м³	3	4	8
a	10,26	6,71	17,1
b	0,36	0,425	0,308

4. Расходы на автотранспорт (руб/м³)

$$C_7 = H_{\text{а.с}} P_{\text{а.с}} \frac{10^{-3} (a + b d_{\text{ср}})}{K_{\text{н}} V_{\text{к}}} + \frac{T_{\text{с}}}{V_{\text{а.с}}} + P_{\text{а.с}}, \quad (8.40)$$

где $H_{a.c} = \Sigma_e + A_e + P_e + M_e$ — непропорциональные расходы в фактической себестоимости автотранспорта: соответственно заработная плата на амортизацию, на ремонты и прочие расходы, руб./м³; $P_{a.c} = \Sigma_e + P_e + M_e$ — пропорциональные расходы (соответственно на энергию, износ шин и материалы) в фактической себестоимости автотранспорта, руб./м³; $P_{a.c}$ — фактическая сменная производительность (соответственно на энергию, износ шин и материалы) в фактической себестоимости автотранспорта, м³; T_e — продолжительность рейса, ч.

5. Себестоимость разделки негабарита (руб/м³)

$$C_n = C_{p.n} V_n / 100, \quad (8.41)$$

где $C_{p.n}$ — себестоимость разделки 1 м³ негабарита, руб.; V_n — выход негабарита, %.

Капитальные затраты.

1. Затраты на бурение (руб/м³)

$$C_{н.б} = \frac{1,27 C_{ст} q}{P_6 n d^2 \rho \left(1 - \frac{l_a}{H + l_{пер}}\right)}, \quad (8.42)$$

где $C_{ст}$ — балансовая стоимость бурового станка, руб.; P_6 — сменная производительность бурового станка с учетом коэффициента использования, м; n — число рабочих смен в году.

2. Затраты на экскавацию (руб/м³)

$$C_{н.э} = \frac{10^{-3} C_э}{V_э T_{см} K_n n} (a + b d_{ср}), \quad (8.43)$$

где $C_э$ — балансовая стоимость экскаватора, руб.; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; K_n — коэффициент использования смены.

3. Затраты на автотранспорт (руб/м³)

$$C_{a.т} = \frac{C_a \frac{10^{-3} (a + b d_{ср})}{K_n V_n} + \frac{T_e}{V_{a.c}}}{n T_{см}}, \quad (8.44)$$

где C_a — балансовая стоимость самосвала, руб.; $V_{a.c}$ — вместимость кузова самосвала, м³.

По результатам расчета строят график зависимости суммарных приведенных затрат от средневзвешенного диаметра куска (рис. 8.6) и находят область минимума стоимости, т. е.

$$\Sigma (C_i + EC_{hi}) \rightarrow \min,$$

где E — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений. Принимается значение средневзвешенного диаметра куска горной массы, соответствующее минимуму приведенных затрат.

Недостатком данной методики является то, что рациональная степень дробления пород определяется методом последовательного

$\Sigma C_i, \text{руб/м}^3$

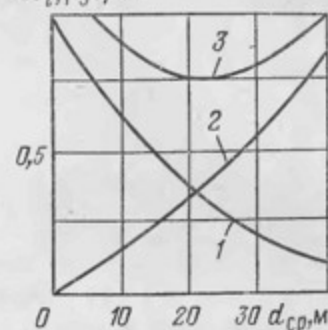


Рис. 8.6. Зависимость суммарных приведенных затрат ΣC_i от средневзвешенного диаметра куска:

1 — бурение и взрывание; 2 — экскавация и транспорт; 3 — $\Sigma (C_i + EC_{hi})$

приближения по данным экспериментальных взрывов с графическим анализом полученных результатов.

Методика расчета рациональной степени дробления упрощается, если в исходные зависимости заложить параметры взрывных работ, которые функционально были бы связаны с крупностью взорванной горной массы.

Зависимость удельного расхода ВВ от среднего размера куска взорванной массы следующая:

$$q = 0,13 \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 d_0 d_3) (0,5/d_n)^{2/5} \sqrt[4]{0,25 d_n/d_{ср}}. \quad (8.45)$$

Из формулы (8.45) следует, что для однородных по трещиноватости и крепости пород при неизменном диаметре скважин и постоянном размере кондиционного куска удельный расход ВВ является функцией среднего куска взорванной горной массы.

Остальные параметры определяются по формулам:

линия сопротивления по подошве $W_n \approx 0,9 \sqrt{p/q}$, где p — вместимость 1 м скважины, кг;

расстояние между скважинами $a = m W_n$, здесь $m = 1,0 + 1,2$; расстояние между рядами $b = W_n/m$; величина забойки $l_{заб} < 0,5 W_n$, величина перебура $l_{пер} = 0,5 q W_n$.

Таким образом, при постоянном диаметре заряда все параметры зависят от удельного расхода ВВ, который, в свою очередь, является функцией среднего размера куска. Определив размер оптимального куска через удельный расход ВВ, получим и параметры, соответствующие минимальным затратам. Приведенные расчеты наиболее удобно проводить с использованием ЭВМ.

9. КОНТУРНОЕ ВЗРЫВАНИЕ

9.1. КОНТУРНОЕ ВЗРЫВАНИЕ НА КАРЬЕРАХ И В ГИДРОТЕХНИЧЕСКОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

Контурное взрывание позволяет избежать нарушения скального массива горных пород за пределами проектного контура, обеспечить получение более крутых и устойчивых откосов уступов и выемок, уменьшить трудоемкость работ по заоткоске оснований и откосов, уменьшить переборы и увеличить устойчивость законтурного массива при проведении подземных выработок.

В основном применяют два метода контурного взрывания.

Предварительного щелеобразования, когда по проектному контуру уступа карьера или выемки бурят ряд сближенных скважин (рис. 9.1, а) обычно меньшего (100—160 мм), чем основные взрывные скважины, диаметра, заряжают их гирляндами из патронов диаметром 32 мм аммонита № 6 ЖВ, рассредоточенными или шланговыми зарядами и взрывают до производства массового взрыва в приконтурной зоне или совместно, но с опережением на 50—100 мс. Как правило, между контурными скважинами и технологическими размещается вспомогательный, буферный ряд скважин, которые имеют диаметр, одинаковый с основными, но они располагаются на расстоянии в 1,4—1,6 раза меньшем и заряжаются сплошным зарядом в полиэтиленовой трубе. При этом диаметр трубы составляет 0,7 диаметра скважины, а масса заряда — 50—60 % от основного.

Завершающего контурного взрывания, когда массив (рис. 9.1, б) или сечение выработки дорабатывают до проектного контура завершающим взрывом контурных скважин или шпуров. Этот метод применяют при оформлении порталов тоннелей на крутых косогорах,

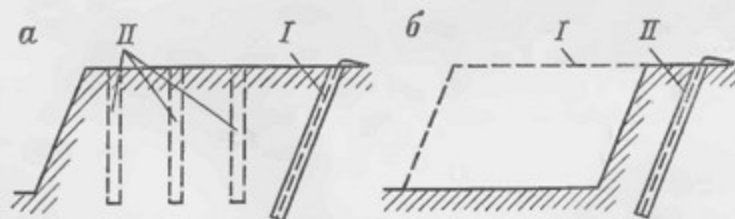


Рис. 9.1. Схема расположения контурных скважин: а — при методе предварительного щелеобразования; б — при методе завершающего взрывания; I—II — последовательность работ

при выполаживании откосов над дорожными полками, обрушении потенциально неустойчивых массивов, отработке горизонтальных защитных слоев, проведении подземных выработок.

Расстояние между скважинами или шпурами (м) при контурном взрывании

$$a = 22d_3 k_3 k_y, \quad (9.1)$$

где d_3 — диаметр заряда, м.

Коэффициент зажима при полном зажиме (оконтуривание котлована и т. п.) $k_3=0,85$, при работе на косогоре или уступе при числе рядов скважин рыхления более трех, а также при контурной отбойке $k_3=1$, в этих же условиях, но при меньшем числе рядов скважин рыхления $k_3=1,1$. Коэффициент геологических условий при отсутствии ярко выраженной системы напластований или трещиноватости $k_y=1,0$; при угле залегания 90° , $k_y=0,90$; при угле $20-70^\circ$ $k_y=0,85$; при горизонтальном залегании, а также при совпадении геологических плоскостей с щелью $k_y=1,15$.

Глубина контурных скважин (м) должна быть больше глубины скважин рыхления на $10d_3$:

$$L_k = \frac{H + 10d_3 l_n}{\sin \alpha}, \quad (9.2)$$

где α — угол наклона оконтуриваемой поверхности к горизонту; l_n — длина перебура скважин рыхления, м; H — высота уступа.

Забойка верхней части контурных скважин повышает эффективность взрыва и, главное, предохраняет от разрушения массив в районе устьев скважин. Однако при горизонтальном напластовании с малой связью между пластами забойка способствует поднятию верхних пластов, что нежелательно.

Длина забойки или при ее отсутствии незаряженной части скважины $l_2=h \geq 2$ м, где h — мощность зоны на вышележащем горизонте, нарушенной взрывами или вследствие интенсивного выветривания.

Расстояние между контурными скважинами и скважинами рыхления по подошве $a_n=(10+20)d_3$. Меньшая величина — при вертикальном напластовании и в монолитных породах, большая — при горизонтальном напластовании.

Линейная масса заряда (кг/м) ориентировочно может быть подсчитана по формуле

$$p = 0,2n_1 + 0,3, \quad (9.3)$$

где n_1 — расстояние между трещинами, м.

Для контурного взрывания используют заряды-гирлянды из патронов аммонита, преимущественно 6 ЖВ. При этом линейная

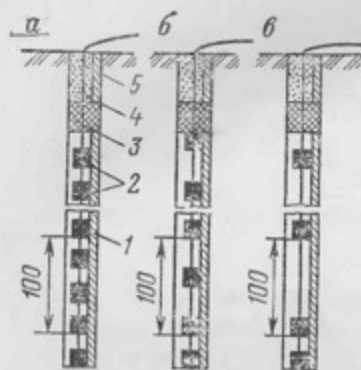


Рис. 9.2. Гирляндные заряды патронов для контурного взрывания:

а—в — варианты регулирования линейной массы заряда: 1 — деревянная рейка; 2 — патроны аммонита № 6 ЖВ диаметром 32 мм; 3 — бумажная пробка; 4 — забойка; 5 — ДШ

Основные результаты, достигнутые на карьерах Минцветмета СССР по заоткоске уступов скважинами диаметром 105 мм, приведены в табл. 9.2.

Низкая производительность станков пневмоударного бурения и малое расстояние между скважинами отрезной щели требуют больших затрат времени на создание экрана, что крайне неблагоприятно сказывается на темпах погашения уступов, особенно на карьерах большой производительности. В связи с этим на ряде крупных карьеров черной и цветной металлургии СССР был осуществлен переход на станки 2СБШ-200Н, СБШ-250МН и их реконструированные модели, обеспечивающие бурение скважин глубиной до 48 м с углами наклона от 45 до 90° или с обратными углами наклона, что позволило не только резко сократить время обурирования отрезных щелей, но и увеличить допустимую массу зарядов при взрывах в приконтурной зоне. Реконструкция станков СБШ-250МН, выполненная на Соколовско-Сарбайском ГОКе, а затем на карьерах Оленегорского и Ковдорского комбинатов, обеспечивает возможность постановки на предельный контур уступов любой высоты за счет их сдвигания и странивания. Станок, обеспечивающий возможность бурения скважин глубиной до 48 м, нашел распространение на ряде карьеров Казахстана, Средней Азии и Кривого Рога, используется и на Соколовском карьере ССГОКа.

масса заряда регулируется расстояниями между патронами ВВ (рис. 9.2).

Критериями качества контурного взрывания являются степень неровности поверхности в промежутках между отпечатками скважин (не более ± 15 см) и суммарная длина отпечатков (не менее 75 % длины скважин).

Параметры расположения зарядов в скважинах диаметром 105 мм для метода предварительного щелеобразования при диаметре заряда 32 мм (ВВ — аммонит 6ЖВ) приведены в табл. 9.1.

По данным Гидроспецстроя, при диаметре скважин 105 мм расстояние между скважинами принимается 0,6—0,9 м, а линейная плотность заряда — 0,3—0,7 кг/м.

Таблица 9.1

Параметры расположения контурных скважин при методе предварительного щелеобразования

Горная порода	Группа пород по СНиП	Направление щели по отношению к основной системе трещин	Расстояние между скважинами	
			в метрах	в диаметрах заряда
Известняк горизонтального залегания с глинистыми пропластками и вертикальными трещинами, разбит на блоки размером 20—50 см в наибольшем ребре	VI и VII	Параллельное	0,9	28
То же	VI и VII	Под углом 30—70°	0,7	22
Известняк, пласты перемятые сильнотрещиноватые	VII	Параллельное	0,8	25
То же	VII	Под углом 30—70°	0,7	22
Песчаник тонкозернистый, крупноблочный	VI	Вертикальной трещиноватости нет	0,6—0,7	19—22
Гранит мелкозернистый, трещиноватый	X	Господствующая система трещиноватости отсутствует	0,6	19
Диабаз трещиноватый, крупноблочный	X	Параллельное	0,7	22
То же	X	Под углом 30—70°	0,5	16

Переход на создание отрезной щели с использованием скважин большого диаметра позволил увеличить расстояние между ними до 2,5—3,5 м и линейную массу заряда в них q_a до 3—4 кг/м.

При методе завершающего контурного взрывания коэффициент сближения скважин или шпуров контурного ряда не должен быть больше 0,75. При взрывании на карьерах этот метод применяется в сильнотрещиноватых породах при удельном расходе ВВ $q < 0,5$ кг/м³.

Рекомендуемые параметры расположения контурных скважин диаметром d приведены в табл. 9.3.

Для расчета параметров расположения скважин в контурном

Таблица 9.2

Результаты внедрения предварительного щелеобразования на карьерах Минцветмета СССР

Карьер	Размер блоков l , м	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова	Акустическая жесткость $A \cdot 10^{-6}$ кг/(м ² ·с)	Параметры БВР при заоткоске			Увеличение угла откоса уступа, градус
				Расстояние между скважинами, м		ρ , кг/м	
				щели	вспомогательного ряда		
Учалинский	0,4—1,4	8—12	5—13	0,9—1,8	2—3	0,2—1,5	5—10
Гайский	0,4—1,4	6—14	5—15	0,9—1,5	2—3	0,2—1,5	5—10
Сибайский	0,4—1,4	8—16	5—16	0,9—1,5	2—3	0,2—1,5	5—10
Коунрадский	0,4—2,5	6—12	5—13	1,3—1,5	3—4	1,8—2,0	5—10
Сорский	0,1—1,5	9—16	5—12	2,0—3,0	—	1,5—2,0	7—10
Карагайлинский	0,4—2,0	2—20	5—16	1,5—3,5	—	0,2—2,0	7—10

Таблица 9.3

Параметры БВР при завершающем контурном взрывании

С забойкой				Без забойки			
d , мм	a , м	W , м	q_d , кг/м	d , мм	a , м	W , м	q_d , кг/м
51—64	0,91	1,22	0,12—0,37	30	0,5	0,7	0,07
76—89	1,22	1,52	0,19—0,74	37	0,6	0,9	0,12
102—104	1,52	1,83	0,37—1,12	44	0,6	0,9	0,17
127—140	1,83	2,13	1,12—1,49	62	1,0	1,3	0,35
152—165	2,13	2,74	1,49—2,23	75	1,2	1,6	0,5
—	—	—	—	87	1,4	1,9	0,7
—	—	—	—	100	1,6	2,1	0,9
—	—	—	—	125	2,0	2,7	1,4
—	—	—	—	150	2,4	3,2	2,0
—	—	—	—	200	3,0	4,0	3,0

ряде рекомендуется определить диаметр заряда в скважине по формуле

$$d_3 = \sqrt{\frac{0,055 [c h_n (\lg \alpha_n - \lg \alpha_n) + 1] d_c^2 a_{щ}}{\rho_{ВВ} \sin \alpha_n}}, \quad (9.4)$$

а максимальное расстояние между скважинами отрезной щели

$$a_{\max} = 2d_a \sqrt{\rho_{ВВ} Q / \sigma_{рд}}, \quad (9.5)$$

где h_n — мощность слоя раздробленной породы в верхней части уступа, м; $\alpha_n = 36 + 40^\circ$ — угол откоса уступа в верхней части; α_n — угол откоса уступа в нижней части; c — безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м; d_c — диаметр скважины, м; $a_{щ}$ — расстояние между скважинами отрезной щели, при котором достигается щелеобразование, м; $\rho_{ВВ}$ — плотность ВВ в заряде, кг/м³; Q — теплота взрыва, Дж/кг; $\sigma_{рд}$ — динамическая прочность массива на растяжение, равная 0,5 статической прочности блоков, Па.

Эффективность действия щели как экрана достигается только при условии ее осушения от воды. Это достигается, если отрезная щель имеет связь с отработанным участком уступа. При этом резерв во времени с момента образования щели до массового взрыва должен составлять 5—7 сут. В случае отсутствия такой связи образования щель должна соединяться с нижележащим горизонтом скрытой дрейной, образованной взрывом донных зарядов массой 30—40 кг в скважинах, пробуренных перпендикулярно к простиранию верхней бровки уступа. Длина контурной щели должна быть больше размера взрывающего блока наполовину ширины приконтурной зоны в каждую сторону. При диаметре контурных скважин 200—250 мм среднее расстояние между ними принимается 2,0—2,5 м, а линейная плотность зарядов 3—4 кг/м. Окончательно параметры контурных зарядов уточняются на основе опытных взрывов и последующими наблюдениями за состоянием откосов уступов.

9.2. КОНТУРНОЕ ВЗРЫВАНИЕ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

При проходке подземных горных выработок в шахтах, рудниках и в гидротехническом строительстве к контурному взрыванию предъявляется требование высокой точности соответствия образуемого контура проектному. От величины переборов зависят объемы бетонирования при создании крепи выработки, от величины недоборов — дополнительные работы по оформлению проектного сечения выработки. Основным методом контурного взрывания в этих условиях является завершающее контурное взрывание (гладкий откол).

Для производства контурного взрывания в подземных условиях в отечественной и зарубежной практике разработано значительное число конструкций зарядов. Основные из зарядов показаны на рис. 9.3, которые формируются в специальных оболочках уменьшен-

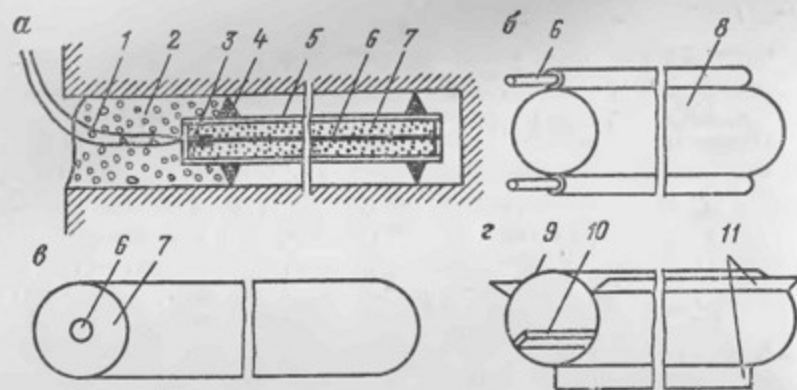


Рис. 9.3. Заряды контурного взрывания в оболочках:

а — патрон с ВВ; б — заряд из двух ДШ; в — патрон из ВВ и ДШ для контурного взрывания; г — патрон с устройством для фиксированного соединения их в заряд; 1 — провода ЭД; 2 — забойка; 3 — ЭД; 4 — центрирующие насадки; 5 — цилиндрический контейнер; 6 — ДШ; 7 — слабое ВВ; 8 — гибкий пустотелый цилиндр; 9 — цилиндрическая муфта; 10 — фиксатор патронов; 11 — ребра

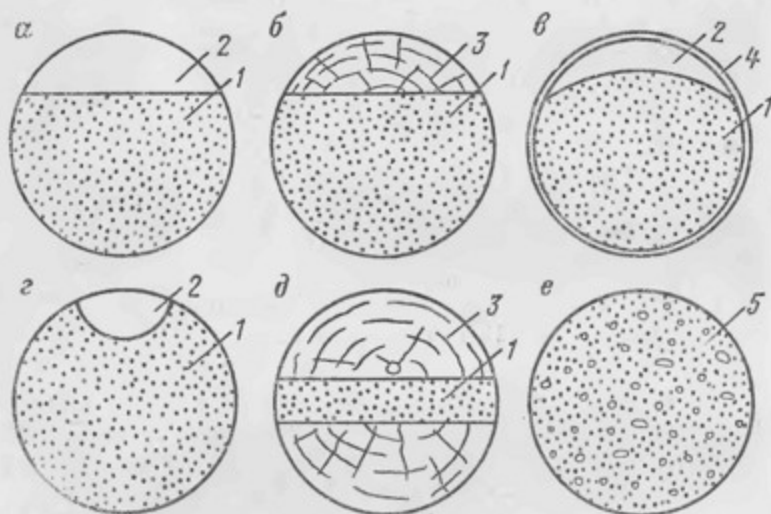


Рис. 9.4. Заряды контурного взрывания из гранулированных ВВ:

1 — ВВ; 2 — воздушная полость; 3 — инертный вкладыш (деревянный брус); 4 — труба; 5 — смесь ВВ с пенополистиролом

Таблица 9.4

Параметры контурных шпуровых зарядов при методе завершающего взрывания (по У. Лангефору)

Диаметр шпура, мм	Линейная масса заряда, кг/м	Плотность заряжения, %	Расстояние между шпурами, м	ЛНС, м
30	0,07	13	0,5	0,7
37	0,12	21	0,6	0,9
44	0,17	15	0,6	0,9
51	0,25	19	0,8	1,1
62	0,35	13	1,0	1,3
75	0,5	11	1,2	1,6

турного взрывания можно разделить по характеру воздействия на массив на два класса:

заряды щадящего воздействия на законтурный массив (рис. 9.3, а, в, г и рис. 9.4, а, б, в, е);

заряды направленного воздействия (рис. 9.3, б и рис. 9.4, г, д).

Основные параметры контурного взрывания без забойки для гладкого откола, по данным У. Лагефорса, приведены в табл. 9.4.

Удельный расход ВВ на единицу площади контура принимается в пределах 0,25—0,30 кг/м.

ного по сравнению со шпуром диаметра до заряжения, а на рис. 9.4 — заряды, формируемые в процессе пневмозаряжения шпуров россыпными гранулированными ВВ. Все конструкции зарядов кон-

10. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В ТРАНСПОРТНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

10.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Взрывные работы в транспортном строительстве выполняют на скальных участках трасс железных и автомобильных дорог при устройстве выемок, водоотводных нагорных канав и кюветов, насыпей в основании косогоров, разработке притрассовых карьеров для возведения насыпей, при сооружении котлованов под опоры мостов, виадуков, контактной сети и других сооружений, а также траншей для прокладки различных коммуникаций.

Взрывной способ применяют также при возведении насыпей на болотах, дноуглубительных работах в морских портах, рыхлении сезонно-мерзлых и вечноммерзлых грунтов, корчевке пней, добыче строительных материалов в карьерах и др.

Ведение взрывных работ в транспортном строительстве отличается исключительным разнообразием горно-геологических, климатических, географических и топографических условий, временным характером и мобильностью, повышенными требованиями к соблюдению проектных очертаний, к устойчивости откосов и подошве выемок и котлованов.

Применяемые в транспортном строительстве достаточно мобильные, но ограниченной мощности экскаваторы, вместимостью ковша 1,0—1,25 м³ и бульдозеры мощностью 73,6—117,7 кВт, технологические требования к гранулометрическому составу скальных грунтов при возведении земляного полотна обуславливают повышенные требования к степени дробления взорванной горной массы.

Выемки транспортных сооружений, как правило, мелкого заложения, глубиной до 10—15 м (редко более 30 м) прорезают массивы скальных грунтов вблизи их выходов на открытую поверхность. Это определяет характерную для практически всех грунтов высокую степень трещиноватости и выветрелость, глыбовую отдельность с заполнением широких трещин продуктами выветривания для особо крепких скальных грунтов, большую изменчивость свойств грунтов в пределах одной и той же выемки как по ее глубине, так и по протяженности.

Условия транспортного строительства накладывают определенные ограничения на действие взрыва в среде: одна открытая по-

верхность, ограниченное сечение выемок, требования к устойчивости откосов и основаниям. При сооружении магистралей в освоенных районах и особенно при реконструкции железных и автомобильных дорог вводятся дополнительные ограничения: по ширине развала взорванной горной массы, дальности разлета осколков, действию сейсмической и воздушной ударной волны.

Условия выполнения взрывных работ в транспортном строительстве требуют высокой информативности и большой достоверности исходных данных для проектирования и производства взрывных работ, индивидуальных решений практически для всех выемок.

10.2. НОРМАТИВНАЯ И ПРОЕКТНАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

Проектирование и производство взрывных работ в транспортном строительстве осуществляются в соответствии с требованиями СН—202—81, СНиП III—38—75, СНиП III—4—80, Техники безопасности в строительстве, Едиными правилами безопасности при взрывных работах, Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом, Правилами техники безопасности и производственной санитарии при сооружении железнодорожного земляного полотна, Технических указаний по проектированию и производству буровзрывных работ при сооружении земляного полотна (ВСН 178—74) и Инструкцией по обеспечению безопасности движения поездов при производстве буровзрывных и скальных работ на строительстве вторых путей (ВСН 175—71).

Вопросы производства буровзрывных работ должны быть решены в следующей проектной и производственной документации:

- а) в составе проекта (раздел буровзрывных работ в проекте организации строительства ПОС; сметная документация);
- б) в составе рабочего проекта (раздел буровзрывных работ в проекте организации строительства; сметная документация; рабочие чертежи на буровзрывные работы);
- в) в составе рабочей документации при двухстадийном проектировании (рабочие чертежи на буровзрывные работы, сметы);
- г) в проекте производства работ при производстве буровзрывных работ в постоянных и притрассовых карьерах;
- д) в техническом расчете;
- е) в корректировочном расчете.

Раздел буровзрывных работ в составе ПОС составляется специализированными проектными организациями и должен быть увязан с общими решениями, принятыми в проекте (рабочем проекте).

На стадии разработки ПОС обосновывается необходимость и целесообразность применения взрывных работ.

Принципиальная возможность производства взрывных работ, когда в опасную зону взрыва попадают здания, сооружения коммуникаций, угодья и др., подлежит согласованию проектным институтом с заказчиком, а также заинтересованными организациями — владельцами указанных сооружений и угодий.

Применение взрывного сноса не допускается:

для рыхления мерзлого грунта при толщине слоя мерзлоты менее 0,5 м;

для рыхления скальных грунтов, поддающихся рыхлению и разработке землеройными машинами, при уширении выемок под второй путь;

при корчевке пней диаметром менее 50 см (менее 30 см в мерзлых грунтах);

для выполнения подготовительных работ на болотах по устройству дренажных прорезей, канав-торфоприемников, водоотводных канав и по выторфовыванию при глубине разработки до 4 м;

в местах развитых оползневых явлений, вблизи месторождений минеральных вод и других подобных случаях.

Взрывные работы при возведении земляного полотна в скальных грунтах следует выполнять равномерно в течение года. Взрывание и разработку выемок в вечномерзлых грунтах следует назначать на зимний и весенний периоды года при условии обеспечения окончания строительства в заданный срок.

Подготовительные работы (устройство полок для прохода и работы буровых машин, устройство нагорных канав и вскрышные работы в нескальных грунтах на участках скальных выемок и при-трассовых карьеров) должны выполняться до промерзания грунта.

Разработка взрывным способом выемок, расположенных на расстоянии до 50 м от искусственных сооружений (если другие расстояния не определены проектом), должна быть закончена до начала возведения этих сооружений.

Методы взрывных работ назначаются, исходя из условий распределения объемов земляных масс по выемкам и насыпям, требований к качеству дробления и сохранности естественной устойчивости грунтов в откосах и основании выемок, сохранения окружающей среды, рельефа местности, свойств и характеристики грунтов.

При поперечном уклоне местности до 40° применяют взрывание на рыхление и выброс. При сооружении полувыемок (полок) на косогорах с углом склона от 30 до 60° — взрывание на сброс, а с углом склона более 60° следует применять взрывы на обрушение.

Основным методом взрывания при сооружении земляного полотна железных и автомобильных дорог является метод скважинных зарядов с применением буровых машин, как правило, дорожностроительного типа.

Применение метода камерных зарядов допускается при соответствующем технико-экономическом обосновании только для перемещения грунта из выемки в кавальер и при сооружении земляного полотна на прижимных или крутых косогорах.

Для рыхления грунтов при доработке выемок, устройстве кюветов, канав, небольших котлованов, а также при рыхлении сезонно-мерзлых грунтов следует применять метод шнуровых зарядов. Глубина разработки при этом методе, как правило, не должна превышать 1,0 м.

Для образования ровных и наименее нарушенных откосов при устройстве скальных выемок, полок и котлованов, уменьшения объемов доделочных работ следует применять наклонное заложение откосных скважин, уменьшать их диаметр до 60—110 мм, использовать контурное взрывание.

При сооружении второго пути на раздельном полотне необходимо применять контурное взрывание с предварительным щелеобразованием для образования откоса выемки, ближнего к действующему пути, во всех случаях, когда имеется угроза повреждения эксплуатируемой выемки от сейсмического воздействия взрывов.

Следует принимать следующие способы бурения взрывных скважин:

а) шарошечный — в грунтах V—VIII групп крепости по классификации СНиП и малоабразивных грунтах IX группы, а также в скальных грунтах с нескальными прослоями и в нескальных мерзлых и моренных грунтах, содержащих твердые включения;

б) пневмударный и ударно-вращательный (с выносным пневмо- или гидроударником) — в грунтах IX—XI групп крепости;

в) вращательный, резцово-шнуровой — в мерзлых обикновённых (без твердых включений) грунтах и полускальных неабразивных грунтах IV—VI групп крепости по СНиП.

Исходными данными для проектирования буровзрывных работ служат:

а) материалы топографических, геологических, гидрогеологических, метеорологических изысканий;

б) решения по организации буровзрывных работ, методам их производства, средствам механизации бурения и взрывания, согласованные с организацией, проводящей работы;

в) данные о мощности специализированных на взрывных работах организаций, наличии складов ВМ, подсобных производств и возможности их использования и развития;

г) сведения о возможности обеспечения производства буровзрывных работ местными кадрами;

д) сведения о местах расположения станций (портов) прибытия грузов, местных дорогах, ЛЭП и линиях связи;

е) характеристика выемок (размеры, снеготаносимость, участки пучин, карстов) на участках взрывных работ с оценкой устойчивости откосов;

ж) поперечные и продольные профили выемок, котлованов.

В характеристике инженерно-геологических условий, приводимой в записке ПОС, должны быть указаны:

наименование скальных грунтов и их строительные группы;

границы залегания различных грунтов в массиве (в плане и разрезе в масштабе 1 : 100—1 : 200);

степень трещиноватости по зонам с данными об элементах залегания господствующих систем трещин;

степень выветрелости по зонам с качественным описанием состояния грунтов (дресва, щебень, разбояная или слабовыветрившаяся скала);

максимальный уровень воды в массиве и наличие проточности;

влажность и температура вечномерзлых грунтов;

скорости распространения упругих колебаний в массиве взрываемых грунтов.

В описании климатических и метеорологических условий должны быть указаны:

периоды установления отрицательных температур и их максимум;

толщина промерзаемого грунта;

толщина деятельного слоя в вечномерзлых грунтах;

наибольшее число гроз за месяц.

На плане местности должны быть нанесены все сооружения, коммуникации (в том числе подземные), уголья в радиусе опасных зон действия взрыва с данными о них в объеме, достаточном для определения способов организации защиты людей, сооружений и угодий и определения стоимости средств ограждения и защиты.

ПОС должно быть предусмотрено строительство в подготовительный период складов ВМ емкостью не менее 3-месячной потребности строительства во взрывчатых материалах, подъездов, линий электропередачи и связи, а также специальных тупиков и разгрузочных площадок на станциях (портах) прибытия грузов.

Число складов ВМ и их размещение должно обеспечивать потребность стройки в ВМ, условия их сохранности во время хранения и доставки ВМ на объекты работ.

Определение мест для строительства складов ВМ осуществляется заказчиком проекта и проектной организацией на стадии составления обосновывающих расчетов и согласовывается с заинтересованными организациями.

Данные о площадках под склады ВМ с учетом запретной зоны и охранной зоны складов по действию ударной воздушной волны

включаются в акт комиссионного выбора общей площадки (трассы) для строительства всего объекта.

Ходатайство о предоставлении земельного участка для склада ВМ и его отводе, об условиях ограниченного землепользования в пределах границы охранной зоны по действию ударной воздушной волны возбуждается заказчиком в порядке, предусмотренном земельным законодательством союзной республики, на территории которой намечается строительство.

На месте сосредоточения больших партий ВВ для единовременного использования возможно устройство, по разрешению местных органов МВД, специальных площадок с соответствующим ограждением и охраной.

В перечень временных зданий и сооружений в ПОС должны входить мастерские для ремонта техники, служебные и жилые помещения для работников, выполняющих буровзрывные работы.

Раздел буровзрывных работ в составе ПОС должен содержать:

календарный план производства буровзрывных работ;

перечень сооружений подготовительного периода, необходимых для выполнения буровзрывных работ;

обоснование и описание методов производства буровзрывных работ;

ведомости объемов буровзрывных работ с выделением их в составе пусковых комплексов и объектов;

обоснование и графики потребности во взрывчатых материалах, в буровых машинах и автотранспорте, в рабочих кадрах, складском хозяйстве;

обоснование количества «окон» в движении поездов и их продолжительность при строительстве вторых железнодорожных путей.

В состав рабочей документации на буровзрывные работы входят:

рабочие чертежи;

сметы (локальные и объектные);

ведомость объемов буровзрывных работ по методам исполнения;

ведомость потребности в машинах, буровом инструменте, взрывчатых материалах, затратах труда;

ситуационный план местности в пределах границы опасной зоны взрыва с нанесением наземных и подземных сооружений, коммуникаций и угодий.

Сметная стоимость буровзрывных работ согласно объектным (локальным) сметам, составленным по рабочим чертежам, входит в состав ведомости сметной стоимости товарной строительной продукции отдельной строкой.

Рабочая документация составляется на все взрывы в выемках и котлованах под транспортные сооружения, выполняемые методом

скважинных или камерных зарядов, а также на все взрывы в зоне населенных пунктов, транспортных и других коммуникаций, ценных угодий независимо от метода взрывания.

В рабочих чертежах должны быть уточнены принятые на стадии разработки проекта (рабочего проекта) конструкции выемок, объемы и методы производства буровзрывных работ и определены: высота разрабатываемых уступов и мощность взрывааемых слоев грунта;

расположение зарядов в плане и профиле, их величина и конструкция;

число взрывных выработок, их размеры и схемы крепления;

схемы взрывных сетей;

радиусы опасных зон и меры по защите зданий, сооружений и угодий, попадающих в эти зоны, а также мероприятия по технике безопасности при буровзрывных работах;

продолжительность и число «окон», необходимых для взрывных работ при производстве их в зоне действующей железной или автомобильной дороги.

Рабочая документация утверждается заказчиком (управлением железной дороги, дирекцией строящейся автодороги и др.).

К выполнению буровзрывных работ разрешается приступать при наличии проекта производства этих работ (ППР).

Проекты производства работ составляются организацией, выполняющей буровзрывные работы, с учетом взаимной увязки буровзрывных, земляных и других строительных работ, снижения общей их стоимости, сокращения срока строительства объекта за счет увеличения полезного времени использования и производительности машин и труда, повышения качества, безопасности работ, сохранности окружающей среды. Задание на составление ППР выдает организация — заказчик взрывных работ.

Исходными данными для разработки проекта производства буровзрывных работ служат: смета; проект организации строительства; рабочие чертежи; задание на разработку ППР, содержащее сведения об объектах работ и сроках их исполнения; сведения о сроках и порядке поставки материалов и оборудования, количестве и типах буровых машин и транспортных средств, рабочих кадрах по профессиям; другие сведения по специфике буровзрывных работ на данном строительстве.

Проекты производства работ должны содержать указания по организации и срокам исполнения предшествующих и сопутствующих работ.

В состав проекта производства буровзрывных работ в общем случае включается:

ситуационный план места (участка) работ, охватывающий рай-

он в радиусе опасных зон взрыва по разлету кусков, действию ударной воздушной волны, сейсмическому действию взрыва (особенно для больших массовых взрывов на выброс — по распространению продуктов детонации) с указанием на плане временных и постоянных дорог, жилых и промышленных зданий, инженерных сооружений, линий электропередач и связи, мест постов опесления;

календарный график производства работ, увязанный со сроками выполнения земляных, предшествующих и сопутствующих строительных работ;

график поступления с указанием времени ввода в работу буровых и других машин, оборудования, бурового инструмента, материалов;

схема расстановки и размещения на объекте машин, оборудования, служебных, бытовых, складских и других помещений с указанием порядка перемещения машин и оборудования в процессе строительства;

схема поверхностной геодезической разбивки объекта работ с указанием оси, бровки откосов, уступов при многоуступной разработке выемок, границы заложения резервов и притрассовых карьеров;

ведомость объемов земляных и буровзрывных работ с указанием их строительной группы, методов разработки по характерным участкам;

схема очередности работ на объекте по участкам, указывающая на поперечных и продольных разрезах порядок разработки выемок и карьеров с приложением календарного графика.

При составлении ППР должны использоваться технологические карты, карты трудовых процессов и другие типовые документы по организации и технологии буровзрывных и земляных работ.

ППР для несложных объектов может состоять из календарного плана работ в виде линейного графика, схемы производства работ с таблицами типовых зарядов и краткой пояснительной запиской.

Проект производства работ утверждается главным инженером организации, производящей буровзрывные работы, по согласованию с генподрядчиком.

Проекты производства взрывных работ могут составляться проектной организацией по заказу организации, выполняющей взрывные работы за счет накладных расходов в строительстве.

При особой сложности условий производства взрывных работ (уширение глубоких выемок под второй путь, на электрифицированных участках или в населенном пункте, в случае опасности оползней и лавин и др.) по решению организации, утвердившей проект, разработка проекта производства работ может выполняться организацией за счет средств на проектные работы по данной стройке.

Технический расчет на производство массового взрыва составляется на основе рабочей документации или проекта производства работ специализированной строительной-монтажной организацией, выполняющей взрывные работы.

В карьерах с годовой производительностью менее 400 тыс. м³ горной массы в год, линейном строительстве и при взрывах с общей массой заряда менее 3 т в любых условиях выполнения работ технический расчет может не составляться, а расположение выработок производится либо на основе рекомендаций ППР, либо по рабочей документации.

Корректировочный расчет на основе замера фактического расположения и размеров выработок составляется на все виды взрывных работ, кроме дробления негабарита.

Схема составления проектной и производственной документации на буровзрывные работы следующая.

1. На строительстве:

ПОС в составе проекта или рабочего проекта;

рабочая документация;

задание на ППР на объекте;

ППР на объекте;

корректировочный расчет на массовый взрыв;

Таблица 10.1

Изменение выхода негабарита для разных групп грунтов и вместимостей ковшей погрузочных экскаваторов

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Выход негабарита (%) для группы грунтов							
	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
<0,5	7	13	14	16	19	28	—	—
0,5—1,0	4	9	10	14	15	19	20	24
1,0—2,0	3	5	6	8	9	11	12	14
2,0—3,0	—	—	1,8	2,8	3	3,5	4	4,5
>3,0	—	—	1,0	1,8	2	2,8	3	3

Таблица 10.2

Рекомендуемый максимальный размер куска во взорванной горной

Максимальный							
Экскаваторы с ковшом вместимостью, м ³				Бульдозер с высотой отвала, м			
0,65	1,25	2,0	3,0	1,0	1,2	1,3	1,55
0,5	0,7	0,9	1,1	0,5	0,6	0,65	0,77

распорядок подготовки и производства массового взрыва на объекте;

приказ на производство массового взрыва на объекте;

2. На карьерах:

задание на ППР (типовой) на карьере;

ППР (типовой) на карьере;

технический расчет на массовый взрыв;

корректировочный расчет на массовый взрыв;

распорядок подготовки и производства массового взрыва на карьере;

приказ по карьеру на производство массового взрыва.

Степень дробления скального грунта должна обеспечить производительную работу применяемых на транспортном строительстве землеройных машин. Содержание негабаритных кусков по объему в составе взорванной горной массы при скважинном методе взрывания не должно превышать значений, приведенных в табл. 10.1. Взорванные сезонно- и вечноммерзлые грунты, предназначенные для поведения насыпи земляного полотна, должны быть раздроблены на куски размером не более 0,4 м.

Максимальный размер куска во взорванной горной массе, допустимый для работы машин и оборудования, приведен в табл. 10.2.

Таблица 10.3

Рекомендуемая крутизна откосов выемок для разных пород

Вид скальных грунтов	Высота откосов выемок, м	Крутизна откосов выемок
Слабовыветривающиеся	12	1:0—1:0,2
Легковыветривающиеся, неразмываемые	12	1:0,5—1:1,5
Легковыветривающиеся раз- мываемые	6	1:1
То же	6—12	1:1,5

массе для различного оборудования

размер куска, м							
Скрепер с глубиной резания, м				Дробилки с минимальным размером приемного отверстия, мм			
0,25	0,3	0,35	0,5	600×900	900×1200	1200×1500	1500×2100
0,16	0,2	0,24	0,33	0,45	0,7	0,9	1,1

Крутизна откосов выемки принимается в соответствии с данными, приведенными в табл. 10.3.

При разработке скальных выемок недобор по нижней отметке не должен превышать 20 см, а по основанию железнодорожных выемок не более 10 см. Переборы в основании выемок должны быть заполнены местным скальным грунтом. Крутизна откосов должна быть не более установленной проектом. Выступы и углубления в откосах не должны препятствовать нормальной эксплуатации выемок, стоку воды, а также ухудшать видимость.

10.3. РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ И ПАРАМЕТРОВ РАСПОЛОЖЕНИЯ СКВАЖИН

Диаметр скважинных зарядов d для достижения необходимой степени дробления при наименьшем разрушении откосов и основания выемок и минимальном разбросе кусков породы, а также для лучшего использования объема скважин следует принимать в грунтах V—IX групп крепости и в выемках (на участках выемок) глубиной 4 м и более в пределах 146—160 мм, в грунтах X и XI групп крепости и на участках выемок глубиной до 4 м в грунтах VII—IX групп крепости — в пределах 60—105 мм. Длину $l_{вв}$ зарядов следует принимать (в диаметрах зарядов):

при $d = 146 + 160$ мм $100 > l_{вв} > 30$;

при $d = 60 + 105$ мм $80 > l_{вв} > 40$.

Длина забойки, выполненной из бурового штыба, принимается не менее $22d$.

При отсутствии ограничений по разлету кусков взорванного грунта длина забойки может приниматься уменьшенной до $10d$ величины для интенсификации дробления труднодробимых грунтов и снижения разрушения массива за проектным контуром выемки.

При необходимости снизить разлет и развал взорванного грунта длина забойки может увеличиваться до $40d$.

Глубина перебура для вертикальных скважин, как правило, принимается в пределах $(8 + 10)d$ или $0,3 + 0,4$ от величины W или расстояния между скважинами a .

Расчетное расстояние между скважинами a_p при квадратной сетке их размещения, оптимальной длине заряда $l_{вв}$ и выбранном диаметре определяется по формуле

$$a_p = \sqrt[3]{p/q_p}, \quad (10.1)$$

где p — вместимость 1 м скважины, кг/м; q_p — расчетный расход ВВ, принимаемый по табл. 10.4, в соответствии с видом и характеристикой грунтов, кг/м³.

Таблица 10.4

Классификация грунтов, разрабатываемых с применением взрывных работ

Наименование и характеристика грунтов	Средняя плотность грунтов в естественном залегании, кг/м ³	Время чистого бурения 1 м шпура буральным молотком ПР-20Л, мин	Грунта грунтов по СНиП IV—2—82, Сборник 3	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протоцкого	Расчетный расход ВВ, кг/м ³
Алсвиролиты:	1500	< 3,1	IV	2—4	0,8—1
низкой прочности	2200	3,2—3,9	V	3—6	0,7—0,9
малопрочные	2900	4—5,3	VI	5—8	1—1,3
Прочный ангидрит					
Аргиллиты:					
плитчатые, малопрочные	2000	3,2—3,9	V	3—6	0,7—0,9
массивные, средней прочности	2200	4—5,3	VI	5—8	1—1,3
Бокситы средней прочности	2600	4—5,3	VI	5—8	1—1,3
Гравийно-галечные группы:					
при размере частиц до 80 мм	1750	—	II	—	—
при размере частиц более 80 мм	1950	—	III	—	—
Малопрочный гипс	2200	< 3,1	IV	2—4	0,8—1
Глина:					
мягко- и тугопластичная без примесей	1800	—	II	—	—
то же, с примесью щебня, гальки, гравия или строительного мусора до 10 %	1750	—	II	—	—
Диабаз:					
сильновыветрившийся, малопрочный	2600	6,8—9	VIII	9—12	1,25—1,5
слабовыветрившийся, прочный	2700	9,1—11,4	IX	12—14	1,3—1,55
не затронутый выветриванием, очень прочный	2800	11,5—15,2	X	12—16	1,4—1,6
не затронутый выветриванием, очень прочный	2900	> 15,3	XI	16—20 и более	1,5—1,6

Наименование и характеристика грунтов	Средняя плотность грун- тов в естественном залегании, кг/м³	Время чистого бурения 1 м шпура буровым молотком ПР-20Л, мин	Группа грунтов по СНиП IV-2-82, Сборник 3	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Расчетный расход ВВ, кг/м³
Доломит:					
мягкий, пористый, вы- ветрившийся, средней прочности	2700	4—5,3	VI	5—8	1—1,3
прочный	2800	5,4—6,7	VII	7—10	1,1—1,4
очень прочный	2900	6,8—9	VIII	9—12	1,25—1,5
Дресва в коренном зале- гании (элювий)	2000	3,2—3,9	IV	3—6	0,7—0,9
Дресвяный грунт	1800	до 3,1	IV	2—4	0,7—0,9
Змеевик (серпентин):					
выветрившийся, ма- лопрочный	2400	3,2—3,9	V	3—6	0,7—0,9
средней прочности	2500	4—5,3	VI	5—8	0,9—1,2
прочный	2600	5,4—6,7	VII	7—10	1,1—1,3
Известняк:					
выветрившийся, мало- прочный	1200	3,2—3,9	V	3—5	0,8— 0,11
мергелистый, средней прочности	2300	4—5,3	VI	5—8	0,9—1,3
мергелистый, прочный	2700	5,4—6,7	VII	7—10	1,0—1,4
доломитизирован- ный, прочный	2900	6,8—9	VIII	9—12	1,2—1,5
окварцованный, очень прочный	3100	9,1—11,4	IX	12—14	1,0—1,3
Кварцит:					
сильновыветрившийся, средней прочности	2500	5,4—6,7	VII	7—10	0,8—1
средневыветрившийся, прочный	2600	6,8—9	VIII	9—12	1—1,2
слабовыветрившийся, очень прочный	2700	9,1—11,4	IX	12—14	1—1,3
невыветрившийся, очень прочный	2800	11,5—15,2	X	12—16	1,1—1,5
невыветрившийся, мел- козернистый, очень прочный	3000	≥ 15,3	XI	≥ 20	1,2—1,5

Наименование и характеристика грунтов	Средняя плотность грун- тов в естественном залегании, кг/м³	Время чистого бурения 1 м шпура буровым молотком ПР-20Л, мин	Группа грунтов по СНиП IV-2-82, Сборник 3	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Расчетный расход ВВ, кг/м³
Конгломераты и брек- чин:					
на глинистом цементе, средней прочности	2100	3,1—3,9	V	3—6	0,8—1
на известковом цемен- те, прочные	2300	4—5,3	VI	5—8	1—1,4
на кремнистом цемен- те, прочные	2600	5,4—6,7	VII	7—10	1—1,4
то же, очень прочные	2900	6,8—9	VIII	9—12	1,2—1,5
Коренные глубинные поро- ды (граниты, гнейсы, диориты, сиениты, габ- бро и др.):					
крупнозернистые, вы- ветрившиеся и древес- ные, малопрочные	2500	3,2—3,9	V	3—6	0,8—1,1
среднезернистые, вы- ветрившиеся, средней прочности	2600	4,0—5,3	VI	5—8	1—1,3
мелкозернистые, вывет- рившиеся, прочные	2700	5,4—6,7	VII	7—10	1,1—1,4
крупнозернистые, не за- тронутые выветривани- ем, прочные	2800	6,8—9	VIII	9—12	1,2—1,5
среднезернистые, не затронутые выветри- ванием, очень прочные	2900	9,1—11,4	IX	12—14	1,3—1,5
мелкозернистые, не за- тронутые выветривани- ем, очень прочные	3100	11,5—15,2	X	12—16	1,4—1,5
порфировые, не затро- нутые выветриванием, очень прочные	3300	15,3 и более	XI	16—20 и бо- лее	1,4—1,6
Коренные излившиеся породы (андезиты, ба- зальты, порфиры, тра- хиты и др.)					
сильновыветрившиеся, средней прочности	2600	5,4—6,7	VII	7—10	1,1—1,4
слабовыветрившиеся, прочные	2700	6,8—9	VIII	9—12	1,2—1,5

Продолжение табл. 10.4

Наименование и характеристика грунтов	Средняя плотность грунтов в естественном залегании, кг/м³	Время чистого бурения 1 м шпура буральным молотком ПР-26Л, мин	Группа грунтов по СНиП IV-2-82 Сборник 3	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова	Расчетный расход ВВ, кг/м³
со следами выветривания, очень прочные без следов выветривания, очень прочные то же, очень прочные	2800 3100 3300	9,1—11,4 11,5—15,2 ≥ 15,3	IX X XI	12—14 12—16 16—20 и более	1,3—1,5 1,4—1,55 1,4—1,6
Кремень, очень прочный	3300	≥ 15,3	XI	16—20 и более	1,2—1,6
Лёсс:					
мягкопластичный	1600	—	I		
тугопластичный	1800	—	II		
твёрдый	1800	—	III		
Мел:					
низкой прочности	1550	< 3,1	IV	2—4	0,7—0,8
малопрочный	1800	3,2—3,9	V	3—6	0,8—1,0
Мергель:					
низкой прочности	1900	< 3,1	IV	2—4	0,7—0,8
малопрочный	2300	3,2—3,9	V	3—6	0,8—1,0
средней прочности	2500	4—5,3	VI	5—8	1—1,4
Мрамор, прочный	2700	5,4—6,7	VII	7—10	1—1,5
Опока	1900	< 3,1	V	3—6	0,8—1,2
Пемза	1100	3,2—3,9	V	3—6	1—1,4
Песок:					
без примесей	1600	—	I	—	—
с примесью гальки, щебня, гравия или строительного мусора до 10 %	1600	—	I	—	—
то же, с примесью более 10 %	1700	—	II	—	—
барханный и дюнный	1600	—	II	—	—
Песчаник:					
выветрившийся, малопрочный	2200	3,2—3,9	V	3—6	0,8—1
глинистый, средней прочности	2300	4—5,3	VI	5—8	1—1,4
на известковом цементе, прочный	2500	5,4—6,7	VII	7—10	1,1—1,5

Продолжение табл. 10.4

Наименование и характеристика грунтов	Средняя плотность грунтов в естественном залегании, кг/м³	Время чистого бурения 1 м шпура буральным молотком ПР-26Л, мин	Группа грунтов по СНиП IV-2-82 Сборник 3	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова	Расчетный расход ВВ, кг/м³
на известковом или железистом цементе, прочный	2600	6,8—9	VIII	9—12	1—1,4
на кварцевом цементе, очень прочный	2700	9,1—11,4	IX	9—12	1,1—1,5
кремнистый, прочный	2700	11,5—15,2	X	12—16	1,1—1,5
Ракушечник:					
слабощементированный, низкой прочности	1200	< 3,1	IV	2—4	0,6—0,8
щементированный, малопрочный	1800	3,2—3,9	V	3—6	0,8—1,1
Сланцы:					
выветрившиеся, низкой прочности	2000	< 3,1	IV	2—4	0,6—0,8
глинистые, малопрочные	2600	3,2—3,9	V	3—6	0,8—1,2
средней прочности	2800	4—5,3	VI	5—8	1—1,3
окварцованные, прочные	2300	5,4—6,7	VII	7—10	0,9—1,2
песчаные, прочные	2500	6,8—9	VIII	9—12	1,1—1,4
окремненные, очень прочные	2600	11,5—15,2	X	12—16	1,2—1,5
кремнистые, очень прочные	2600	≥ 15,3	XI	16—20 и более	1,3—1,5
Солончак и солонец:					
пластичные	1600	—	II		
твёрдые	1800	< 3,1	IV	2—4	0,6—0,8
Трещил:					
низкой прочности	1500	< 3,1	IV	2—4	0,6—0,8
малопрочный	1700	3,2—3,9	V	3—6	0,8—1,1
Тuff	1100	3,2—3,9	V	3—6	0,9—1,3

Примечание. Прочность грунтов указана в соответствии с ГОСТ 25100—82, утвержденным постановлением Госстроя СССР № 284 от 31.12.81 г.

Величину q_p при этом следует принимать: наименьшей при взрывании легкодробимых (независимо от групп) грунтов: сильновыветренных, плитчатых, тонкослоистых и сильнотрещиноватых с числом слоев и трещин >4 на 1 м линии, пересекающей наибольшее их число, разделенных на отдельности размером до 0,5 м; с выраженным кливажом и рассланцованных или сильноокварцованных, а также метаморфических — типа порфиритов, кварцитов и им подобных;

средней при взрывании среднедробимых с небольшой вязкостью грунтов VI—IX групп: средне- и крупнослоистых, слаботрещиноватых с числом слоев и трещин до трех на 1 м линии, пересекающей наибольшее их число; таких же грунтов;

наибольшей при взрывании труднодробимых с большой вязкостью грунтов VI—X групп. Слаботрещиноватых с числом слоев от 1 до 2 на 1 м.

Проектная сетка размещения скважин в отличие от расчетной может иметь различные расстояния между скважинами в ряду a и между рядами скважин b , но при этом должно быть соблюдено равенство $a^2 = ab$.

В случае взрывания породы в стесненных условиях, когда необходимо ограничивать величину зарядов, а также при разработке выемок (или их участков) недостаточной глубины для заложения зарядов оптимальной длины $l_{оп}$ величину a_p определяют интерполяцией между расстояниями a_{max} и a_{min} , вычисленными соответственно для заряда оптимальной и минимальной в данных условиях (l_{min}) длины. Расстояние a_{min} между зарядами длиной l_{min} принимают равным глубине выемки на данном участке.

При длине заряда $e_{оп}$ больше $60d$ в нижней части скважин размещают наиболее мощные и плотные ВВ, длину заряда из этих ВВ следует назначать не менее 0,6 нижнего предела оптимальной с проверкой выгоды применения комбинированного заряда технико-экономическим расчетом.

Если объем нижнеерно-технических исследований недостаточен для определения свойств дробимости грунта и величины q_p , то проектную сетку скважин необходимо рассчитывать по формуле

$$a_p = \sqrt{\frac{4pk}{q'(k+1)}}, \quad (10.2)$$

где $k=0,2+0,4$ — коэффициент перебура равный $l_n/W=l_n/a_p$; q' — расчетный расход ВВ, принимаемый равным 2/3 от значения — удельного расхода ВВ (табл. 10.4) при взрывании в условиях одной открытой поверхности и равным 1/3 — от значения при взрывании в условиях уступной отбойки. Расходы ВВ надо уточнять по свойствам

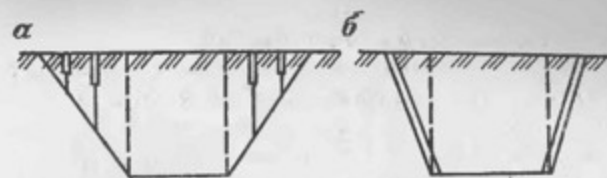


Рис. 10.1. Схема расположения вертикальных (а) и наклонных (б) откосных скважинных зарядов в поперечном профиле выемки

грунтов, определяемым при бурении, а также по результатам первых производственных взрывов.

В таких случаях взрывные работы следует проводить вначале на коротких участках выемки с объемом, достаточным для работы экскаватора в течение трех-четырех смен; это должно быть указано в рабочих чертежах на буровзрывные работы.

Число рядов основных скважинных зарядов в поперечном сечении разрабатываемой выемки определяется по формуле

$$N_3 = B/a_p + 1, \quad (10.3)$$

где N_3 — число рядов основных зарядов; B — ширина выемки в уровне основной площадки земляного полотна или в уровне взрываемого слоя грунта, м.

При определении числа N_3 следует так откорректировать величину a_p , чтобы крайние основные заряды помещались точно в основании откосов выемки.

В выемках глубиной более 4—6 м при крутизне откосов менее 1:0,2, разрабатываемых без контурного взрывания, кроме основных скважинных зарядов рыхления, необходимо закладывать откосные заряды для рыхления грунта по всему сечению выемки и снижения объема доработок (рис. 10.1).

Откосные заряды располагают наклонно (см. рис. 10.1, б) при крутизне откоса до 1:0,33 и вертикально — в случае более пологих откосов (см. рис. 10.1, а).

При четном числе скважин в поперечном сечении выемки и продольно-порядном короткозамедленном взрывании два центральных ряда скважин должны располагаться сближенно или с небольшим наклоном к вертикальной осевой плоскости выемки так, чтобы угол схождения этих скважин составлял не менее 10—15°.

При разработке выемок в слабых или неустойчивых грунтах короткими участками скважинам необходимо придавать наклон, соответствующий боковой поверхности образуемого уступа, и взрывать их поперечными рядами (рис. 10.2).

Масса заряда ВВ в скважине Q (кг) определяется по формуле

$$Q_c = \sum_{i=1}^m l_i p_i; \quad \sum_{i=1}^m l_i = H + l_u - l_3 = L_c - l_3, \quad (10.4)$$

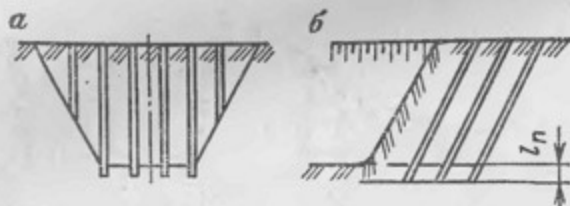


Рис. 10.2. Схема расположения скважин в неустойчивых грунтах при лобовой разработке выемки:

a — поперечный разрез; *б* — продольный разрез

где l_z — длина участков заряда с ВВ одинаковой плотности, м; p_i — количество ВВ данной плотности в 1 м скважины, кг; m — число участков заряда (в скважине) с ВВ разной плотности; H — высота уступа или взрываемого слоя, м; L_c — длина скважины, м; l_n — глубина перебура, м; l_z — длина забойки, м.

При разработке выемок в грунтах, сложенных из слабосцементированных горизонтальных слоев или включающих нескальные прослой в уровне подошвы выемки, скважины следует бурить без перебура.

10.4. ВЫБОР СХЕМЫ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ

В зависимости от технологии разработки и взрывания выемки необходимо применять следующие основные схемы расположения и замедления взрыва скважинных зарядов ВВ:

продольно-порядные схемы КЗВ (рис. 10.3) — при разработке выемок глубиной до 4 м с продольными проходками экскаватора при взрывании их в один прием на косогоре (рис. 10.3, *a*) и на равнинном участке (рис. 10.3, *б*);

поперечно-порядные схемы КЗВ (рис. 10.4) — при разработке выемок шириной в основании до 10 м и выемок в легкодробимых грунтах при лобовой проходке их по всей ширине и взрывании короткими участками;

поперечно-врубные схемы КЗВ (рис. 10.5) — при разработке выемок шириной более 10 м в основании при лобовой проходке их по всей ширине и взрывании короткими участками.

Врубные ряды скважин, взрывающиеся ранее других, должны быть усилены за счет:

уменьшения расстояния a_p или b_n на 20—25 %;

наклонного расположения (на рис. 10.3, *a* показано пунктиром);

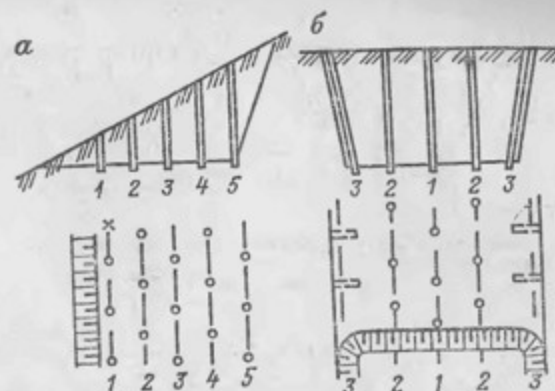


Рис. 10.3. Продольно-порядные схемы КЗВ:

a — для выемки на косогоре; *б* — для выемки на равнинном участке; 1—5 — последовательность взрывания рядов скважин



Рис. 10.4. Поперечно-порядная схема КЗВ:

1—5 — очередность взрывания рядов скважин

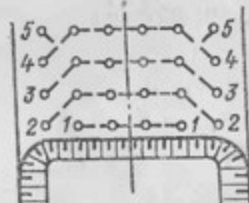
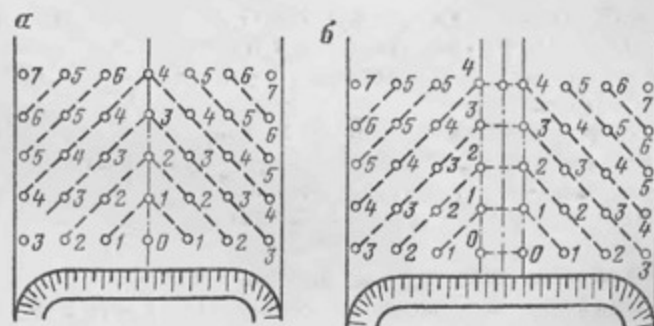


Рис. 10.5. Поперечно-врубные схемы КЗВ:

a — с треугольным врубом; *б* — с трапециевидным врубом; 1—7 — очередность взрывания скважин



увеличения диаметра скважин до 150 мм;
применения более плотных и мощных ВВ.

При применении продольно-порядных схем КЗВ скважины в смежных рядах следует располагать в шахматном порядке. В этих случаях проектные расстояния между скважинами в ряду a_p следует принимать в 1,2—1,6 раза больше, чем расстояния между рядами зарядов b_n (большие значения a_p относятся к случаям взрывания труднодробимых грунтов).

При использовании поперечно-врубных схем КЗВ (см. рис. 10.5) скважины следует располагать по квадратной сетке со стороны квадрата равной a_p , кроме двух центральных рядов скважин — при трапециевидном врубе или трех — при треугольном врубе; расстояние между указанными центральными рядами может быть меньше.

Для увеличения или уменьшения развала взорванного грунта сетку скважин следует принимать прямоугольной с соотношением сторон 1:1,2+1:1,3, располагая меньшую сторону соответственно вдоль или поперек оси выемки.

10.5. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ НА КРУТЫХ КОСОГОРАХ И ПРИЖИМАХ ПРИ УСТРОЙСТВЕ ПОЛУВЫЕМОК

Выбор метода взрывания и разработки полувыемки на крутом косогоре и прижме зависит от характеристики рельефа и инженерно-геологических условий. Косогоры и прижимы разделяют на несколько категорий: по крутизне склона — на участки до 30—35°, от 35 до 60—65° и более 65°; по инженерно-геологическим условиям — на прикрытые малым (до 1 м) или большим (свыше 1 м) слоем делювия (элювия) или с открытым выходом коренных скальных грунтов; по условиям подъезда к трассе дороги — на доступные и недоступные для непосредственного подъезда средств разработки без значительных дополнительных земляных работ.

Выемки или полувыемки в скальном массиве на косогоре со склоном до 30° образуются с применением взрывов на рыхление; при большой крутизне склона — до 60—65° — взрывами на сброс (рис. 10.6), а при большой глубине и крутизне — более 65° — взрывами на обрушение (рис. 10.7). Последние наиболее эффективны в технико-экономическом отношении, если возможно применение буровых средств без выполнения значительного объема земляных работ по устройству подъездов и технологических полок. В таких случаях полувыемки образуются в основном взрывным способом, а остающийся на полке небольшой объем взорванного грунта убирается бульдозером на мощный тракторе (220—300 кВт) с перемещением его под откос (в низовую сторону).

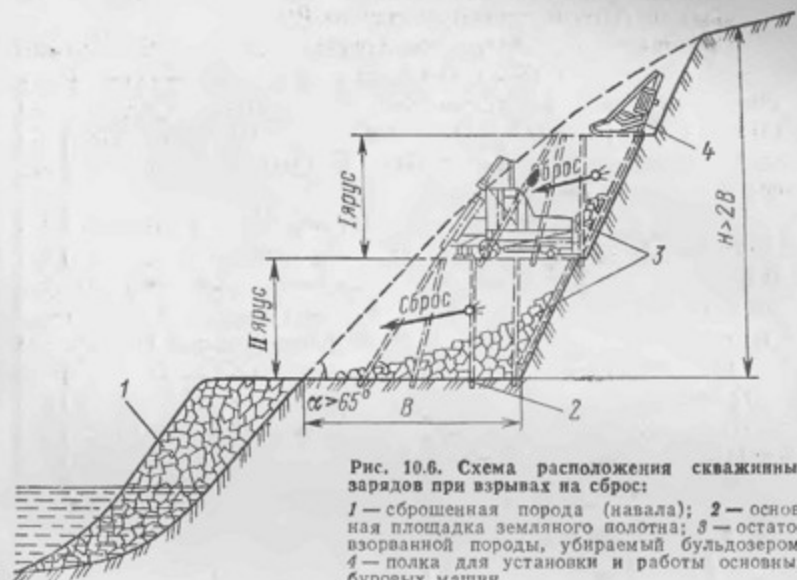


Рис. 10.6. Схема расположения скважинных зарядов при взрывах на сброс:

1 — сброшенная порода (навала); 2 — основная площадка земляного полотна; 3 — остаток взорванной породы, убираемый бульдозером; 4 — полка для установки и работы основных буровых машин

В общем случае образования полувыемки на крутом косогоре или прижме вначале должна быть проложена тропа для рабочих (рис. 10.8), затем вспомогательная (технологическая полка) шириной до 3 м для установки легких буровых средств и, наконец, рабочая полка шириной 5—6 м для установки, работы и перемещения тяжелых буровых машин и бульдозеров.

На участках непосредственного выхода коренных скальных грунтов на поверхность склона прижима для образования тропы необходимо применять шпуровые или накладные заряды в сочетании с альпинистскими методами перемещения и страховки рабочих на местах бурения, взрывания или работы лопатом и киркой. Расширение тропы до технологической полки производится в этом случае путем рыхления и частичного сброса грунта взрывом с ис-

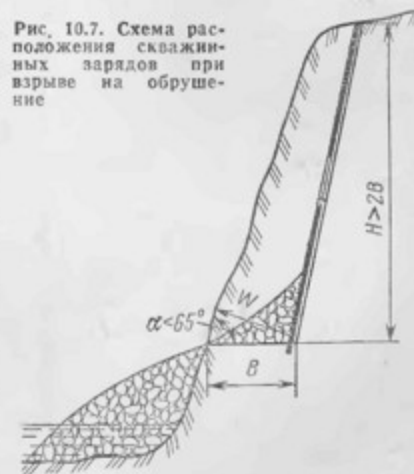


Рис. 10.7. Схема расположения скважинных зарядов при взрыве на обрушение

Расстояния между рядами основных вертикальных скважин назначаются из условия ограничения ЛНС величиной 4—5 м (для скважин диаметром 150 мм), проходкой с «головы» короткими участками путем взрывов на сброс с применением станков СБУ-100Н и метода горизонтальных скважинных зарядов.

Для образования крутых и устойчивых откосов при устройстве полувывемок на участках крутых косогоров и прижимов взрывом на сброс применение контурного взрывания в слаботрешиноватых и благоприятных по слоению грунтах обязательно. При этом снижается объем дорогостоящих и трудоемких скальных работ и повышается эксплуатационное качество земляного полотна.

В других условиях для образования откосов крутизной 1:0,5 и более следует применять наклонные откосные скважины уменьшенного диаметра (100 мм и менее) со сближенным их расположением в ряду в плоскости откоса.

Полувывемки или их участки на крутых косогорах образуются путем взрывания породы на сброс или частичный сброс. Удаление оставшейся части взорванного грунта производят бульдозером под откос или в насыпь автосамосвалами с погрузкой экскаваторами. Выбор того или иного способа перемещения оставшегося взорванного грунта, а также средств его разработки должен быть обоснован расчетом в проекте производства буровзрывных и земляных работ и в рабочих чертежах на буровзрывные работы.

Высота откоса при образовании полувывемок взрывом на обрушение ограничивается 40 м и должна превышать ширину полки не менее чем в 2 раза. В этом случае откосные скважины являются также скважинами (зарядами) обрушения. Они закладываются в плоскости откоса, полувывемки (рис. 10.9) через 3—4 м друг от друга, в зависимости от степени трещиноватости и характера слоения массива скального грунта.

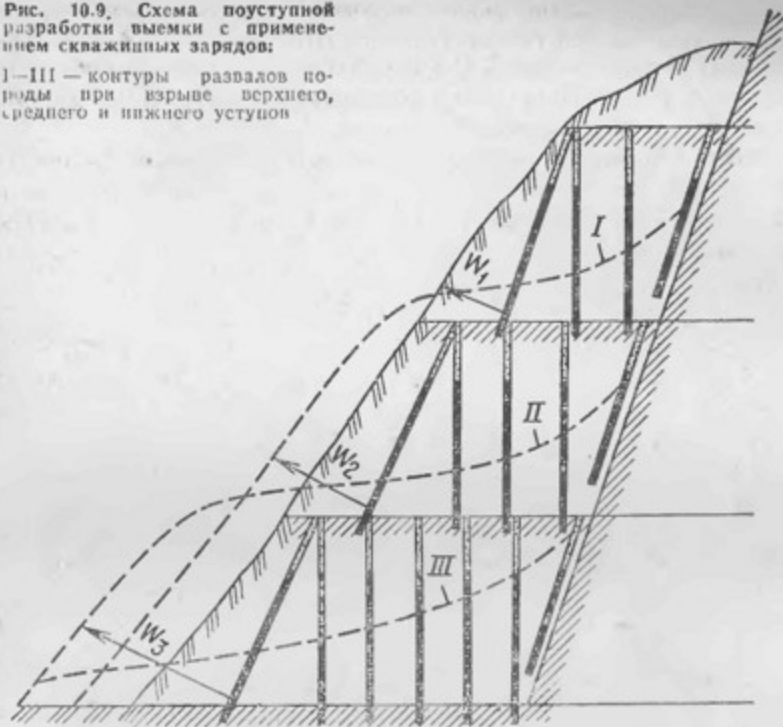
Расчетные значения W для первого ряда скважин принимаются с учетом размеров навала (W_1 ; W_2 ; W_3), а высота уступов до 7 м. Зная глубину (за вычетом «займки») и диаметр скважин, определяют их вместимость, массу заряда в скважине.

По площади участка поперечника и массе заряда определяют расстояния между зарядами из расчета удельного расхода ВВ на 1 м³ сбрасываемого объема грунта в пределах 1,5—2,5 кг/м³. Для основного наклонного и сближенного с ним вертикального ряда скважин, как наиболее действенных для достижения эффекта сброса, удельный расход ВВ следует принимать равным 2 кг/м³ и более. Такой же расход ВВ принимается для наиболее удаленного от нижней бровки откоса — 4-го ряда скважинных зарядов сброса.

Взрывание зарядов производится порядно с замедлением 10, 15 или 25 мс, начиная от нижней стороны к нагорной.

Рис. 10.9. Схема поуступной разработки выемки с применением скважинных зарядов:

I—III — контуры развалов породы при взрыве верхнего, среднего и нижнего уступов



В целях реализации машинного бурения скважин на крутых косогорах, а также механизированной очистки скальных откосов с использованием многозвеньевых гибких гирлянд рекомендуется при глубине выемок до 30 м устраивать технологическую полку.

Наименьшая ширина технологической полки для трактора (бульдозера), перемещающего гирлянду, должна находиться из условия обеспечения устойчивости откоса и соблюдения техники безопасности в следующих пределах:

при сооружении полки в элювиальном слое (разборной скале) 6—8 м;

при сооружении полки в делювии — 7—8 м;

при сооружении полки в скале — 5 м.

Предельное расстояние между технологическими полками по высоте должно составлять 30—35 м.

Генподрядчик с участием субподрядчика, выполняющего взрывные работы, составляет и обеспечивает исполнение специальных мероприятий по предупреждению общих и местных обрушений, падению камней с откосов, обеспечивают постоянный надзор за безопасным состоянием откосов.

10.6. ВЗРЫВАНИЕ КАМЕРНЫМИ ЗАРЯДАМИ

Глубина заложения зарядов при этом определяется, как правило, проектной отметкой основной площадки земляного полотна или отметкой подошвы уступа.

Величину сосредоточенных зарядов ВВ (кг) рассчитывают по формуле

$$Q = f(n) q_n W^3, \quad (10.6)$$

где $f(n)$ — функция показателя действия взрыва; W — величина ЛНС, определяемая на поперечном профиле по расположению центра заряда, м; q_n — расчетный расход ВВ для зарядов нормального выброса (см. табл. 1.5).

При расчете взрыва на выброс для образования выемки должны быть установлены глубины заложения зарядов и длины ЛНС (W), по которым определяют величины зарядов Q и расстояния между ними. Кроме того, в необходимых случаях должны быть определены видимая глубина траншеи H_T , радиус сферы полного разрушения грунта R_p , ширина b_n и высота h_n навалов, образуемых выбрасываемым грунтом.

Величину камерных зарядов выброса Q (кг) для выемок глубиной до 25 м следует определять по формуле

$$Q = q_n W^3 (0,4 + 0,6n^3), \quad (10.7)$$

где $(0,4 + 0,6n^3)$ — функция показателя действия взрыва по Борескову для расчета зарядов выброса.

Для выемок глубиной более 25 м величины зарядов, полученные по формуле (10.7), следует умножать на коэффициент

$$K_{25} = \sqrt{\frac{W}{25}}. \quad (10.8)$$

Показатель действия взрыва n в формуле (10.7) при однорядном расположении и совмещении центра зарядов с проектной отметкой выемки необходимо принимать равным 1,2—1,3 для достижения относительного выброса, равного 40 %; 1,7—1,8 — для выброса 50 % и 2,0—2,2 — для выброса 80 %. Для выемок глубиной до 7 м следует принимать большие из указанных значений.

При образовании выемок взрывами на выброс на косогорах с поперечным уклоном более 15° величины камерных зарядов, рассчитанные по формуле (10.7), следует уменьшать, умножая на коэффициент

$$K^1 = (100 - \alpha)/100, \quad (10.9)$$

где α — угол отклонения ЛНС от вертикали, градус.

В таких случаях ряды зарядов должны быть смещены в нагор-

ную сторону настолько, чтобы расчетный раствор воронки с низкой стороны не выходил за проектное очертание выемки, а с нагорной стороны — приближался к верхней части проектируемого откоса.

В сильновыветренных скальных грунтах центр камерных зарядов следует помещать выше отметок основной площадки земляного полотна выемки на величину радиуса сферы полного разрушения (м)

$$R_p = e_p \sqrt[3]{Q}, \quad (10.10)$$

где $e_p = 0,1 + 0,4$ — коэффициент, зависящий от свойств грунта и ВВ (меньшие значения принимают при использовании ВВ средней энергии и взрывании в крепких грунтах); Q — величина заряда, кг.

В слабывветренных скальных грунтах величина W определяется на поперечных профилях при заложении заряда в уровне или ниже уровня основной площадки земляного полотна, в зависимости от принятого показателя действия взрыва для достижения заданного выброса и проектного очертания выемки.

Заряды выброса должны размещаться в ряду на расстоянии друг от друга:

$$a = 0,5W (n + 1). \quad (10.11)$$

Расстояние между рядами зарядов (в м) следует принимать

$$b = 0,85a. \quad (10.12)$$

Необходимое число зарядов определяется по формуле

$$N_{a,b} = B/b + 1, \quad (10.13)$$

где B — ширина выемки в основании, м.

Заряды в рядах следует располагать в шахматном порядке, а на косогорных участках — в каждом продольном ряду независимо от расположения зарядов в соседних рядах.

Зарядным камерам необходимо придавать форму преимущественно куба или параллелепипеда, вытянутого вдоль оси выемки; в грунтах V—VI групп в верхней части камер необходимо предусматривать воздушные промежутки.

Видимую глубину траншеи (H_T , м), образующейся при взрывах на выброс в скальных грунтах, следует определять по формуле

$$H_T = 0,30W (2n - 1). \quad (10.14)$$

Приблизительные значения ширины b_n (м) и высоты h_n (м) навала взорванного грунта с обеих сторон траншеи, образуемой взрывом, определяют по формулам:

$$b_n = 5nW; \quad (10.15)$$

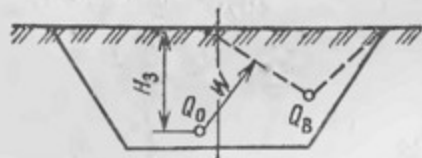


Рис. 10.10. Схема расположения основного Q_0 и вспомогательного Q_B ряда зарядов в поперечном профиле выемки при направленном выбросе

$$h_{II} = \frac{0,6W}{n}, \quad (10.16)$$

где n — показатель действия взрыва.

При необходимости перемещения основной части взрываемого грунта в одну сторону от оси выемки следует предусматривать направленный выброс.

Для достижения направленного выброса, кроме основного ряда зарядов, должен проектироваться по крайней мере один вспомогательный ряд зарядов (рис. 10.10). Показатель действия взрыва n зарядов этого ряда следует принимать на 0,5 меньше, чем для зарядов основного ряда. Если ширина выемки пониже в 1,5—2 раза превышает глубину, то необходимо проектировать два вспомогательных ряда зарядов.

Вспомогательный ряд зарядов следует располагать со стороны проектируемого направления выброса основной части грунта.

Расположение вспомогательных зарядов в поперечном профиле выемки должно быть таким, чтобы ЛНС основного заряда была направлена перпендикулярно к откосу траншеи, образуемой взрывом вспомогательных зарядов (см. рис. 10.10). При этом должно быть соблюдено условие $W < 0,8 H_0$.

Вспомогательный ряд зарядов следует взрывать с опережением на 0,5—2 с относительно основного ряда в зависимости от глубины выемки H ($H < 6$ м — 0,5 с; $H > 20$ м — 2 с).

10.7. ПРОИЗВОДСТВО ВЗРЫВОВ НА СБРОС И ОБРУШЕНИЕ

При взрывании на сброс, выполняемом, как правило, методом скважинных зарядов, объем грунта, предназначенный к перемещению взрывом, может составлять до 80 % от проектного объема полувыемки.

Общее потребное количество ВВ определяют как сумму величин всех зарядов сосредоточенной формы, рассчитанных по формуле (10.7) с учетом поправки на кособорность. Рассчитанную суммарную величину расхода ВВ следует уменьшить на 20—30 %.

Основной ряд скважинных зарядов при взрывах на сброс располагают по линии основания откоса. Для уменьшения нарушений

откосов и увеличения вместимости скважин их следует бурить с наклоном возможно более близким к углу заложения откоса.

Расстояния a между скважинами в ряду должны быть менее $0,8 \div 0,85$ кратчайшего расстояния W от центра зарядов до поверхности кособора или до соседнего ряда скважины (рис. 10.11). Если при однорядном расположении скважин общее потребное количество ВВ не вмещается в скважины, то следует увеличить число рядов скважин. При этом должно соблюдаться условие $a \leq 0,7 \div 0,8 b$.

Величину перебуря и длину «забойки» следует определять так же, как и для скважинных зарядов рыхления.

При многорядном взрывании длину забойки в крайнем ряду скважин с низовой стороны кособора необходимо уменьшать в 1,5—2 раза.

При многорядном расположении скважин взрывание их следует проектировать порядно с замедлением 50—100 мс, начиная с низовой стороны. В каждом ряду все скважины должны взрываться одновременно.

При взрывах на сброс с использованием метода камерных зарядов последние необходимо располагать в один ряд вблизи основания откоса полувыемки. Размещение и расчет зарядов следует проводить так же, как и для случая взрыва на выброс, с учетом поправки на кособорность.

При использовании камерных зарядов объем грунта, намечаемый к сбросу, не должен превышать 50 % проектного объема выемки.

Устройство полувыемок с применением взрывов на обрушение в тех случаях, когда возможна доставка и работа буровых средств с нагорной стороны, необходимо выполнять с использованием скважинных зарядов. Качество дробления грунтов при обрушении зависит в основном от их сложения — толщины слоев и степени трещиноватости. Скважинные заряды закладывают в один ряд в плоскости откоса полувыемки на расстоянии друг от друга $a_{об} = 0,6 \div 0,8 W$. При поперечной слоистости грунтов принимают меньшие значения. Диаметр скважин следует принимать в пределах 100—150 мм.

Величины зарядов ВВ в скважинах при взрывах на обрушение

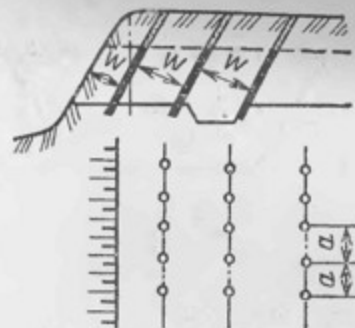


Рис. 10.11. Схема расположения скважинных зарядов при взрывах на сброс

определяют по вместимости 1 м скважины и длине зарядов, устанавливаемой на поперечном профиле, с учетом перебура и за вычетом длины забойки. Расчетная величина зарядов $Q_{об}$ должна быть проверена на соответствие объемной нагрузке при указанном ниже удельном расходе ВВ $q_{об}$. Объемная нагрузка $W_{об}$ ($м^3$) в этом случае определяется из выражения

$$V_{об} = a_{об} BH, \quad (10.17)$$

где B — ширина указанной части уступа в уровне подошвы, м; H — высота обрушаемой части уступа, м.

Удельный расход ВВ принимается в зависимости от группы грунтов и величины $q = W_{п}/H$, где $W_{п}$ — величина ЛНС в уровне основания скважины.

Для грунтов VI—VII групп и величины $q = 0,15—0,2$ расход ВВ $q_{об}$ следует принимать равным $0,1—0,2$ кг/ $м^3$; для грунтов VIII—IX групп и наибольшей величины $q = 0,66$ расход ВВ равен $0,5—0,7$ кг/ $м^3$.

Если расчетная величина скважинного заряда $Q_{об}$, проектируемая в виде сплошной колонки, превышает величину $V_{об}q_{об}$, то его следует выполнять прерывистой конструкции, уменьшая общую величину заряда в скважине; если заряд недостаточен, то скважинный следует соответственно сблизить.

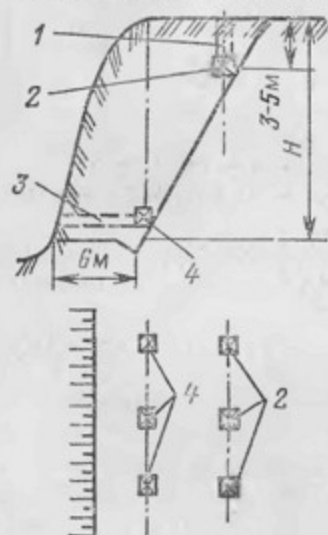


Рис. 10.12. Схема расположения камерных зарядов при взрывах на обрушение:

1 — шурф; 2 — вспомогательные заряды; 3 — штольня; 4 — основные заряды

Длина перебура скважин при взрывах на обрушение должна назначаться в пределах $0,25—0,4 W_{п}$, в зависимости от прочности грунтов и принятого типа ВВ.

Длина забойки должна быть не менее величины $W_{п}$. При отношении $H/B \geq 2$ в верхней части заряда необходимо предусматривать устройство воздушного или инертного промежутка.

При взрывах на обрушение, выполняемых методом камерных зарядов, последние следует помещать вблизи основания проектируемого откоса в камерах, устраиваемых в расчехках, проводимых из штолен.

Если высота уступа H или глубина полувыемки в два-три раза и более превышает ширину выемки B в основаниях, то по линии верхней бровки проектируемого откоса следует предусматривать заложение вспомогатель-

ного ряда зарядов в скважинах, а при отсутствии возможности их бурения (по условиям рельефа) — в шурфах глубиной до $3—5$ м (рис. 10.12).

Величину основных камерных зарядов при взрывах на обрушение следует рассчитывать по формуле (10.6). При этом значения функции показателя выброса следует принимать в зависимости от свойств и сложения грунтов равными $0,05—0,15$. Меньшее значение относится к некрепким сильнотрещиноватым грунтам и к грунтам, разделенным прослоями, большее — к крепким слаботрещиноватым грунтам.

Расстояния между основными камерными зарядами обрушения в ряду в зависимости от строения скального массива следует принимать $a_{об} = 0,8—1,4 W_{п}$.

При неблагоприятном строении (поперечная слоистость) значение $a_{об}$ должно быть минимальным, при благоприятном строении (продольная слоистость) — максимальным.

Величину вспомогательных скважинных и камерных зарядов и расстояние между ними определяют как для зарядов рыхления.

Во всех случаях заряды обрушения должны взрываться в один прием и мгновенно, кроме вспомогательных, которые следует взрывать с опережением на $75—150$ мс (меньшее опережение принимается в более крепких грунтах).

10.8. ПРОИЗВОДСТВО ВЗРЫВОВ ПРИ УШИРЕНИИ ВЫЕМОК ПОД ВТОРОЙ ПУТЬ

При уширении под второй путь скальных выемок глубиной более 2 м с откосами круче $1:1$ должна предусматриваться лобовая одноуступная схема разработки.

При глубине выемок более 10 м и устойчивых пологих откосах может быть применена многоуступная послойная или лобовая разработка выемки.

При лобовой проходке разработку выемок следует, как правило, вести с обоих концов короткими участками.

Уширение выемок глубиной до 2 м следует производить со взрыванием грунта на полную глубину и с одной проходкой экскаватора.

Шпуровые или скважинные заряды должны иметь диаметр, равный или менее 100 мм.

Разработку выемок под второй путь на отдельном полотно вблизи откоса эксплуатируемой линии (в опасной по развалу грунта и сейсмическому действию зоне) следует вести с обоих концов короткими участками.

При лобовой разработке уширяемых выемок глубиной более

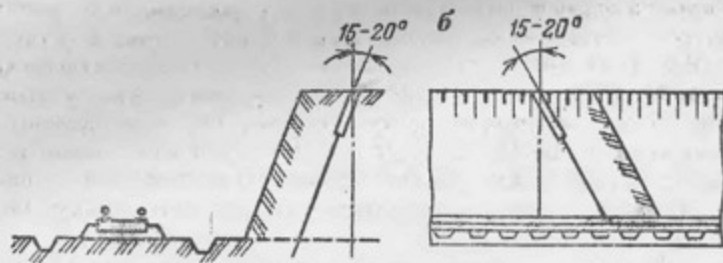


Рис. 10.13. Расположение ближней к пути скважины при лобовой разработке выемки:

а — поперечный разрез; б — продольный разрез

8—10 м ближайшие к пути скважины следует проектировать с наклоном от пути (рис. 10.13, а) и вдоль него (рис. 10.13, б).

При уширении выемок глубиной более 2 м диаметр скважин выбирают в зависимости от характеристики грунтов и глубины выемки, а расстояния между скважинами определяют по расчетному расходу ВВ q_p и вместимости скважин.

Для обеспечения направленности взрыва параллельно пути или во внешнюю сторону от него взрывание зарядов следует проектировать с применением поперечно-порядной, диагональной или поперечно-врубной схем замедления. При этом расстояния от разно- временно взрываемых рядов скважинных зарядов до ближайшей «открытой» поверхности (W) в направлении торца выемки должны приниматься в 1,3—1,5 раза меньше, чем от скважинных зарядов в ряду до такой же поверхности в направлении пути.

При лобовой разработке уширяемой выемки в слаботрешиноватых и слоистых прочносцементированных породах следует предусматривать бурение скважин с перебуром. В необводненных грунтах следует применять увеличенный перебур с устройством в нем воздушного промежутка.

При многоуступной послойной разработке выемки диаметр скважин необходимо принимать не больше 112 мм. Скважины следует закладывать вертикально или с наклоном — для обработки всего поперечного сечения взрываемой выемки.

При разработке под второй путь выемок глубиной более 3,5 м на раздельном полотне в удалении менее 15—25 м от ближайшего откоса выемки на действующем пути, имеющего высоту более 3 м и крутизну более 1:1, должен быть рассмотрен вариант контурного взрывания ближайшего к пути откоса выемки с предварительным щелеобразованием для защиты откоса от разрушения взрывом.

Глубина щели при этом должна приниматься более глубины

заложения зарядов рыхления на 1+3 м, в зависимости от расстояния ее до защищаемого откоса, характеристики откоса и грунта.

Взрывание выемок на раздельном полотне в легко- и среднедробимых скальных грунтах, покрытых обыкновенным грунтом мощностью до 2—3 м, следует предусматривать без предварительного удаления слоя грунта, если этот грунт пригоден для укладки в насыпи. Взрывание таких выемок, независимо от покрытия, а также мелких выемок, следует предусматривать в минимальное число «окоп».

Параметры буровзрывных работ должны обеспечивать получение взорванной массы с минимальным числом негабаритов, позволяющей вести работу без дробления последних в процессе экскавации.

Мероприятия по обеспечению безопасности движения поездов, по технике безопасности, по защите пути, путевых устройств и сооружений, устройств СЦБ, связи, контактной сети и опор, по соблюдению габарита приближения строений, вытекающие из конкретных местных особенностей, должны быть предусмотрены в рабочей документации строительства, в том числе в документации на буровзрывные работы.

В проекте организации строительства второго пути для производства взрывных работ при уширении или разработке скальных выемок в непосредственной близости от эксплуатируемого пути (при расстоянии до 200 м) должно быть предусмотрено выделение «окоп» в графике движения поездов продолжительностью от 1 ч и более. Число необходимых «окоп» и их продолжительность определяется согласованным графиком выполнения земляных работ и объемом взрывных работ и уточняется при рабочем проектировании.

Буровзрывные работы на строительстве вторых железнодорожных путей должны производиться с соблюдением мер по обеспечению безопасности движения поездов и без нарушения графика движения.

Для обеспечения безопасности движения поездов на стадии разработки технического проекта, рабочего проектирования и при производстве работ разрабатываются мероприятия, предусмотренные «Инструкцией по обеспечению безопасности движения поездов при производстве буровзрывных и скальных работ на строительстве вторых путей» ВСН 175—71.

Буровзрывные работы по уширению скальных выемок должны выполняться по индивидуальным проектам. На строительство каждой выемки под второй путь должен быть составлен проект производства работ мехколонной с участием организации, ведущей взрывные работы.

Проект должен иметь график взрывов, учитывающий периодичность выделения окон и их длительность.

Проект организации производства буровзрывных работ должен быть согласован с заинтересованными сторонами, службами и утверждены Управлением дороги МПС.

При взрывных работах в непосредственной близости от ЛЭП, линий связи и СЦБ, когда целостность и непрерывность работ этих линий и устройств не могут быть обеспечены, должны предусматриваться (при необходимости) временная или постоянная переноска ЛЭП линий связи и устройств автоблокировки за пределы опасной зоны взрыва или калибрование указанных линий с заложением их на глубину не менее 1 м.

К основным мероприятиям по защите железнодорожного пути, сооружений и устройств от повреждений относятся:

укрытие пути настилом из шпал;

укрытие водоотводных устройств настилом;

защита опор контактной сети, линий связи и электропередач;

защита пролетных строений путепроводов и мостов.

В целях уменьшения разлета скального грунта и защиты проводов контактной сети, линий электропередач и связи места взрыва рекомендуется укрывать металлическими сетками с пригрузкой их мешками с песком.

У каждой выемки, где ведутся скальные и взрывные работы, необходимо сосредоточить аварийный запас путевых материалов — рельсов, креплений, шпал, проводов и т. д. в количестве, достаточном для восстановления случайных повреждений.

Вблизи места взрывных работ должны быть сосредоточены бульдозеры, компрессор, буровые средства (перфораторы), бортовая машина.

Разработку полускальных и разрушенных скальных, а также мерзлых грунтов следует предусматривать с применением механических средств (рыхлителей, фрез, ковшей активного действия и т. д.).

При глубине выемок до 2 м буровзрывные работы в труднодробимых грунтах следует вести методом шпуровых или скважинных зарядов малого диаметра (до 100 мм) и с применением скважин среднего диаметра (не более 150 мм) в легкодробимых грунтах.

Уширение скальных выемок глубиной более 2 м в откосах крутизной 1:1 и круче должно проводиться лобовой одноступенной системой разработки. В устойчивых грунтах при глубине выемок более 10 м и при пологих откосах может применяться многоступенная лобовая система разработки. Схема разработки выемок под второй путь показана на рис. 10.14.

Взрывные работы могут быть начаты только после получения

в установленном порядке представителем дистанции пути и руководителем работ приказа о закрытии перегона для движения поездов и после ограждения места работ сигналами остановки в соответствии с инструкцией по сигнализации.

На электрифицированных линиях после получения приказа о закрытии перегона для производства взрывов отключается напряжение на контактной сети.

Объем грунта, попадающего на путь, зависит от высоты взрываемого уступа, длины участка взрыва, а также метода взрывания. Ориентировочное определение количества грунта, попавшего на путь, можно определить графически в соответствии с рис. 10.15.

В зависимости от продолжительности «окна» и типа грунтов практикой установлен разовый объем взрывания с учетом удаления и разделки негабаритных кусков грунта, величины которых приведены в табл. 10.5.

Рациональными схемами взрывных сетей являются поперечно-порядные, продольно-порядные, врубовые, диагональные и др. (рис. 10.16, а, б, в, г), а также схемы уширения выемки с предварительным образованием пионерной траншеи.

В сильнотрещиноватых слоистых или разделенных на отдельные породы, способных к подвижке от взрыва, заряды в скважинах первого ряда (от пути) должны помещаться на 0,5 м выше отметки головки рельса эксплуатируемого пути. Доработка оставшегося грунта в основании выемки должна назначаться с применением взрывного рыхления методом шпуровых зарядов после уборки взорванного основного объема скального грунта в уширяемой выемке.

Таблица 10.5

Рекомендуемые объемы взрывов при расширении выемок под второй путь в разных грунтах

Характеристика грунтов	Продолжительность «окна» в часах	Объем взрываемого грунта (м³)	
		на электрифицированных участках	на неэлектрифицированных участках
Легкодробимые	1	—	50—100
»	2	400—1000	300—800
»	3	500—1400	600—1500
Среднедробимые	1	—	40—100
»	2	300—700	250—600
»	3	400—1000	300—900
Труднодробимые	1	—	20—50
»	2	150—300	120—300
»	3	200—500	150—400

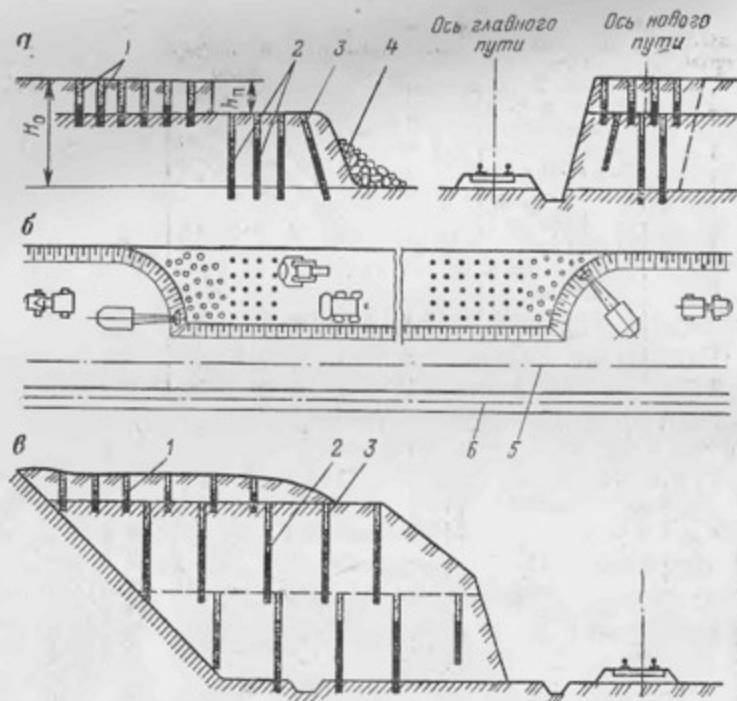


Рис. 10.14. Схемы разработки выемок при уширении под вторые пути:

а — путем понижения уступа; б — лобовая разработка с двух сторон; в — многоуступная система разработки; 1 — шпур; 2 — скважины; 3 — забойка; 4 — экскаваторный забой; 5 и 6 — соответственно ось действующего и нового путей; H_0 — общая высота уступа; h_n — высота уступа понижения

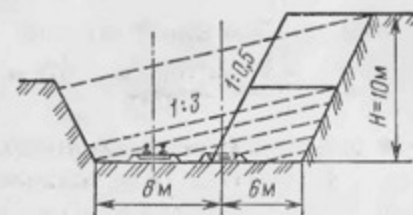


Рис. 10.15. Схема к определению объема породы, попадающей на путь при взрыве

При глубине выемок от 2—3 до 5 м и крутых косогорах в грунтах VI—IX групп при уширении до 6—10 м целесообразно применять схемы направленного взрывания в торцевую сторону.

При глубине выемок более 5 м целесообразно устройство поверхности пионерной траншеи с направленностью взрывания во внешнюю сторону с помощью кривой диагональной схемы.

В крепких труднодробимых грунтах целесообразно применять схемы с треугольным или трапецидальным асимметричным врубом, смещенным в полевую сторону.

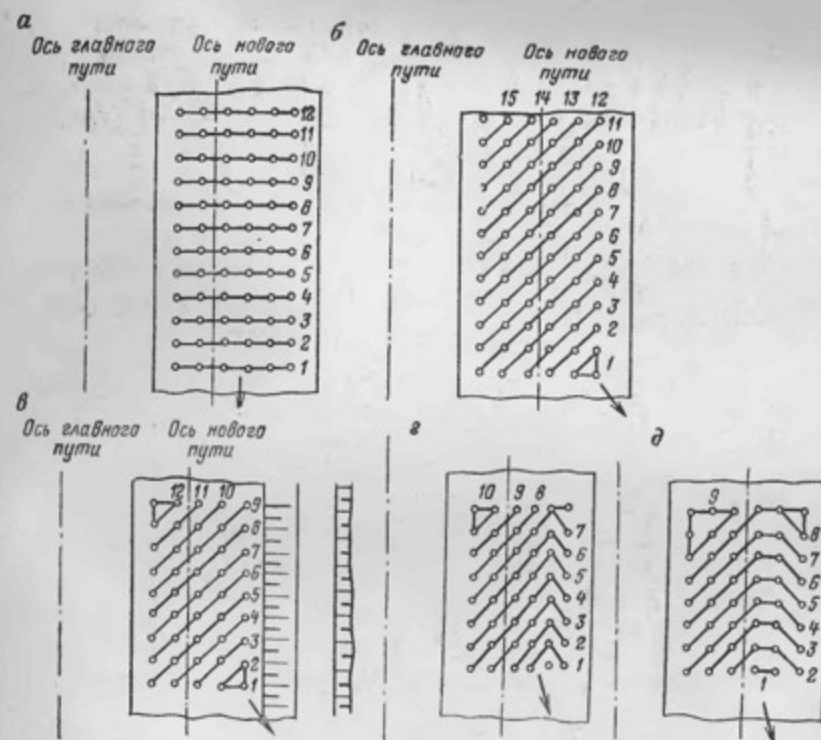


Рис. 10.16. Схемы взрывных сетей при строительстве вторых путей (1—15 — последовательность инициирования зарядов):

а — поперечно-порядная; б — диагональная; в — с использованием пионерной траншеи; г — с треугольным врубом; д — с трапецидальным врубом

Для лучшего дробления грунта во всех случаях рекомендуется применение короткозамедленного взрывания. В крепких монолитных грунтах в целях уменьшения возможности подбоя зарядов рекомендуется уменьшать (против средних значений) интервалы замедлений.

При выборе системы и длины участка взрывания следует руководствоваться следующим:

а) выемки глубиной до 2 м при крутых откосах и до 3 м при пологих откосах (1:1 и менее) в грунтах любой крепости при расстоянии от оси пути до основания откоса 4,5 м и более целесообразно разрабатывать на полное сечение, при этом длина участка взрыва может достигать 100 м и более;

б) выемки глубиной до 5—6 м при пологих откосах (1:1 и менее) в легкодробимых грунтах при уширении их до 6 м целесообразно разрабатывать также на полное сечение;

в) при глубине выемок в легкодробимых грунтах более 6 м и уширении их на 6—10 м рекомендуется разрабатывать несколькими уступами с направленностью взрыва в торцевую и полевую сторону. Длина участка взрывания при этом должна быть ограничена 30—50 м.

Косогорные выемки при крутом высокоподнимающемся слое разрабатываемого грунта, на котором невозможно разместить буровые станки, разрабатываются сначала методом шпуровых зарядов, которыми образуется сплошная продольная полка для размещения буровых машин, а затем методом скважинных зарядов в один или более слоев.

При уширении под второй путь крутокосогорных скальных выемок, если это уширение производят за счет низовой (подгорной) части выемки, применяют предварительное понижение уступа. Для понижения уступа скальный грунт в верхней части рыхлят шпуровыми зарядами с использованием схем КЗВ для частичного сброса грунта в подгорную сторону. Затем оставшуюся часть рыхленного грунта перемещают бульдозером в низовую сторону косогора в отвал. После понижения высоты откоса разрабатывают нижний уступ.

Широкие выемки глубиной более 2—3 м с любой крутизной откоса во всех грунтах при уширении свыше 10 м (на станциях, при реконструкции железных дорог и т. д.) целесообразно взрывать в несколько слоев скважинными зарядами одним из следующих вариантов:

а) с предварительным образованием с полевой стороны пионерной траншеи с направленностью взрыва основной части выемки в пионерную траншею с применением поперечно-порядной схемы КЗВ;

б) взрывание скважинных зарядов с образованием вруба с полевой стороны и скважинных отбойных зарядов в основной части выемки с обеспечением направленности взрыва в полевую сторону за счет применения диагональной схемы КЗВ.

Взрывные работы должны выполняться в светлое время суток. К заряджанию выработок и монтажу взрывной сети из детонирующего шнура без установки детонаторов разрешается приступать за 3 ч до закрытия перегона при наличии подтверждения поездного диспетчера о предоставлении «окна».

В сложных условиях размещения зарядов величина их должна уточняться для каждой выемки пробными взрывами.

После окончания взрывов руководитель работ совместно с представителем дороги обязан во время «окна» проверить отсутствие заколов, зависаний и трещин.

11. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ГАЗОНЕФТЕПРОВОДОВ

11.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В практике трубопроводного строительства технологические схемы и методы производства земляных работ существенно различаются между собой при выполнении работ: в обычных условиях; в мерзлых грунтах; на болотах и заболоченных участках; в скальных грунтах на равнинных и горных участках; в барханно-песчаных грунтах; под водными преградами.

При строительстве магистральных трубопроводов в зависимости от схемы их прокладки устраивают следующие земляные сооружения: траншеи, насыпи, полувыемки-полунасыпи, каналы, отвалы, канавы, перемычки и др. По сроку службы такие земляные сооружения, как траншеи, отвалы, перемычки, каналы, в трубопроводном строительстве относятся к временным. Постоянными сооружениями считают насыпи, выемки, полувыемки-полунасыпи, водоотводные канавы. Большинство из указанных сооружений имеют значительную протяженность.

Все виды работ технологического процесса по строительству магистральных трубопроводов, включая и буровзрывные работы, ведутся в пределах полосы отвода (строительной полосы), ширина которой, согласно СН У57—73, принимается по табл. 11.1.

Ширину строительной полосы на период строительства для двух и более параллельно строящихся магистральных трубопроводов при-

Таблица 11.1

Рекомендуемая ширина полосы отвода земель для строительства трубопроводов разного диаметра

Диаметр трубопровода, мм	Ширина полосы отвода земель, м	
	без технической рекультивации	с технической рекультивацией
<426	20	28
529—720	23	33
820—1020	28	39
1220	30	42
1420	32	45

Таблица 11.2

Рекомендуемые расстояния между смежными нитками трубопроводов разного диаметра

Наименование трубопроводов	Расстояние между осями смежных трубопроводов (м) при диаметре трубопровода, мм				
	<426	426—720	820—1020	1220	1420
Газопроводы	8	9	11	13	15
Нефтепроводы и нефтепродуктопроводы	5	5	6	6	7

нимают равной ширине полосы земли для одного трубопровода, согласно табл. 11.1, и расстоянию между осями смежных трубопроводов (табл. 11.2).

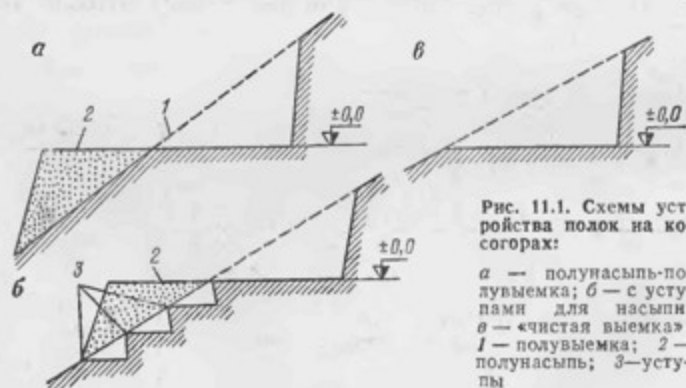
Каждое земляное сооружение при строительстве магистральных газопроводов имеет свое назначение, свои характерные составные элементы и параметры в зависимости от физико-технических свойств грунтов, диаметра трубопровода.

Параметры полков. При прокладке магистральных трубопроводов на косогорных участках для размещения траншей и изоляционно-укладочных колонн устраивают полки.

Выбор конструкции полков рекомендуется проводить по величине поперечного уклона (рис. 11.1).

Величина угла поперечного уклона, градус . . .	8—12	12—18	>18
Конструкция полки . . .	Полунасыпь-полувыемка	С уступами для насыпи	Чистая выемка

Ширина полки назначается из условия проведения работ и размера траншей. Минимальную ширину полки рекомендуется опреде-



лять по формуле

$$Ш_{п} = c + B + a + 1, \quad (11.1)$$

где c — ширина бермы для размещения отвала грунта из траншеи, м; B — ширина траншеи по верху, м; a — ширина гусеничного хода трубоукладчика, м.

Практически для обеспечения беспрепятственного передвижения строительных и транспортных машин, минимальная ширина полки при укладке одного трубопровода устанавливается не менее 8 м.

Уклоны откосов полков зависят от характеристик грунтов, типа врезки и принимаются по табл. 11.3.

Полки в зависимости от свойств грунтов косогора устраиваются без рыхления грунта или с предварительным рыхлением скальных пород взрывным способом.

Глубина траншей при прокладке магистральных трубопроводов должна равняться диаметру трубы плюс необходимая величина засыпки над ней, которая определяется условиями обеспечения сохранности трубопровода при проведении сельскохозяйственных и мелноративных работ, проезде транспортных средств и т. д. Согласно СНиП 11—45—75 расстояние от верхней образующей трубы до поверхности грунта в обычных условиях принимается равным 0,8 м, для трубопроводов диаметром менее 1000 мм и 1 м — диаметром 1000 мм и более. В скальных грунтах при отсутствии проезда автотранспорта и сельскохозяйственных машин толщина слоя засыпки над трубопроводом принимается равной 0,6 м. В оползневых районах при малой толщине оползающего слоя грунта трубопровод заглубляется ниже зеркала скольжения.

Ширина траншеи по дну принимается равной $D+300$ мм (D — диаметр трубопровода) для трубопроводов диаметром менее 700 мм и $1,5D$ — для трубопроводов больших диаметров. Для трубопроводов диаметром 1220 и 1420 мм при откосе 1:0,5 и более ширину

Таблица 11.3

Величины уклона откоса полков

Тип врезки	Характеристика грунта	Уклон откоса полков
Полувыемка	Выветрившийся скальный грунт	1:0,1
	Скальные грунты, подверженные осыпанию и оползанию мергелистые и щебенистые	1:0,5—1:0,2
Полунасыпь	Скальный грунт	1:1—1:0,3
	Каменистый и щебенистый	1:0,75
	Минеральный	1:1 1:0,5

траншей по дну допускается уменьшить до $D+500$ мм. На криволинейных участках трубопровода ширина траншеи по отношению к прямой удваивается.

11.2. ПРИМЕНЯЕМЫЕ МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ И РЕКОМЕНДУЕМЫЕ ТИПЫ ВВ

Основной объем взрывных работ при строительстве магистральных трубопроводов осуществляется при выполнении следующих видов работ:

а) подготовительные — разделка валунов и пней, валка деревьев в пределах строительной полосы;

б) земляные:

сооружение траншей в скальных грунтах — разрыхление скальных грунтов;

сооружение полок — разрыхление скальных грунтов в пределах проектных контуров полей;

сооружение траншей на болотах — уплотнение грунтов с образованием траншей проектного профиля;

сооружение траншей в мерзлых грунтах — разрыхление мерзлых грунтов;

сооружение подводных траншей — разрыхление скальных грунтов;

в) прокладка майн — разрушение льда.

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

Буровзрывные работы проводятся только при наличии проекта производства работ или паспорта буровзрывных работ, составленных в соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах и после согласования с дирекцией строящегося трубопровода.

В трассовых условиях для перевозки ВВ, средств инициирования и взрывников используется передвижной пункт взрывчатых материалов ПВМ-2, разработанный СКБ «Газстроймашина», который изготавливается Львовским механическим заводом на шасси высокопроходимых машин ЗИЛ-131.

Техническая характеристика передвижного пункта

Грузоподъемность, т	4,5
Тип кузова	КУНГ-1М
Внутренние размеры, мм:	
длина	3826
ширина	2250

высота	1800
Максимальное количество перевозимых ВМ:	
детонаторов, шт.	5000
взрывчатых веществ, т	1,2
детонирующего шнура, м	500
огнепроводного шнура, м	9000
взрывчатых веществ при кратковременном хранении, т	3,0
Масса, кг	6270

Продолжение

Для транспортировки ВМ по заболоченной местности применяются специально оборудованные вездеходы, болото- и снегоходы

Таблица 11.4

Рекомендуемые методы ведения взрывных работ и типы ВВ при строительстве магистральных трубопроводов

Условия взрывания	Методы взрывных работ	Тип ВВ
Разделка валунов, корчевка пней	1. Накладные заряды 2. Шпуровые заряды 3. Гидровзрывание	Аммонит 6ЖВ Заряды ЗКП и ЗКН
Сооружение полок	1. Шпуровые заряды 2. Сквaziнные заряды 3. Котловые заряды 4. Взрывы на выброс	Аммонит 6ЖВ Гранулит АС-4 Гранулит АС-8
Сооружение траншей в скальных грунтах	1. Шпуровые заряды 2. Сквaziнные заряды	Граммонит 79/21 (82/18) Гранулит АС-8, аммонит 6ЖВ
Сооружение траншей в мерзлых грунтах	1. Шпуровые заряды 2. Сквaziнные заряды 3. Удлиненные горизонтальные заряды	Гранулит АС-8, гранулит АС-4 Граммонит 79/21 (82/18) Аммонит 6ЖВ
Сооружение траншей на болотах	1. Сосредоточенные заряды 2. Удлиненные горизонтальные заряды 3. Накладные заряды	Аммонит 6ЖВ, пироксилиновые пороха, гранулотол, водоустойчивый аммонал
Сооружение подводных траншей	1. Шпуровые заряды 2. Сквaziнные заряды 3. Накладные заряды 4. Удлиненные горизонтальные заряды	Аммонит 6ЖВ Водоустойчивый аммонал
Взрывные работы вблизи действующих трубопроводов	1. Шпуровые заряды 2. Сквaziнные заряды	Аммонит 6ЖВ Граммонит 79/21

с санным прицепом. Для доставки ВМ в труднодоступные места используют вертолеты МИ-4 и МИ-6.

Объем взрывных работ при строительстве магистральных нефтегазопроводов должен быть увязан с общей организацией работы землеройных механизмов и темпов работы механизированного потока.

В зависимости от условий проведения работ, целей и поставленных задач рекомендуется применять различные методы взрывных работ и типы ВВ (табл. 11.4).

Величины удельных расходов ВВ (аммонит 6ЖВ) рекомендуется принимать по табл. 1.5, а поправочный коэффициент на другие ВВ — по табл. 8.9.

11.3. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПОДГОТОВКЕ ПОЛОСЫ СТРОИТЕЛЬСТВА МАГИСТРАЛЬНЫХ ТРУБОПРОВОДОВ

При ведении подготовительных работ на трассе взрывные работы применяют для дробления валунов и корчевки пней.

Дробление валунов на трассе ведется наружными, кумулятивными зарядами, шнуровым методом и гидровзрыванием.

Масса наружного заряда для дробления валуна рассчитывается по формуле

$$Q = qV, \quad (11.2)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³ (табл. 11.5); V — объем валуна, м³.

При дроблении крупного валуна несколькими накладными зарядами общую массу заряда рекомендуется увеличить на 20 %, при этом массу одного наружного заряда Q определяют из выражения

$$Q_1 = 1,2Q/N, \quad (11.3)$$

где N — число наружных зарядов на одном валуне.

Таблица 11.5

Удельный расход аммонита 6ЖВ при дроблении валунов наружными зарядами

Группа пород по СНиП	Удельный расход аммонита 6ЖВ (кг/м ³) при забойке	
	песчаной	водяной (в полиэтиленовых мешочках)
IV — VI	1,1—1,3	0,5—0,6
VII — VIII	1,3—1,5	0,6—0,8
VIII — IX	1,6—1,8	0,8—1,0
X — XI	1,8—2,5	1,0—1,3

Таблица 11.6

Рекомендуемые кумулятивные заряды для дробления валунов

Марка	Масса, г	Диаметр взрываемого валуна, м
Тротиловые литые шашки без металлической облицовки кумулятивной выемки		
ЗКН—180	180	0,5—0,6
ЗКН—260	260	0,6—0,8
ЗКН—500	500	0,9—1,2
ЗКН—1000	1000	1,1—1,4
Тротиловые прессованные шашки с металлической облицовкой кумулятивной выемки		
ЗКП—50	76	0,2—0,4
ЗКП—100	135	0,4—0,6
ЗКП—200	245	0,6—0,9
ЗКП—400	475	1,0—2,0

Наружные заряды с водяной забойкой в полиэтиленовых мешочках рекомендуется применять в летнее время. Площадь полиэтиленового мешочка должна быть в два раза больше поверхности взрываемого заряда. Толщина слоя воды 5—6 см. При этом удельный расход ВВ уменьшается, разлет кусков породы составляет всего 25—75 м. Экономия ВВ при взрыве 1 тыс. м³ валунов составляет 500—800 кг. Экономический эффект равен 800—1300 руб.

Кумулятивные заряды рекомендуется применять при прокладке трубопроводов в горах. В табл. 11.6 даны рекомендации для взрывания валунов на трассе кумулятивными зарядами.

В зимнее время кумулятивные заряды рекомендуется применять с усиленной снежной забойкой высотой 0,5—0,7 м.

В сложных условиях трассы для взрывания валунов рекомендуется применять шнуровое гидровзрывание. При летних условиях шнуры заполняются водой, в зимнее время — горючей смесью.

При шнуровом методе в центре валуна глубиной 0,3—0,5 его толщины бурится шнур, в который закладывается заряд ВВ (обычно на 1/4—1/5 глубины), и делается забойка из мелкой породы или воды до устья шнура.

Общая масса заряда ВВ (кг) определяется по формуле (11.2), а удельный расход принимается по табл. 11.7.

Масса заряда одного шнура (кг)

$$Q_1 = \frac{\pi d^2}{4} \Delta l_{ш} k, \quad (11.4)$$

Таблица 11.7

Удельный расход аммонита 6ЖВ для шпуровых зарядов

Категория пород по СНиП	Расчетный удельный расход аммонита 6ЖВ (кг/м³) при длине ребра валуна, м	
	0,5—0,6	0,7—0,8
VII—VIII	0,38	0,2
IX—X	0,50	0,27
XI—XIII	0,58	0,29
XIV—XVI	0,65	0,32

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

Валун большого размера обуривается несколькими шпурами, заряды в которых взрываются одновременно. Число шпуров на валун большого объема $N=Q/Q_1$.

Корчевка пней взрывным методом применяется при диаметре пня более 35 см, при пнях любых размеров, расположенных в мерзлых и твердых породах, когда корчевка их машинами по условиям строительства (труднопроходимости по залесенным местностям) невозможна.

При корчевке пней заряды ВВ размещают либо под пнем в выбуриваемом шпуре (подкопе), либо в шпуре, высверленном в самой древесине.

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

Таблица 11.8

Удельный расход аммонита 6ЖВ для корчевки пней

Диаметр пня, см	Удельный расход аммонита 6ЖВ (г/см) в грунте		
	щебенистом с галькой	рыхлом глинистом	торфе
Мягкие породы дерева			
20—25	16/12	18/14	10/8
30—45	18/14	20/16	12/10
40—45	20/16	22/18	14/12
50—55	22/18	24/20	16/14
60—65	24/20	26/22	18/16
70—75	26/22	28/24	20/18

Продолжение табл. 11.8

Диаметр пня, см	Удельный расход аммонита 6ЖВ (г/см) в грунте		
	щебенистом с галькой	рыхлом глинистом	торфе
Твердые породы дерева			
20—25	18/14	22/16	12/10
30—35	20/16	24/18	14/12
40—45	22/18	26/20	16/14
50—55	24/20	28/22	18/16
60—65	26/22	30/24	20/18
70—75	28/24	32/26	22/20

Примечание. В числителе приведен удельный расход для давней рубки, в знаменателе — для свежей.

$$\text{Масса заряда} \quad Q=q_1 d, \quad (11.5)$$

где q_1 — удельный расход ВВ на 1 см диаметра пня (табл. 11.8); d — диаметр пня, см.

11.4. СООРУЖЕНИЕ ТРАНШЕЙ В СКАЛЬНЫХ ГРУНТАХ

Сооружение траншей в скальных породах включает следующие основные операции: очистка трассы от крупных валунов и рыхлого грунта, когда он покрывает коренной скальный грунт; рыхление коренного скального грунта взрывом; разработка разрыхленного грунта экскаватором.

11.4.1. Шпуровые заряды

Сооружение траншей с помощью шпуровых зарядов обеспечивает наилучшее соответствие профиля траншей проектному, хорошее дробление, исключает большой разброс кусков породы.

При ширине траншей по низу 1,5 м шпуры располагают в один ряд (рис. 11.2, а), при большей ширине — в два и три ряда (рис. 11.2, б и в).

При сооружении траншей глубиной до 1,2 м и шириной 1,5—1,8 м шпуры можно располагать в один ряд с одного борта траншеи с уклоном к ее середине под углом 45—60°. Благодаря такому расположению шпуров порода разрушается и частично выбрасывается в сторону, противоположную шпурам.

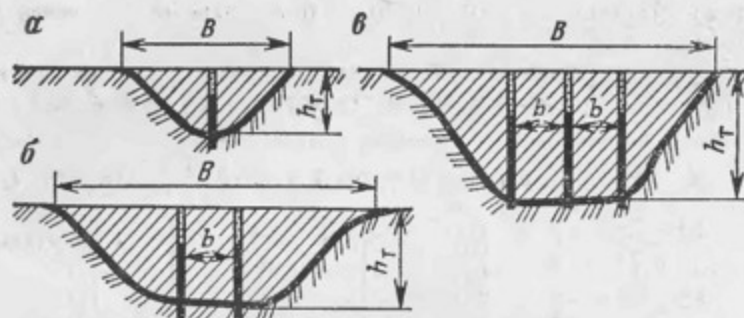


Рис. 11.2. Схемы расположения шпуров при проведении траншей:
а — однорядное; б — двухрядное; в — трехрядное

Расчет параметров взрывных работ при шпуровом методе рекомендуется вести в следующей последовательности.

1. Рассчитывается масса шпурового заряда по вместимости ВВ

$$Q = (l_{\text{ш}} - l_{\text{зab}}) \rho, \quad (11.6)$$

где $l_{\text{ш}}$ — длина шпура; $l_{\text{зab}}$ — длина забойки, м; ρ — вместимость ВВ в 1 м шпура (табл. 11.9).

Длина шпура устанавливается в зависимости от проектной глубины траншеи (h_T) и величины перебура ($l_{\text{пер}}$), который принимает

Таблица 11.9

Масса заряда в 1 м шпура при плотности заряжания 0,9 т/м³

Диаметр шпура, мм	Масса заряда, кг	Диаметр шпура, мм	Масса заряда, кг	Диаметр шпура, мм	Масса заряда, кг
25	0,44	42	1,2	59	2,5
26	0,48	43	1,3	60	2,5
27	0,51	44	1,4	61	2,6
28	0,55	45	1,4	62	2,7
29	0,59	46	1,5	63	2,8
30	0,64	47	1,6	64	2,9
31	0,67	48	1,6	65	3,0
32	0,72	49	1,7	66	3,1
33	0,78	50	1,8	67	3,2
34	0,82	51	1,8	68	3,3
35	0,87	52	1,9	69	3,4
36	0,92	53	2,0	70	3,5
37	0,97	54	2,1	71	3,6
38	1,0	55	2,1	72	3,7
39	1,1	56	2,2	73	3,8
40	1,1	57	2,3	74	3,9
41	1,2	58	2,4	75	4,0

ется в пределах $l_{\text{пер}} = (0,1 + 0,15) h_T$. Длина забойки $l_{\text{зab}}$ равна 1/3 глубины шпура, м.

2. По необходимой площади взрывающего участка S и глубине траншеи h_T определяется количество взрывающих шпуров

$$N = Sh_T q_p / Q, \quad (11.7)$$

где q_p — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³ (см. табл. 1.5); Q — масса шпурового заряда, кг.

3. Расстояние между шпурами (a) принимается в следующих пределах в зависимости от способа взрывания:

для огневого способа $a = (1,2 + 1,5) h_T$;

для электрического $a = (1,0 + 1,5) h_T$.

4. Расстояние между рядами шпуров (b) устанавливается следующим:

при огневом взрывании $b = 0,85 h_T$;

при короткозамедленном $b = h_T$.

11.4.2. Скважинные заряды на выброс

При строительстве магистральных трубопроводов большого диаметра сооружение траншей может быть осуществлено шпуровыми и скважинными зарядами на выброс.

Порядок расчета скважинных зарядов выброса следующий.

1. Приняв величину W (ЛНС) зарядов равной глубине сооружаемой траншеи (h_T), рассчитывают необходимую линейную массу заряда, кг/м:

$$Q' = 1,2 q_p W^2 (n^2 - n + 1), \quad (11.8)$$

где q_p — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; принимаемый по табл. 1.5; $n = 1,5 + 2,0$ — показатель действия взрыва.

Для образования траншей под укладку трубопроводов диаметром до 1000 мм n принимается равным 1,5—1,7, для диаметров более 1000 мм $n = 1,8 + 2,0$.

2. Глубина скважины определяется по формуле

$$L = 1,25 W. \quad (11.9)$$

3. Расстояние между скважинными зарядами

$$a = 0,5 p L / Q, \quad (11.10)$$

где p — вместимость ВВ в 1 м скважины, кг (табл. 11.10).

4. Масса заряда в скважине рассчитывается по формуле $Q = Q'a$.

Нормальным считается такое размещение заряда, при котором длина забойки составляет $l_{\text{зab}} = 0,75 W$.

Для получения одностороннего выброса породы применяют наклонные скважинные заряды, образующие плоскую систему зарядов.

Таблица 11.10

Масса заряда в 1 м скважины при плотности заряжания 0,9 т/м³

Диаметр скважины, мм	Масса заряда, кг	Диаметр скважины, мм	Масса заряда, кг	Диаметр скважины, мм	Масса заряда, кг
80	4,5	170	20	285	57
85	5,1	175	22	290	59
90	5,7	180	23	295	61
95	6,4	185	24	300	64
100	7,1	190	26	305	68
105	7,8	220	34	320	72
110	8,6	225	36	330	77
115	9,4	230	37	340	82
120	10,0	235	39	350	87
125	11,0	240	41	360	92
130	12,0	245	42	370	97
135	13,0	250	44	380	102
140	14,0	255	46	390	107
145	15,0	260	48	400	113
150	16,0	265	50	410	119
155	17,0	270	51	420	125
160	18,0	275	53	430	131
165	19,0	280	55	440	137
				450	143

Все расчетные параметры определяются по методике, как и для вертикальных скважин. Глубина скважины определяется по формуле $L = h_t / \sin \alpha$, где α — угол наклона скважины к горизонту, градус. В результате наклона скважины обеспечивается выброс 80 % породы на один из бортов траншеи.

Для получения хороших результатов взрыва расчетный удельный расход (q_p) следует принимать для врубовых скважин 3 кг/м³ с последующим увеличением по рядам до 5 кг/м³ (в наиболее удаленной от вруба части поперечного профиля траншеи).

Сетку скважин необходимо рассчитать так, чтобы расстояния между скважинами в ряду были в 2–3 раза меньше, чем между рядами скважин в поперечном профиле траншеи.

11.5. СООРУЖЕНИЕ ТРАНШЕЙ И КАНАЛОВ НА БОЛОТАХ

Строительство магистральных трубопроводов в районах Западной и Восточной Сибири, а также севера европейской части СССР связано с большими техническими трудностями при прокладке их по заболоченным участкам. На участках болот и заболоченных территорий прокладку трубопроводов ведут, как правило, в зимнее вре-

мя, что требует дополнительных затрат на устройство зимников, резко уменьшается эффективность выполнения земляных работ. Одним из методов, который позволяет вести строительство круглогодично, является прокладка трубопроводов на болотах с разработкой траншей взрывом.

Разработка траншей и каналов взрывным способом в условиях болот является наиболее целесообразной при прокладке трубопроводов через болота II и III типов по классификации Гипроспецгаза.

Сосредоточенные заряды целесообразно применять на глубоких болотах, покрытых лесом, при образовании каналов глубиной до 5 м и шириной по верху до 20 м. По оси выемки на расчетном расстоянии друг от друга взрывным способом образуют зарядные воронки. В них размещаются сосредоточенные заряды, в результате взрыва которых образуется линейная выемка заданного профиля (рис. 11.3).

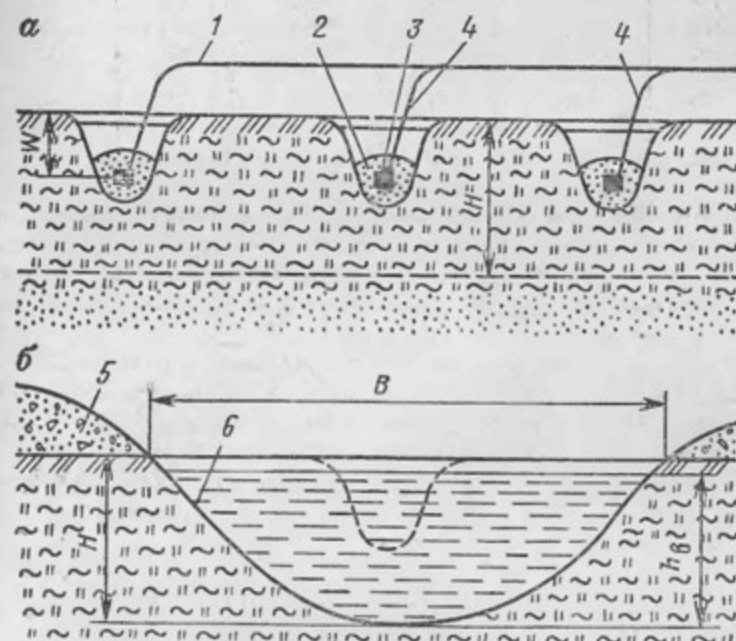


Рис. 11.3. Образование каналов на болотах методом сосредоточенных зарядов:

а — монтажная схема однорядного взрывания сосредоточенных зарядов в зарядных воронках; б — канал, образованный взрывом сосредоточенных зарядов; H — глубина канала; h_v — глубина воды в канале; 1 — магистраль из ДШ; 2 — заряд ВВ; 3 — боевик; 4 — ДШ боевика; 5 — навал выброшенного грунта; 6 — профиль канала, образованного взрывом

Для образования зарядных воронок глубиной до 2 м в торфяных грунтах с применением скважинных зарядов используют водостойчивые ВВ в патронах диаметром до 46 мм.

При отсутствии патронированных ВВ, а также в малосжимаемых грунтах для образования зарядных воронок глубиной до 1,5 м рекомендуется использовать сосредоточенные заряды в водонепроницаемых оболочках.

Расчет параметров взрывных работ рекомендуется вести в следующей последовательности.

1. Линия наименьшего сопротивления определяется из условия

$$W = (0,3 \div 0,5) H, \quad (11.11)$$

где H — проектная глубина канала, м.

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

$$Q = 1,83qW^3 f(n), \quad (11.12)$$

где q — расчетный удельный расход ВВ (табл. 11.11), кг/м³; $f(n)$ — функция показателя действия взрыва, которая при мощности торфа более 1,5 проектной глубины канала и величине $W \leq 1,0$ м принимается

$$f(n) = 0,25 + 0,75n^3, \quad (11.13)$$

где n — показатель действия взрыва, который принимается, в зависимости от требуемых параметров канала, в пределах $n = 1,6 \div 2,1$.

3. Коэффициент крутизны откосов канала, образованного взрывом,

$$i = H/(lW), \quad (11.14)$$

4. Расстояние между сосредоточенными зарядами при $n \leq 5$

$$a = 0,5W(n - 1). \quad (11.15)$$

Таблица 11.11

Рекомендуемые расчетные расходы ВВ при взрывании на болотах

Наименование грунтов и видов торфа	Водонасыщенность	Удельный расход ВВ, кг/м ³
Вязкие суглинки, глины	Водонасыщенные	0,7—0,8
	Средней водонасыщенности	1,1—1,2
Плотные глины, тяжелый моренный суглинок с валунами, супеси	Водонасыщенные	1,2—1,4
	Средней водонасыщенности	1,5—1,8
Пески	Водонасыщенные	1,3—1,5
	Средней водонасыщенности	1,4—1,8
Торф	Водонасыщенный	0,5—0,7
	Влажный	0,6—1,0

При сооружении каналов в болотах с деревьями диаметром до 25—30 см с сильноразвитой корневой системой для обеспечения их выброса массу заряда рекомендуется увеличить на 10—15 % от расчетной.

Метод удлиненных горизонтальных зарядов рекомендуется для образования каналов и траншей глубиной до 3,5 м и шириной по верху до 15 м на открытых и малозалесенных болотах. Метод целесообразно использовать при сооружении каналов и траншей на болотах, мощность которых составляет более половины заданной глубины выемки, а дно траншеи находится на минеральном основании. Метод включает следующие технологические операции: подготовку поверхности болота по оси траншеи или канала; укладку прострелочных зарядов в обводненной зарядной траншее; взрывание основного заряда с целью образования канала или траншеи с заданными параметрами.

Зарядные траншеи для укладки основных удлиненных горизонтальных зарядов могут быть образованы:

взрывом небольших сосредоточенных зарядов;

взрывом вертикальных шпуровых или скважинных зарядов.

Образование неглубоких зарядных траншей (до 0,5—0,6 м) может выполняться взрыванием 3—6 питок детонирующего шнура. Обычно на обводненных болотах зарядные траншеи глубиной до 1,2 м образуются взрывом удлиненного заряда в одну стадию.

При глубине зарядной траншеи более 1,2 м ее образуют в две стадии: сначала взрывают поверхностный удлиненный горизонтальный заряд для создания начальной зарядной траншеи, а затем прострелочный заряд в полученной начальной траншее для получения конечной зарядной траншеи (рис. 11.4).

При расчете параметров взрывных работ с использованием удлиненных горизонтальных зарядов вначале рассчитываются заряды для образования зарядной траншеи, а затем основные заряды.

1. Определяется глубина зарядной траншеи

$$h = (0,3 \div 0,5) H, \quad (11.16)$$

где H — проектная глубина траншеи, м.

2. Определяется диаметр прострелочных удлиненных зарядов

$$d = \frac{2h}{k\sqrt{\pi\Delta}}, \quad (11.17)$$

где k — коэффициент сжатия грунта взрывом удлиненного горизонтального заряда (при взрывании аммонита 6ЖВ в малоплотных породах $k=0,5$, в плотных породах $k=0,4$); Δ — плотность ВВ в заряде (для аммонитов $\Delta=900$ кг/м³).

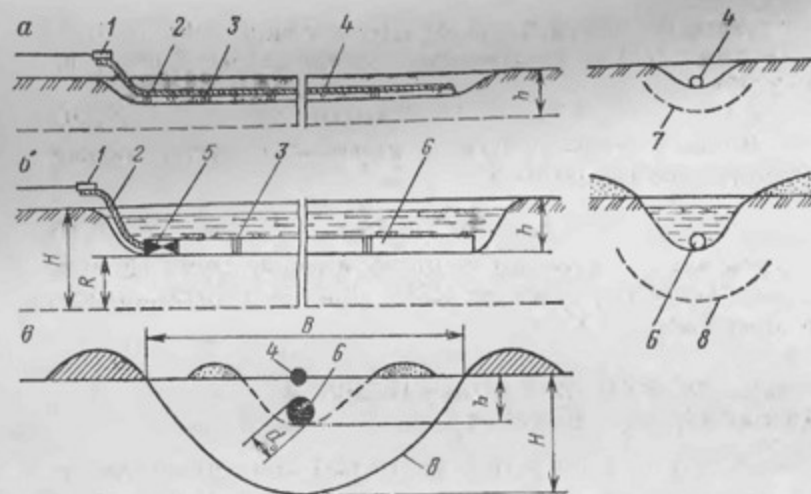


Рис. 11.4. Образование канала на болоте взрывом удлиненного горизонтального заряда:

а — схема монтажа взрывной сети для образования зарядной траншеи; б — схема монтажа взрывной сети для взрывания основного заряда; в — общая схема образования канала взрывом: 1 — ЭД; 2 — ДШ; 3 — вилагат; 4 — прострелочный заряд; 5 — боевик; 6 — основной заряд; 7 — проектный профиль зарядной траншеи; 8 — проектный профиль канала; Н — глубина канала; R — радиус сжатия грунта взрывом; В — ширина канала; d_0 — диаметр основного заряда

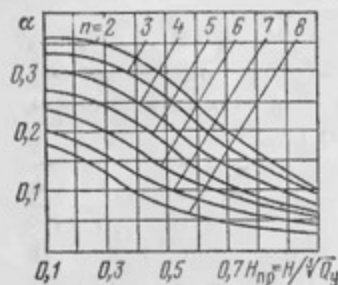


Рис. 11.5. График к определению α в зависимости от приведенной глубины болота $H_{пр}$ и показателя действия взрыва n

3. Определяется линия наименьшего сопротивления. При показателе действия взрыва $n > 2$ значение W определяется по формуле

$$W = H - R_{сж}, \quad (11.18)$$

где $R_{сж}$ — радиус сжатия.

Для заглубленного удлиненного заряда (рис. 11.5)

$$R_{сж} = \alpha \sqrt{Q_y}, \quad (11.19)$$

где α — эмпирический коэффициент, определяемый по номограмме ВНИИСТА; Q_y — масса основного удлиненного заряда, кг.

4. Масса основного удлиненного горизонтального заряда на 1 м определяется по формуле

$$Q_y = q W^2 f(n), \quad (11.20)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³, принимается по табл. 11.11.

Значение $f(n)$ по рекомендации ВНИИСТА определяется из выражения

$$f(n) = n^2 + 0,7(n - 1). \quad (11.21)$$

5. Расчет диаметра основного удлиненного горизонтального заряда проводится по формуле

$$d_0 = \sqrt{4Q_y / (\pi \Delta)}. \quad (11.22)$$

Перед массовыми взрывными работами рекомендуется провести опытные взрывы на участке длиной 20—30 м для уточнения расчетных параметров.

11.6. СООРУЖЕНИЕ ПОДВОДНЫХ ТРАНШЕЙ ДЛЯ ПРОКЛАДКИ ДЮКЕРОВ*

Через реки и другие водные препятствия переходы сооружаются в основном с укладкой трубопроводов (дюкеров) в траншею. Разработка подводных траншей — наиболее трудоемкий и сложный вид работ при строительстве подводных переходов.

Разработка тяжелых и скальных грунтов выше VII группы под водой, при условии impossibility применения различного вида плавучих технических средств, осуществляется взрывным способом.

Необходимость применения взрывного способа для разработки подводных траншей определяется проектом организации строительства, который должен быть согласован с Госгортехнадзором, Рыбнадзором Министерства рыбного хозяйства СССР, и на судоходных водоемах (в период навигации) — со службой пути парохозяйства. Параметры подводной траншеи устанавливаются диаметром трубопровода, при этом учитывается тип грунта, способ его разработки, скорость течения воды и перемещения донных наносов.

11.6.1. Шпуровые заряды

Шпуровые заряды применяются при глубине разрыхления породы до 2 м и послойно. При этом диаметр шпуров обычно не превышает 75 мм, а глубина их 3—5 м. Бурение шпуров производится бурильными молотками. Перед бурением шпуров с поверхности скальной породы, подлежащей рыхлению, снимается слой наносов при помощи средств гидромеханизации или других землеройных механизмов.

При расчете параметров взрывных работ определяются: величина заряда, сопротивление по подошве, расстояние между шпурами и длина шпуров.

* Подраздел написан совместно с М. М. Граевским

1. Расчетное сопротивление по подошве (W) принимается больше глубины рыхления (H) на 0,2–0,4 м, т. е.

$$W = H + (0,2 \div 0,4). \quad (11.23)$$

2. Шнуры располагают по сетке с расстояниями между шнурами (a) и рядами (b):

$$a = b = mW, \quad (11.24)$$

где m — коэффициент сближения зарядов, принимаемых $m=0,9$ при максимально допустимом размере куска 0,5 м и $m=0,7$ при размере куска 0,3 м.

3. Длина шнуров $L=h+l_{\text{пер}}$, где h — глубина рыхления; $l_{\text{пер}}$ — величина перебура.

Длина перебура в общем случае принимается для пород VIII группы равной 10 d_3 , выше VIII группы — 15 d_3 , где d_3 — диаметр заряда.

4. Масса заряда определяется по формуле

$$Q = 0,4Lp, \quad (11.25)$$

где L — длина шнура, м; p — вместимость ВВ в 1 м шнура, кг/м³.

Рекомендуется применять порядное короткозамедленное инициирование при помощи ДШ.

11.6.2. Сквжинные заряды

При применении сквжинных зарядов рассчитываются те же параметры, что и при шнуровых.

1. Расчетное сопротивление по подошве, длина скважины и сетка скважин определяются по формулам (11.23)–(11.24).

2. Масса сквжинного заряда определяется по формуле М. М. Борескова

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) qW^3, \quad (11.26)$$

где n — показатель действия взрыва, принимается при величине h (глубина рыхления) до 4 м равным 2,5; при $h=3 \div 5$ м $n=3$; при $h=5 \div 7$ м $n=3,5$; q — удельный расход ВВ, кг/м³.

Значения удельного расхода ВВ q (кг/м³) для различных пород при производстве подводных взрывов приведены ниже.

Песок рыхлый и плавуну	0,4
Гравелистые породы	0,7
Супесь плотная с мелкой галькой	0,9
Суглинок плотный	1,35
Глина плотная	1,4
Скальные породы мягкие с естественными нарушениями	1,55–1,6
Известковые породы и другие скальные породы средней крепости (без трещин)	1,86
Гранитные породы	2,2

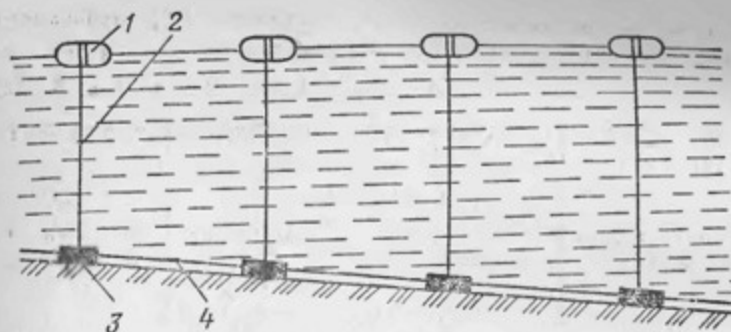


Рис. 11.6. Образование подводных траншей накладными зарядами: 1 — буйки; 2 — шнуры; 3 — заряды; 4 — ДШ

11.6.3. Накладные заряды

Накладные заряды применяются в случаях разработки траншей на малых переходах, при глубине рыхления пород до 1 м, при наличии труднобуримых пород, на участках водоемов, куда затруднена доставка плавучих буровых механизмов, для доработки подводных траншей до проектных отметок (рис. 11.6).

Расчет параметров взрывных работ при методе накладных зарядов проводится в следующей последовательности.

1. Определяется расстояние между зарядами

$$a = (2,5 \div 3,5) p_b, \quad (11.27)$$

где p_b — глубина воронки под зарядом, в среднем $p_b=1,5h$, м; h — глубина рыхления, м.

2. Масса заряда определяется по формуле

$$Q = qp_b a^2, \quad (11.28)$$

где q — удельный расход ВВ, который приведен в табл. 11.12.

3. Расстояние между зарядами b принимается:

для плотных грунтов $b=0,8h$

для трещиноватых грунтов $b=h$.

Накладные заряды, размещаемые на дне канала или водоема, должны быть водоустойчивы. При взрыве накладных зарядов должно происходить перекрытие воронок разрушения, причем если вертикальный радиус разрушения R принять за единицу, то его горизонтальный радиус составляет (1,4–1,5) R , в зависимости от свойств грунтов.

Если верхний слой сложен мягкими грунтами, то взрывы накладных зарядов не дают необходимого эффекта. В этом случае верхний грунт до укладки зарядов следует удалять.

Таблица 11.12

Рекомендуемые удельные расходы ВВ при подводном взрывании накладными зарядами

Группа пород по СНиП	q , кг/м ³	Группа пород по СНиП	q , кг/м ³
II	12	VII	80
III	20	VIII	100
IV	30	IX	120
V	40	X	150
VI	50		

При рыхлении скальных грунтов целесообразно применение кумулятивных зарядов. При этом отпадает необходимость бурить скважины или шпурь.

Кумулятивные заряды устанавливают по оси будущей траншеи. В основании заряда закрепляют бетонные блоки для фиксации их положения.

11.6.4. Удлиненные горизонтальные заряды

В практике трубопроводного строительства для разработки подводных траншей применяется метод удлиненных горизонтальных зарядов с использованием в качестве ВВ пироксилиновых порохов, заряды которых помещают в полиэтиленовые шланги.

1. Расход пироксилинового пороха на 1 м длины траншеи

$$Q = 0,5 (B + b) H q. \quad (11.29)$$

где B — ширина траншеи по верху, м; b — ширина траншеи по дну; H — глубина траншеи, м; q — удельный расход пороха (табл. 11.13).

Таблица 11.13

Рекомендуемые удельные расходы бездымного пороха для подводного взрывания

Категория грунта	Удельный расход пороха q , кг/м ³	Коэффициент a_n
I	1,28	0,028
II	1,77	0,033
III	1,86	0,034
IV	2,60	0,040
Скальный грунт	10,0	0,080

2. Диаметры порохового заряда

$$d = a_n \sqrt{\frac{(B + b) H}{\Delta}}, \quad (11.30)$$

где a_n — коэффициент, зависящий от плотности грунта (табл. 11.13); Δ — плотность порохового заряда, г/см³.

Производство взрывных работ под водой или на береговых участках водоема оказывает отрицательное воздействие на ихтиофауну, нанося ей определенный ущерб в результате поражающего действия гидроударной и сейсмической волн.

На основании проведенных исследований Институтом геофизики АН УССР и ВНИИСТОм, установлено, что при взрыве накладных зарядов давление на фронте подводной ударной волны (ПУВ) увеличивается на 21—23 % по сравнению с другими методами взрывных работ. Предложена зависимость, позволяющая при известных величинах давления (p_0) на фронте ПУВ, которые безопасны для охраняемых объектов или ихтиофауны, определять безопасные расстояния

$$R_0 \geq \sqrt[3]{Q} \left(\frac{A}{p_0} \right)^{1/\alpha}, \quad (11.31)$$

где A — коэффициент, равный для аммонита 6ЖВ 66,0; $\alpha = 1,14$; Q — масса взрывающего заряда, кг.

Для практических целей при проектировании взрывных работ рекомендуется радиус опасной зоны по глушению рыбы давлением на фронте волны не более 0,3 МПа определять по формуле

$$R = c \sqrt[3]{Q}, \quad (11.32)$$

где c — коэффициент для накладных зарядов 100, для углубленных в грунт зарядов рыхления, равный 20; Q — общая масса зарядов, взрывающихся в грунте, кг.

Наиболее эффективным для технологии работ и менее опасным для ихтиофауны является короткозамедленное взрывание скважинных зарядов, получившее наибольшее распространение в практике строительства подводных переходов.

В целях обеспечения сохранности ихтиофауны, ограждения мест подводных взрывов применяют экранирующие устройства, позволяющие гасить гидроударные волны. Экран, разработанный в Институте геофизики АН УССР, представляет собой эластичную (полиэтиленовую) оболочку, содержащую внутри пакет с газовыделяющим веществом. С помощью балласта экран устанавливается на границе раздела дно — вода, закрывая заряд ВВ на объекте ведения работ. Непосредственно перед взрывом содержимое внутреннего пакета дистанционно освобождается, смешивается с водой, и обо-

лочка экрана наполняется пузырьками газа. В качестве газообразующего реагента используется карбид кальция.

Способ защиты водной среды при взрывах с использованием воздушно-пузырьковой завесы применяется трестом Союзвзрывпром.

На нерестовых реках проектом необходимо предусматривать перерыв в ведении взрывных работ на период хода рыбы на нерест.

11.7. СООРУЖЕНИЕ ТРАНШЕЙ В МЕРЗЛЫХ ГРУНТАХ

Взрывной способ рыхления мерзлоты применяется при глубине промерзания свыше 0,5 м.

11.7.1. Шпуровые заряды

При использовании шпуровых зарядов применяется следующая последовательность выполнения технологических операций: расчистка трассы от снега; разбивка сети шпуров; бурение шпуров и их очистка; зарядание, забойка зарядов измельченным грунтом, взрыв; планировка участка после взрыва бульдозером; разработка грунта экскаватором.

Участок траншей делится на две заходки: на одной разрабатывают взорванный грунт, на другой — бурят, заряжают шпуры и взрывают заряды.

Расчет шпуровых зарядов ведется в следующей последовательности.

1. Определяется масса шпурового заряда

$$Q = 0,7ph_M, \quad (11.33)$$

где p — вместимость 1 м шпура (скважины), кг/м; h_M — мощность мерзлоты, м.

2. Общее число зарядов на заданную площадь рыхления

$$N = h_M Sq/Q, \quad (11.34)$$

где S — площадь участка, подлежащего рыхлению, м²; q — расчетный удельный расход монита 6ЖВ (для мерзлой глины 0,8—0,9), кг/м³; для суглинка моренного с галькой 0,7—0,8 кг/м³; для песчаных и черноземных грунтов 0,6—0,7 кг/м³.

3. Расстояние между шпурами

$$a = \sqrt{Q/(h_M q)}. \quad (11.35)$$

При бурении одношпиндельными стаканами схема расположения шпуров — шахматная, а двухшпиндельными — квадратная.

4. Глубина шпуров

$$l_{ш} = (0,85 \div 0,9) h_M. \quad (11.36)$$

Таблица 11.14

Параметры шпуровых зарядов

Глубина промерзания, м	Глубина шпура, м	Расстояние между шпурами, м	Длина забойки, м	Диаметр шпура, мм	Масса заряда, кг
Ширина траншеи по низу 1 м					
0,5	0,45	1,1	0,2	45—50	0,2
1,0	0,9	1,3	0,3	45—50	0,5
1,5	1,3	1,1	0,6	45—50	0,8
Ширина траншеи по низу 1,5 м					
0,5	0,4	1,1	0,2	45—50	0,8
1,0	0,9	1,25	0,3	45—50	0,8
1,5	1,3	1,35	0,55	45—50	0,8

Для практических целей параметры шпуровых зарядов при рыхлении мерзлых грунтов могут быть приняты по табл. 11.14.

При взрывных работах для рыхления мерзлого грунта на торфяных болотах необходимо предварительно проверить при помощи зонда глубину промерзания на каждом участке разрабатываемой площадки.

Мерзлый слой на торфяных болотах рыхлится зарядами ВВ, размещенными в шпурах. Глубина шпуров принимается равной от 0,8 до 1,2 мощности промерзшего торфа.

Для определения расположения и массы зарядов можно пользоваться данными табл. 11.15, которые должны уточняться в процессе работы.

Таблица 11.15

Параметры шпуровых зарядов при рыхлении мерзлого торфа

Толщина слоя мерзлого торфа, см	Расстояние между зарядами в ряду и между рядами, м	Масса заряда, кг
<20	1,75—2,00	0,250—0,450
20—30	1,60—1,85	0,300—0,550
30—50	1,40—1,75	0,400—0,700
>50	1,25—1,50	0,500—0,850

11.7.2. Скважинные заряды

Взрывы на выброс скважинными зарядами применяют для рыхления и разработки мерзлых грунтов при сооружении береговых траншей для укладки подводных трубопроводов, а также для рыхления мерзлого грунта на равнинных участках при мощности мерзлого слоя свыше 1,5 м.

Технологическая последовательность устройства траншей в зимний период взрывами на выброс: расчистка полосы от снега; бурение скважины; зарядка и забойка скважин; взрыв зарядов.

Величина скважинного заряда $Q = 0,5 \rho h_m$. (11.37)
Остальные параметры определяются аналогично со шпуровыми зарядами.

11.7.3. Удлиненные горизонтальные заряды

При данном методе, который является наиболее совершенным для рыхления мерзлых грунтов, заряды размещаются в щелях по технологии ЦНИИОТПа.

Применяются следующие сочетания зарядных и компенсирующих щелей: двухщелевая (одна щель зарядная, вторая — компенсирующая); трехщелевая (средняя щель зарядная, крайние — компенсирующие) (рис. 11.7).

При сооружении траншей шириной 0,7—1,3 м рекомендуется применять двухщелевую схему. Для сохранения наружной стенки зарядной щели от разрушения заряд должен располагаться у противоположной стенки и прижиматься к разрушаемому массиву.

При ширине траншей более 1,3—1,5 м применяется трехщелевая схема с расположением заряда в центральной щели. Наружные стенки компенсирующих щелей служат откосами траншеи.

Основные параметры при щелевзрывном методе.

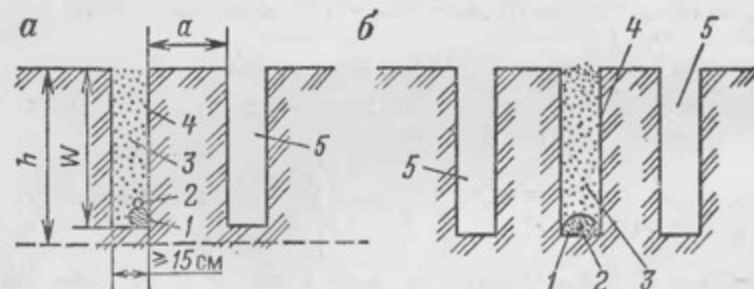


Рис. 11.7. Схема зарядки при двух (а) и трех (б) щелях:
1 — заряд ВВ; 2 — ДШ; 3 — забойка; 4 — зарядная щель; 5 — компенсирующая щель

Таблица 11.16

Сравнительная эффективность сооружения траншей в мерзлых грунтах

Способ строительства	Расход ВВ, кг	Расход дизельного топлива, кг	Затраты труда, кг	Стоимость строительства, тыс. руб.
Механизированный (Э-505)	—	650	19	0,25
Взрывной с применением: взрывных скважин	1800	35	1,4	0,35
щелерезно-зарядной машины	1400	2,1	0,006	0,21

1. Глубина щели

$$h_{щ} = 0,9H, \quad (11.38)$$

где H — толщина слоя мерзлого грунта, м.

2. Ширина щели равна ширине режущего органа землеройной машины и составляет 100÷300 мм.

3. Расстояние между щелями

$$a = (0,9 \div 1,3) h_{щ}. \quad (11.39)$$

4. Общий расход ВВ, требуемый для рыхления заданного объема мерзлого грунта:

$$Q = q(V - V_{щ}), \quad (11.40)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; V — заданный объем рыхления, м³; $V_{щ}$ — объем грунта в щелях, м³.

В основании щели по всей длине заряда укладывают ДШ. К концам отрезков ДШ привязывают электродетонаторы.

Для нарезания щелей применяют дискофрезные и баровые машины, рабочие органы которых оснащены комплексами режущих элементов — зубков.

В табл. 11.16 приведены показатели применения щелерезно-зарядной машины при сооружении траншей глубиной до 2,5 м в мерзлых грунтах (на 1000 м³ грунта).

11.8. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ВБЛИЗИ ДЕЙСТВУЮЩИХ ТРУБОПРОВОДОВ

Взрывные работы должны вестись в этом случае так, чтобы не повредить действующий трубопровод.

Необходимо рассчитывать массу заряда и расстояния, сейсмичеки безопасные для действующего трубопровода.

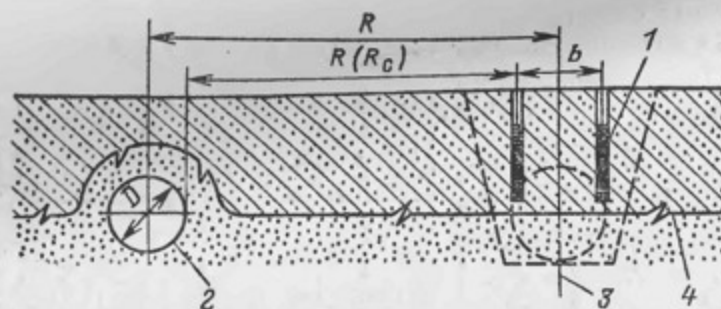


Рис. 11.8. Схема расположения зарядов при сооружении траншей вблизи действующего трубопровода при рыхлении мерзлого грунта:

1 — заряд ВВ; 2 — действующий газопровод или нефтепровод; 3 — ось строящегося трубопровода; 4 — граница промерзания

ВНИИСТом разработаны Рекомендации по технологии производства взрывных работ в мерзлых и скальных грунтах при сооружении траншей вблизи действующего трубопровода (рис. 11.8).

Порядок расчета следующий.

1. Определяется расстояние от заряда до действующего трубопровода:

$$R = R_m - \frac{D + b(n' - 1)}{2}, \quad (11.41)$$

где R_m — расстояние между осями действующего и строящегося трубопровода (указывается в техническом проекте), м; D — наружный диаметр действующего трубопровода, м; n' — число рядов зарядов; b — расстояние между рядами, м.

2. Сейсмически безопасная масса заряда определяется по формуле

$$Q_c = \frac{k_r R^3 (\sigma_1 - \sigma_{пр})}{35000}, \quad (11.42)$$

где R — заданное расстояние (расстояние между стенкой газопровода и ближним зарядом), м; σ_1 — расчетное сопротивление стали стенки действующего трубопровода, МПа, $\sigma_1 = 0,61 \sigma_{вр}$, где $\sigma_{вр}$ — временное сопротивление стали разрыву, МПа (табл. 11.17); k_r — коэффициент, принимаемый в зависимости от разновидности мерзлого грунта (табл. 11.18); $\sigma_{пр}$ — приведенное напряжение в стенке действующего трубопровода, МПа.

$$\sigma_{пр} = \sqrt{\sigma_0^2 - 0,8\sigma_0\sigma_t + 0,64\sigma_t^2}, \quad (11.43)$$

Таблица 11.17

Характеристика стальных трубопроводов

Диаметр трубопровода, мм	Толщина стенки, мм	Временное сопротивление стали разрыву, МПа	Нормативное рабочее давление, МПа	Диаметр трубопровода, мм	Толщина стенки, мм	Временное сопротивление стали разрыву, МПа	Нормативное рабочее давление, МПа
529	9,0	520	5,5	1020	14,0	520	5,5
720	8,0	520	5,5	1220	12,5	600	5,5
720	11,0	520	5,5	1220	15,0	570	5,5
820	9,5	550	5,5	1220	15,0	520	5,5
820	11,0	550	5,5	1420	17,5	600	7,5
1020	11,0	570	5,5	1420	19,5	600	7,5
1020	11,0	520	5,5	1420	20,5	560	7,5
1020	14,0	570	5,5				

где σ_0 — кольцевые напряжения в стенке действующего трубопровода, МПа.

$$\sigma_0 = \frac{p(D - 2\delta)}{2\delta}, \quad (11.44)$$

где p — максимальное рабочее давление в трубопроводе, МПа; δ — минимальная толщина стенки действующего трубопровода на заданном участке взрывных работ, см; σ — продольные напряжения в стенке действующего трубопровода от тепловой деформации, МПа (принимается 100 МПа).

3. Сейсмически безопасное расстояние между стенкой трубопровода и ближним зарядом

$$R_c = 32,7 \sqrt{\frac{Q}{k_r (\sigma_1 - \sigma_{пр})}}, \quad (11.45)$$

Таблица 11.18

Коэффициент k_r для мерзлых грунтов

Мерзлые грунты	k_r для грунтов	
	с естественной влажностью	водонасыщенных
Суглинок	1,0	0,9
Глина	0,9	0,9
Супесь	1,1	0,85
Песок	1,3	0,75
Скала разборная	0,8	0,7

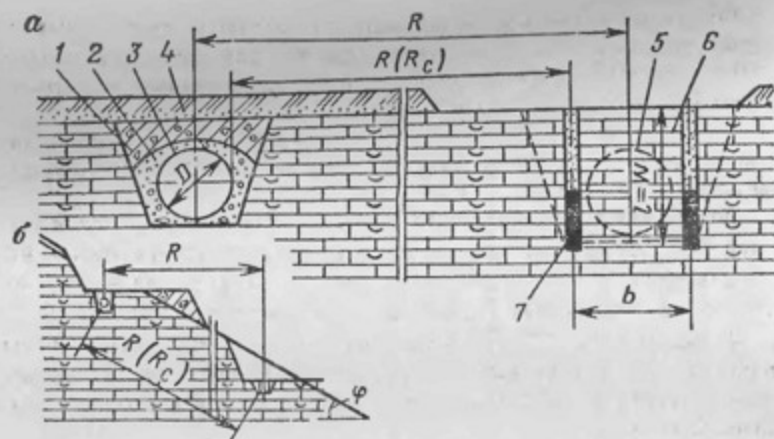


Рис. 11.9. Схема расположения зарядов при строительстве траншей вблизи действующего трубопровода при рыхлении скальных грунтов:

а — на продольных; б — на поперечных уклонах трассы; 1 — скальный грунт засыпки; 2 — мягкий грунт; 3 — действующий трубопровод; 4 — слой плодородной земли; 5 — проектируемый или строящийся трубопровод; 6 — рыхлимый скальный грунт; 7 — скважинный заряд

где Q — масса заданного технологически оптимального заряда, взрываемого мгновенно, кг.

При рыхлении скальных грунтов вблизи действующих трубопроводов определяются те же параметры, что и при рыхлении мерзлых грунтов (Q_e , R_e , R) (рис. 11.9).

1. Расстояние от заряда до действующего трубопровода

$$R = \left[R_m - \frac{D + b(n-1)}{2} \right] \frac{1}{\cos \varphi}, \quad (11.46)$$

где φ — угол поперечного уклона косогора, градус (при расположении действующего и строящегося трубопровода в одной горизонтальной плоскости $\varphi=0$).

2. Величина Q_e при заданном проектном расстоянии до действующего трубопровода

$$Q_e = \alpha k_b k_t R^3 / 400, \quad (11.47)$$

где α — коэффициент, принимаемый равным 1,0 — для зарядов нормального рыхления и 1,7 — для зарядов выброса; k_b — коэффициент, принимаемый равным 0,8 в период значительного повышения влажности массива; k_t — коэффициент, принимаемый для горячих (при $t > 40^\circ\text{C}$) участков трубопровода 0,7, для остальных участков 1,0.

3. Максимальная величина массы сейсмически безопасного заряда

$$Q_c = \alpha k_r k_a k_n k_t R^3 (\sigma_1 - \sigma_{пр}) / 35000, \quad (11.48)$$

Таблица 11.19

Коэффициент k_r для скальных грунтов

Категория крепости пород по шкале ЕИИР	Коэффициент k_r , кг	
	При естественной влажности массива	При значительном повышении влажности массива
IV—VI	1,0	0,85 (0,8)
VII—IX	0,9	0,85 (0,7)
X—XI	0,85	0,80 (0,7)

Примечание. Значения k_r в скобках соответствуют водонасыщенным массивам трещиноватых пород.

где k_r — коэффициент, принимаемый по табл. 11.19, в зависимости от разрыхляемости скальных пород; k_a — коэффициент, зависящий от видов защиты изоляционного покрытия трубопровода; $k_n=0,9$; k_n — коэффициент, зависящий от назначения трубопровода (для газопровода $k_n=1$, для нефтепроводов $k_n=0,85$).

Значения коэффициента k_a , зависящего от изоляционного покрытия трубопровода, приведены ниже.

Подушка и присыпка из мягкого грунта 1,0

Сплошная футеровка:

деревянные рейки 0,9
камышитовые или соломенные маты 0,85
маты из стекловолокна 1,1
синтетические материалы 1,2

4. Сейсмически безопасное расстояние

$$R_c = 32,7 \sqrt{\frac{Q}{\alpha k_r k_a k_n k_t (\sigma_1 - \sigma_{пр})}}. \quad (11.49)$$

12. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В ШАХТАХ, НЕ ОПАСНЫХ ПО ГАЗУ И ПЫЛИ

12.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Подземные горные выработки классифицируют по следующим признакам. По направлению проходки — горизонтальные, вертикальные (проходимые сверху вниз и снизу вверх); наклонные с различными углами наклона к горизонту.

По площади поперечного сечения — выработки малого сечения площадью до 4 м² (шурфы, минные штольни, фурнели, печи и т. п.); выработки среднего сечения площадью 4—60 м² (откаточные и вентиляционные штреки, квершлага, подходные штольни, буровые галерси, транспортные туннели, вертикальные стволы и др.); выработки большого сечения площадью свыше 60 м² (рудничные дворы и другие крупные околоствольные выработки, гидротехнические туннели, подземные машинные залы электростанций и т. п.).

По способу проведения: сплошным забоем — наиболее распространенный способ проходки выработок малого и среднего сечений, а также передовых забоев выработок большого сечения; забоем с опережающей выработкой с последующим ее расширением до проектного контура; почвоуступным забоем при проходке горизонтальных выработок большого сечения; взрыванием глубоких скважин на всю длину восстающей выработки или попарно (снизу вверх).

В обозримом будущем для разрушения горных пород при проведении выработок в породах с $f > 8$ будут широко применяться взрывные работы. В породах меньшей крепости будет увеличиваться применение проходческих комбайнов.

В зависимости от условий проведения выработок меняются процесс и эффективность разрушения пород в забое. Поэтому различают следующие условия взрывания.

1. В шахтах, не-опасных по взрыву газа или пыли: забои горизонтальных и наклонных выработок, проводимых по однородным и смешанным породам; забои вертикальных нисходящих и восстающих выработок.

2. В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли: обычные забои; забои с сотрясательным взрыванием; забои в выбросоопасных породах; забои при вскрытии выбросоопасных угольных пластов.

При проведении выработок взрывным способом выполняют следующие операции: бурение шпуров (и скважин), зарядание и взрывание, проветривание, уборку породы и крепление выработки.

Взрывание забоя выработки выполняется в соответствии с паспортом буровзрывных работ, в котором указываются: породы, число, диаметр и глубина шпуров, тип вруба, тип ВВ, величина зарядов, схема взрывания, ожидаемые результаты взрыва. При изменении свойств пород паспорт должен уточняться, он также периодически уточняется с учетом результатов взрыва.

При проведении выработок имеется, как правило, одна открытая поверхность — плоскость забоя, к которой перпендикулярно или наклонно бурят комплект шпуров (от 10 до 60). Взрывание комплекта шпуров должно отвечать следующим требованиям: первоначально необходимо создать взрывом части шпуров дополнительную открытую поверхность, чтобы усилить и облегчить разрушительное действие остальных зарядов; разрушить породу в забое выработки на куски требуемых размеров (навал породы должен быть компактным для эффективной работы погрузочных машин и исключения повреждения крепи и оборудования выработки); необходимо образовать сечение выработки, максимально приближающееся к проектному, свести к минимуму недоборы и переборы породы, обеспечить высокий КИШ, а также исключить нарушение массива за контуром сечения выработки. Для достижения указанных результатов взрыва в комплекте шпуров при проведении выработки применяют (рис. 12.1):

врубовые шпуровые (№ 1—№ 4), взрыв зарядов в них создает дополнительную (вторую) открытую поверхность в забое и улучшает условия действия остальных шпуров. Врубовые шпуровые обычно бурят на 0,2—0,3 м глубже остальных, а величина зарядов врубовых шпуров на 15—20 % больше, чем в остальных;

отбойные шпуровые (№ 5—№ 8), заряды в которых взрываются после врубовых, предназначены для расширения полости, образованной врубом. При малых сечениях выработок отбойных шпуров

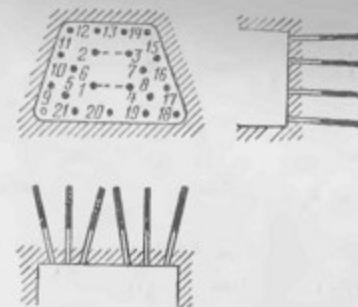


Рис. 12.1. Схема расположения шпуровых зарядов при проведении выработок

может и не быть, а при большом сечении отбойными шпурами разрушается большая часть породы в забое;

оконаливающие шпуры (№ 9 — № 21), заряды в которых взрываются последними, предназначены для придания выработке проектного сечения. Концы оконаливающих шпуров в крепких породах выступают за контур на 100—150 мм, а в мягких породах располагаются на проектном контуре выработок.

При проведении выработок шпуры глубиной более 2,5 м считаются глубокими, глубиной 1,5—2,5 — средними и глубиной менее 1,5 м — мелкими.

Коэффициентом использования шпуров (КИШ) называется отношение величины подвигания забоя за один взрыв к средней глубине шпуров. КИШ является одним из основных критериев качества взрыва, правильности выбранной схемы расположения врубовых, отбойных и оконаливающих шпуров и удельных расходов ВВ. Взрыв считается неудовлетворительным при КИШ менее 0,65—0,7, нормальным при КИШ 0,80—0,9, хорошим — при КИШ 0,9. Этот показатель существенно зависит от размеров врубовой полости, из-за чего выбору схемы расположения врубовых шпуров (типу вруба) придается первоочередное значение.

12.2. ТИПЫ ВРУБОВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

В выработках прямоугольного, трапециевидного сечения применяют наклонные и прямые врубы. Наклонные врубы образуют шпурами, пробуренными наклонно под углом 60—70° к поверхности забоя. Расстояние между концами шпуров 10—20 см. В трещиноватых породах для увеличения эффекта разрушения врубовые шпуры располагают так, чтобы они пересекали плоскость трещины под углом близким к 90°.

Прямые (призматические) врубы образуют шпурами, пробуренными перпендикулярно к поверхности забоя. При этих врубах, как правило, один или несколько шпуров оставляют незаряженными для создания дополнительной открытой поверхности, облегчающей проявление разрушительного действия остальных шпуров. Схемы расположения шпуров во врубах показаны на рис. 12.2.

Новая конструкция вруба предложена МГИ и ВНИПИгорцветметом с наклонной клиновидной поверхностью забоя. При этом заряды разрушают породу в максимально облегченных условиях и КИШ получается равным единице.

При проведении выработок в неоднородных породах с пластами угля или рудными жилами вначале отбивают уголь или руду, в ре-

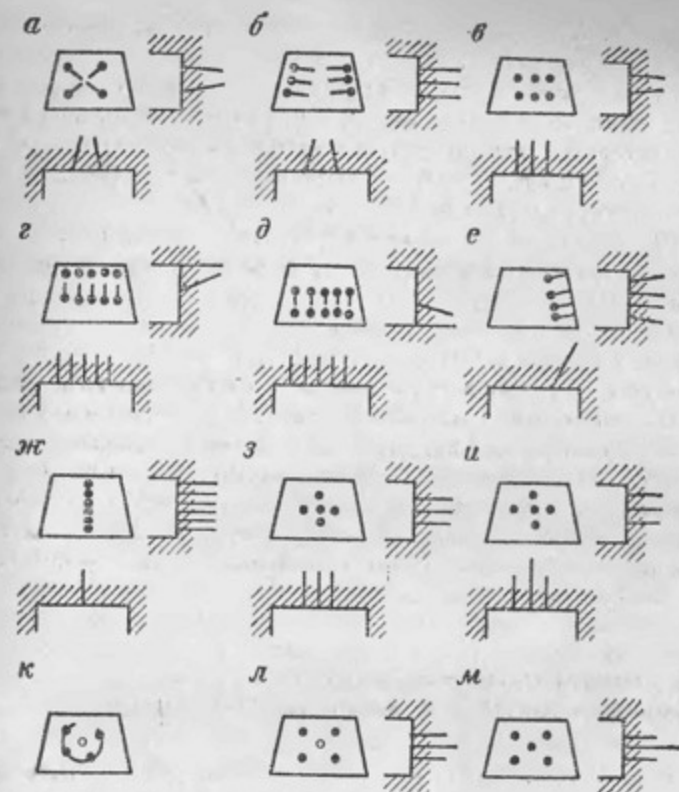


Рис. 12.2. Основные схемы расположения шпуров во врубах

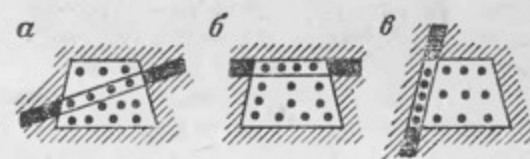


Рис. 12.3. Схемы расположения шпуров при проведении выработок в смешанных забоях при среднем (а), верхнем (б) и боковом (в) расположении пласта угля или рудной жилы

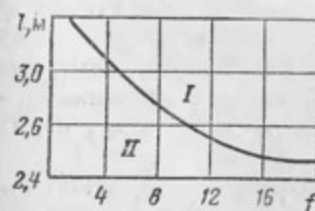


Рис. 12.4. Рациональные области применения прямых (I) и наклонных (II) врубов

зультате чего образуется дополнительная открытая поверхность, на которую отбивается порода комплексами шнуров, пробуренными параллельно оси выработки (рис. 12.3).

Недостаток наклонных врубов — в трудности их бурения в малом сечении выработки. Рациональные области применения прямых и наклонных врубов в зависимости от сечения выработок и глубины заходки показаны на рис. 12.4.

12.3. РАСПОЛОЖЕНИЕ ШНУРОВ И РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

Условия применения и характеристика врубов в зависимости от их типа приведены ниже.

1. Пирамидальный вруб (рис. 12.2, а) — в крепких породах, в основном при проходке вертикальных стволов — характеризуется большим разбросом породы. Число шнуров три — шесть. Рациональная глубина заходки 1,5—2,0 м. Длина врубовых шнуров 1,8—2,6 м, а угол наклона к плоскостям забоя врубовых шнуров 65—75°.

2. Вертикальный клиновой (рис. 12.2, б) — вруб во всех подготовительных и капитальных выработках сечением не менее 6 м². В породах однородных при вертикальном направлении трещин или напластовании. Число врубовых шнуров от двух до десяти. Врубные шнуры бурят под углом 65—70° к плоскости забоя. Рациональная глубина заходки 1,5—2,2 м. Длина врубовых шнуров 1,8—2,6 м.

3. Горизонтальный клиновой (рис. 12.2, в) — в выработках площадью сечения более 4 м² небольшой ширины при горизонтальном напластовании пород. Глубина заходки 1,5—2 м. Длина врубовых шнуров 1,8—2,6 м, угол наклона к плоскости забоя 65—75°.

4. Верхний вруб (рис. 12.2, г) — во всех подготовительных и капитальных выработках с площадью поперечного сечения не более 4 м² небольшой ширины в слоистых породах средней крепости при падении трещин и слоев от забоя. Рациональная глубина заходки 1,8—2 м. Длина врубовых шнуров 2—2,3 м, угол наклона к плоскости забоя 60—70°.

5. Нижний вруб (рис. 12.2, д) — во всех подготовительных и капитальных выработках с площадью поперечного сечения более 4 м² небольшой ширины в породах средней крепости при падении слоев или трещин на забой. Максимальное подвингание забоя за взрыв 1,8—2 м. Глубина врубовых шнуров 2—2,3 м, угол наклона к плоскости забоя 60—70°.

6. Боковой вруб (рис. 12.2, е) — во всех подготовительных и капитальных выработках с площадью поперечного сечения свыше 4 м² в породах не выше средней крепости вертикальной слоистостью,

а также когда с одной стороны выработки имеется явно выраженный контакт двух пород или плоскость геологических нарушений. Оптимальное подвингание забоя за взрыв 1,8—2 м. Длина врубовых шнуров 2—2,3 м, угол их наклона к плоскости забоя 60—75°.

7. Щелевой вруб (рис. 12.2, ж) — в выработках любого сечения по породам средней крепости и крепким или при наличии в выработке прослойка более мягкой породы. Вруб состоит из шнуров, заряжаемых через один. Все врубовые шнуры (длина 2,5—4 м) бурят на расстоянии 10—20 см один от другого и взрывают одновременно. Отбитая при взрывании вруба порода только на 40—60 % выносится из полости вруба. Для увеличения выброса породы из врубовой щели рационально центральный или нижний шнур бурить на 20—30 см длиннее остальных шнуров, заряжать небольшим зарядом (0,3—0,6 кг) и взрывать вслед за врубовыми шнурами с замедлением 20—50 мс.

8. Призматический вруб (рис. 12.2, з, и) — условия применения те же, что и для щелевого вруба. Расстояние между врубовыми шнурами 10—20 см, длина — 2,5—4 м. Целесообразно использовать как и при щелевом выбрасывающий заряд в более глубоком шнуре (12.1, и).

9. Спиральный призматический вруб (рис. 12.2, к) — в горизонтальных выработках малого сечения (меньше 3,5 м²), а также в встающих выработках. В монолитных крепких породах или с напластованием, параллельным забою. Врубные шнуры образуют спираль. Центральный шнур (или скважина) — холостой. Первым взрывается шнур, отстоящий от холостого на расстоянии не более 2—3 диаметров шнура. Остальные шнуры в порядке их взрывания располагаются от полости, образованной взрывом предыдущих шнуров, на расстоянии не более ширины этой полости.

10. Вруб со скважиной (рис. 12.2, л) — в выработках в породах с $f=4-6$. Врубные скважины диаметром от 165 мм и более обеспечивают высокий КПШ. Комплекты шнуров с глубиной (1,5—2) В и более, где В — наименьший линейный размер плоскости забоя выработки.

11. Вруб шагающий (рис. 12.2, м) — призматический вруб, один из шнуров которого бурится в 2 раза глубже остальных и заряжается большим зарядом. При взрыве и забое образуется полость, на которую отбивается порода следующей заходки. Глубина заходки 2—3 м применяется в крепких и вязких породах.

Буровзрывные работы в проходческих забоях ведут по паспортам. При их составлении расчету подлежит число шнуров врубовых, отбойных и окоптуривающих, а также величина заходки, глубина шнуров и масса зарядов.

В клиновом врубе число шнуров

$$N = 2h_1/a + 2, \quad (12.1)$$

Таблица 12.1

Рациональные параметры клиновых врубов в разных группах пород

Группа крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород f	Расстояние между парами сходящихся шпуров, м	Угол наклона врубовых шпуров, градус	Значение коэффициента c в формуле (12.6)
IV—V	1—6	0,50	70	9
VI	6—8	0,45	68	8
VII	8—10	0,40	65	7
VIII	10—13	0,35	63	6
IX	13—16	0,30	60	5
X	16—18	0,25	58	4
XI	20	0,20	55	3

где h_1 — высота (длина) вруба; a — расстояние между парами шпуров, м.

Минимальная высота вруба (м) должна быть не меньше величины сопротивления для отбойного шпура, работающего на вруб:

$$W_{отб} = 47k_T d_3 \sqrt{\rho/\rho_n e k_3}, \quad (12.2)$$

где k_T — коэффициент местных геологических условий; d_3 — диаметр заряда, м; ρ — плотность заряжения, т/м³; e — относительная работоспособность ВВ (см. табл. 8.9); ρ_n — плотность породы, т/м³; k_3 — коэффициент зажима, равный 0,6 для малых сечений выработки, 0,7—0,8 — для средних и 0,9 — для больших.

Ориентировочные значения угла наклона шпуров и расстояния между парами шпуров в зависимости от крепости пород приведены в табл. 12.1.

Врубовые заряды, как правило, взрывают мгновенно, с помощью ЭД мгновенного действия или ДШ. Поэтому встречные шпуры должны сходиться друг с другом, что повышает КИШ. Расстояния между устьями сходящихся шпуров (м) находят графически или рассчитывают по формуле

$$a_{вр} = 2L_3 \operatorname{tg} \alpha, \quad (12.3)$$

где L_3 — величина заходки, м; α — угол наклона врубовых шпуров, градус.

Величина заходки (м) в сравнительно узких выработках

$$L_3 = \frac{B}{4} \operatorname{tg} \alpha - 0,1 \sin \alpha, \quad (12.4)$$

где B — ширина выработки, м.

В широких забоях величину заходки выбирают исходя из возможностей буровой и погрузочной техники. Обычно при клиновом врубе величина заходки не превышает 3 м.

Длина врубовых шпуров (м)

$$L_{вр} = L_3 / \sin \alpha. \quad (12.5)$$

При проектировании щелевого вруба длину врубовой щели (высоту вруба) определяют из условия, что ближайший отбойный шпур, работая на щель, должен отбить треугольную призму с прямым углом в вершине. Этому условию отвечает длина врубовой щели (м), определяемая из выражения $h_{вр} = 1,4 W_{отб}$; величину $W_{отб}$ определяют по формуле (12.2).

В выработках среднего и большого сечений высоту вруба принимают такой, чтобы обеспечить возможность расположения с каждой стороны щели по два отбойных шпура, расширяющих вруб.

Минимально возможное расстояние между шпурами (м), при котором образуется щель

$$a_{щ} = cd \sqrt{\rho/(e\rho_n)}, \quad (12.6)$$

где c — коэффициент, зависящий от акустической жесткости взрываемой породы (см. табл. 12.1).

Число шпуров в щелевом врубе $N = h_{вр}/a_{щ} + 1$.

На расстоянии 0,7—0,8 $W_{отб}$ от щели располагают вспомогательные шпуры, расширяющие вруб. Заряды в этих шпурах следует взрывать следом за врубовыми с интервалом 50 мс. Длина шпуров при щелевом врубе не должна превышать ширины выработки.

Вне зависимости от типа вруба длину забойки во врубовых шпурах принимают равной 0,25 L .

Масса заряда одного врубового шпура (кг) $Q = 0,75 L\rho$, где ρ — вместимость 1 м шпура, кг.

Расстояния между отбойными шпурами с учетом возможных отклонений при забуривании уменьшают по отношению к величине $W_{отб}$ на 5 % длины шпура. Отбойные шпуры следует располагать по квадратной сетке, что облегчает их разбивку и разметку. Длина забойки отбойных шпуров (0,8—1) $W_{отб}$.

Расстояние между почвенными шпурами в ряду принимают равным 0,6—0,7 $W_{отб}$, а длину забойки почвенных шпуров — 0,5 $W_{отб}$. Такое усиление почвенного ряда зарядов объясняется тем, что, взрываясь последними, они имеют повышенную нагрузку.

При проведении выработок в породах IV—VI групп по СНиП ($f=1+6$) для всех видов шпуров при ручном заряжении следует применять патронированный аммонит 6ЖВ или равноценное ему по мощности и плотности ВВ, при пневмозаряжении — гранулит АС-8. В породах VII—VIII групп ($f=7+13$) контурные и почвенные шпуры следует заряжать патронированным аммонитом 6 ЖВ, а остальные — детонитом или аммоналом (допускается применение скального аммонита № 1). В породах IX—XI групп ($f=13+20$) контурные шпуры — детонитом в патронах 24—25 мм (или аммонитом 6ЖВ), почвенные

Таблица 12.2

Рекомендуемые нормы расхода ВВ при проведении горизонтальных и наклонных выработок

Группа крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород f	Расход ВВ на 100 м³ взорванного угля или породы в массиве (кг) при площади поперечного сечения выработки в проходке, м²					
		<5	<7	<10	<15	<20	>20

В шахтах, опасных по газу или пыли (аммонит АП-5ЖВ)

III и IV	1,5 (уголь)	150	123	95	75	55	50
V	2—3	170	145	120	103	85	72
VI и VII	4—6	250	223	195	173	150	108
VIII	7—9	360	325	290	260	230	156
IX	10—14	500	455	410	373	345	252

В шахтах, не опасных по газу и пыли (аммонит 6ЖВ)

III и IV	1,5 (уголь)	150	123	95	75	55	50
V	2—3	140	120	100	85	70	60
VI и VII	4—6	192	174	155	140	125	90
VIII	7—9	300	273	245	220	195	130
IX	10—14	420	383	345	318	290	210
X	15—18	450	428	405	383	360	300
XI	19—20	500	475	450	425	400	335

шпуров — аммонитом 6ЖВ, остальные — скальным аммонитом № 1 или его аналогами. Применение высокочувствительных ВВ (типа скального аммонита и детонита) в почвенных шпурах недопустимо по соображениям безопасности. При пневмозаряжении шпуров в породах VII и более высоких групп следует применять гранулиты АС-8, АС-8В.

Исходным для проектирования проведения выработок является определение расчетного удельного расхода ВВ с учетом коэффициента крепости f , сечения выработки, типа ВВ.

Нормы расхода ВВ при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок по углю или по породе (по данным ВНИИОМШСа) приведены в табл. 12.2.

Выбрав удельный расход ВВ, определяют число шпуров на забой исходя из предельно возможного их заполнения зарядом по формуле

Таблица 12.3

Рациональные значения изменения числа шпуров на забой с изменением крепости пород и сечения выработок

Коэффициент крепости пород f	Число шпуров на забой в зависимости от сечения выработки в проходке, м²						
	4	6	8	10	12	14	16
2—4	8—11	12—16	17—21	22—27	28—33	34—38	39—42
5—7	12—16	17—21	22—27	28—33	33—38	39—42	43—46
8—10	16—20	21—26	27—32	33—37	38—42	43—46	47—50

проф. Н. М. Покровского:

$$N = \frac{q_p l_m S}{l_{ш} \gamma Q} = \frac{q_p S}{\gamma Q}, \quad (12.7)$$

где q_p — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; γ — средний коэффициент заполнения шпура, принимаемый от 0,5 до 0,8 с увеличением глубины шпура и коэффициента крепости f ; $l_{ш}$ — средняя глубина шпура, м; S — площадь сечения выработки, м²; Q — масса одного заряда в шпуре, кг.

При проведении породных забоев число шпуров выбирают по специальным таблицам, полученным на основе обобщения данных практики работ.

Влияние горнотехнических условий на число шпуров при проведении по породе квершлага, полесых штрсков и других забоев приведено в табл. 12.3.

Правильность паспортов проверяют опытными взрывами главным образом по величине КИШ и правильности оконтуривания выработки. Обычно КИШ должен быть 0,8 — для породных забоев выработок любого направления и 0,9—0,95 — для угольных и смешанных забоев.

Шпуров по паспорту следует размечать по квадратной сетке, для чего сначала находят центр выработки, а затем с помощью двух-трехмерных реек намечают расположение устьев шпуров (рис. 12.5). Мерные рейки с делениями по 20 см устанавливают по отвесу в месте прохождения очередного вертикального ряда шпуров и вдоль них на плоскость забоя наносят точки заложения шпуров. Исходя из указанных величин определяют уходку за взрыв, объем взрыва и удельные расходы ВВ и бурения на 1 м проходки и на 1 м³ взрывающего объема.

Внедряется также разметка шпуров с помощью шаблонов и, наиболее прогрессивная, с помощью лазеров.

При проведении выработок с опережающим забоем малого сече-

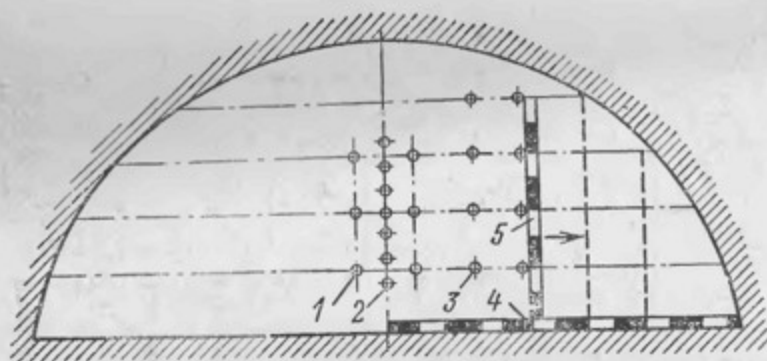


Рис. 12.5. Разметка шпуров в забое с помощью мерных реек:
1—3 — номера шпуров; 4, 5 — мерные рейки

ния взрывные работы по расширению выполняют методом шпуровых зарядов. Расположение шпуров — параллельно оси выработки. Расстояние между шпурами (1,0—1,2) $W_{отб}$. До проектного сечения выработку расширяют отдельными заходками.

Взрывные работы по расширению выработки при проведении ее поуступным забоем выполняют методом скважинных зарядов. При этом обязательно применение метода предварительного щелеобразования с использованием контурных скважин. Щели образуют вслед за проведением передового забоя до возведения постоянной крепи свода. При этом упрощается размещение станков для бурения контурных скважин и исключаются вредные воздействия взрывов на крепь.

Скважины для зарядов рыхления располагают по квадратной сетке. Параметры расположения зарядов рассчитывают в соответствии с указаниями гл. 8. В тех случаях, когда почва выработки подлежит бетонированию, следует применять скважины без неребура. Сетка расположения скважин при этом сокращается до 0,7 расчетной. Если породы достаточно устойчивы, то рекомендуется применять наклонные скважины. Число рядов скважин следует принимать из расчета не менее суточной загрузки погрузочной машины, но при условии, что общая величина заряда в очереди сейсмически безопасна для тоннельной отделки, а число групп замедления не превышает 10.

Для проведения выработок в породах с коэффициентом крепости $f=8+20$ глубокими заходками 3—6 м НИГРИ разработаны комплекты прямых и двухъярусных врубов с компенсационными шпурами или скважинами (рис. 12.6), обеспечивающие получение КИП 0,9—0,95. Изменение расчетных удельных расходов ВВ в зависимости от коэффициента крепости пород показано на рис. 12.7.

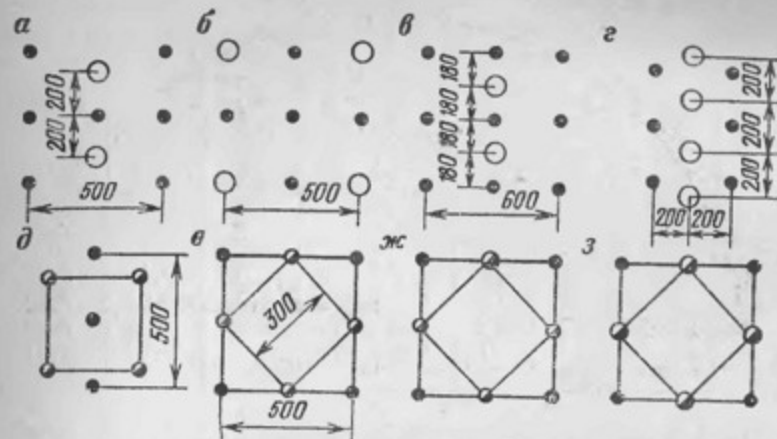
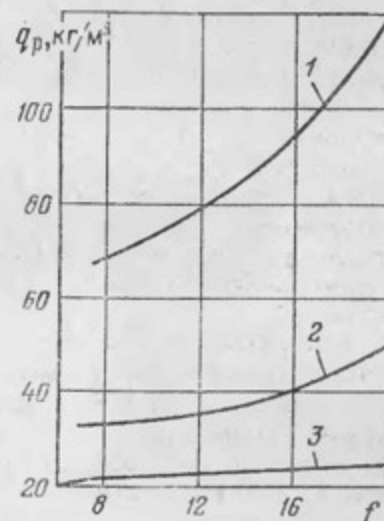


Рис. 12.6. Схемы расположения шпуров и скважин при проведении горизонтальных выработок на рудниках:

а—г — в призматических (прямых) врубах с компенсационными скважинами; д—з — в ярусных врубах со шпурами и скважинами во втором ярусе

Рис. 12.7. Зависимость удельных расходов ВВ при применении ярусных врубов от коэффициента крепости пород:

1 — во втором ярусе; 2 — общий удельный расход на забой; 3 — в первом ярусе



Устойчивые результаты при применении указанных врубов достигаются при замедленном электрическом или электроогневом инициировании зарядов. Техничко-экономические показатели прямых и ярусных врубов приведены соответственно в табл. 12.4 и 12.5.

В зависимости от условий проведения выработок необходимо выбирать рациональное соотношение между диаметрами буровой коронки и патрона ВВ в соответствии с рекомендациями, приведенными в табл. 12.6.

При пневматическом способе заряжания гранулированных ВВ на проходческих работах из-за большой объемной концентрации

Таблица 12.4

Показатели проходки выработок с использованием ярусных врублов

Тип вруба (см. рис. 12.6)	Коэффициент крепости пород	Диаметр шпуров, мм		Глубина шпуров, м		Подбегание за- бой за взрыв, м	Коэффициент ис- пользования шпура	Суммарный объ- ем выбуриваемых шпуров во врубе, см ³ · 10 ⁴
		I ярус	II ярус	I ярус	II ярус			
д	8—10	46	46	1,5	3,2	3,0	0,94	2,87
е	10—12	46	46	1,5	3,2	3,05	0,95	3,12
ж	12—14	46	60,4	1,5	3,2	3,05	0,95	3,49
и	19—20	46	60	1,5	3,2	3,1	0,97	4,61

энергии в заряде ее невозможно распределить в расчетном количестве шпуров без нарушения условий оконтуривания выработки и ухудшения КИШ. Для того, чтобы уменьшить затраты на бурение и удельные затраты ВВ на отбойку, необходимо уменьшить диаметр шпуров до 32 мм.

Анализ фактических данных об удельном расходе ВВ на передовых предприятиях цветной металлургии показал, что он при существующем диаметре шпуров превышает тот же показатель для патронированных ВВ на 15—30 %.

Для гранулитов удельный расход энергии ВВ (кДж/м³) при диаметре шпуров 40 мм можно определять по формулам ВНИИцветмета:

для гранулированных ВВ

$$q_{гр} = \left(70 + 1360 \sqrt[3]{\frac{f^2}{S}} \right) 4,19; \quad (12.8)$$

Таблица 12.5

Показатели проходки выработок с использованием комбинированных врублов

Тип вруба (см. рис. 12.6)	Коэффициент крепости пород	Диаметр, мм		Глубина шпура, м	Подбегание за- бой за взрыв, м	Коэффициент использования шпура	Суммарный объем выбуриваемых шпуров во врубе, см ³ · 10 ⁴
		шпуров	скважин				
а	8—10	46	76	3,2	2,9	0,9	6,6
б	10—12	46	76	3,2	2,8	0,87	7,6
в	12—14	46	76	3,2	2,9	0,9	8,46
е	16—18	46	76	3,2	2,86	0,89	8,99

Таблица 12.6

Рекомендуемые диаметры коронок и патронов ВВ для горизонтальных и наклонных горных выработок по любым породам

Диаметр, мм		Сечение выработ- ки, проходке, м ²	Тип ВВ	Условия применения
коро- нки	патро- на ВВ			
32	28	Любые	Скальный аммо- нит, детониты и другие мощные ВВ	При возможности уплот- нения ВВ в шпурах и заполнении их взрывча- тым веществом на всю длину
36	28	»	То же	То же
36	32	»	Аммонит 6ЖВ	При недопустимости уп- лотнения ВВ в шпурах
40	32	»	Скальный аммо- нит, детониты и другие мощные ВВ	При возможности уплот- нения ВВ в шпурах и за- полнении их взрывчатым веществом на всю длину
43	36	<6	Любые	При ограничении длины заряда по условиям бе- зопасности и недопусти- мости уплотнения
43	36	Любые	Аммониты АП-5 и другие предохра- нительные ВВ	То же*
46	40	>6	Любые	При ограничении длины заряда, недопустимости уплотнения ВВ и буре- нии мощными перфورا- торами, кодонковыми электросверлами, а так- же бурильными установ- ками**

* Забой смешанный или угольный.

** Для пород с $f=7-9$.

для патронированных ВВ в тех же горнотехнических условиях

$$q_{патр} = \left(1440 \sqrt{\frac{f^2}{S}} - 70 \right) 4,19. \quad (12.9)$$

Опыт Белоусовского рудника показал, что при площади сече-
ния выработки 5 м² и уменьшении диаметра шпуров с 40 до 36 мм
на проходческих работах затраты энергии ВВ на отбойку уменьша-
ются на 25 %.

При этом КИШ при том же расположении шпуров сохраняется, затраты на буровзрывные работы сокращаются, а удельный экономический эффект достигает 400 руб. на 1 т гранулированного ВВ.

12.4. РАСПОЛОЖЕНИЕ ШПУРОВ ПРИ ПРОХОДКЕ СТВОЛОВ ШАХТ

Расположение шпуров (табл. 12.7—12.10) в забое должно обеспечивать: возможно более полный отрыв породы на всю глубину шпуров; оконтуривание поперечного сечения стволов в соответствии с проектом; равномерное и мелкое дробление породы; ровную поверхность забоя ствола после взрыва шпуров.

Таблица 12.7

Рекомендуемые схемы расположения шпуров при проходке стволов (по данным ВНИИОМШСа)

Вруб	Характеристика вруба	Форма сечения выработки	Напластование и крепость пород
Конический	Врубные шпур образуют усеченный конус. Для уменьшения разлета породы в центральной части конуса бурят один-три вспомогательных шпура глубиной, равной $\frac{2}{3}$ средней глубины шпуров комплекта	Круглая	Монолитные или с горизонтальным и пологим напластованием породы всех категорий крепости
Цилиндрический	Все шпур, за исключением оконтуривающих, бурят перпендикулярно к плоскости забоя. Для уменьшения разлета породы в центральной части вруба бурят один-три вспомогательных шпура глубиной $\frac{2}{3}$ средней глубины шпуров комплекта	То же	То же
Пирамидальный	Врубные шпур бурят в виде четырехгранной пирамиды	Прямоугольная	То же
Клиновой	Врубные шпур образуют клин, направленный по простиранию пород. Для уменьшения разлета породы иногда бурят три-четыре вспомогательных вертикальных шпура глубиной 0,5 средней глубины шпуров комплекта	Круглая	Наклонное или крутое напластование пород всех категорий крепости

Таблица 12.8

Диаметр окружности и число врубных шпуров (по данным ВНИИОМШСа)

Показатели	Диаметр патронов ВВ, мм	$f = 1,5-6$		$f = 7-20$	
		Диаметр ствола в проходке, м			
		<7	>7	<7	>7
Диаметр окружности, м	36	1,6—2,0	1,8—2,2	1,8—2,2	1,8—2,2
	45	1,8—2,2	2,0—2,6	1,8—2,2	2,0—2,6
Число врубовых шпуров	36	5—6	6—7	7—8	8—10
	45	4—5	5—6	5—6	6—7

Таблица 12.9

Расположение шпуров при проходке ствола (по данным ВНИИОМШСа)

Диаметр ствола в проходке, м	Диаметр патрона ВВ 36 мм			Диаметр патрона ВВ 45 мм	
	Число шпуров в комплекте в зависимости от числа окружностей в забое ствола				
	3	4	5	3	4
5,15	30—49	40—66	—	23—49	—
5,65	33—56	45—73	—	26—56	—
6,15	36—60	48—80	—	28—59	41—91
6,75	39—67	53—88	—	30—65	45—99
7,25	42—72	57—90	67—114	32—69	48—106
7,95	47—80	63—107	74—126	36—77	54—117
8,55	48—85	67—115	78—134	38—82	57—126
9,05	52—93	71—124	83—137	40—87	61—134

Таблица 12.10

Число шпуров в забое ствола по окружности при коническом и цилиндрическом врубках (по данным ВНИИОМШСа)

Окружности	Число шпуров при диаметре патронов, мм					
	36			45		
Вспомогательная:						
первая	35	21	14	34	22	15
вторая	—	30	19	—	33	22
третья	—	—	27	—	—	28
Оконтуривающая	65	49	40	66	45	35

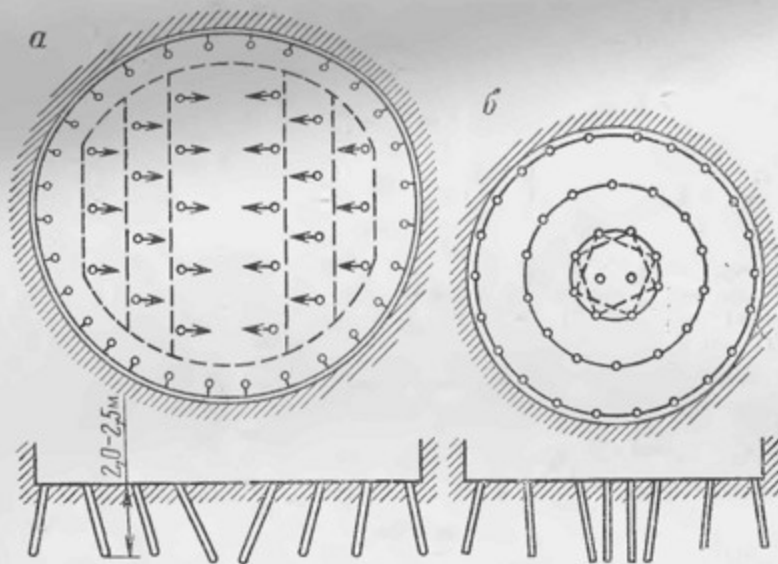


Рис. 12.8. Расположение шпуров в забое шахтного ствола:
а — для пород с $f=4+8$; б — для пород с $f=9+20$

Рекомендуются две основные схемы: для пород с $f=4+8$ (рис. 12.8, а); для пород с $f=9+20$ (рис. 12.8, б). Эти схемы различаются типом вруба: в первой — клиновой вруб, во второй — пирамидально-кольцевой. Длина шпуров в обеих схемах 2,0—2,5 м.

Диаметр окружности, по которой обуривают оконтуривающие шпуры, при проходке ствола шахты по породам с пологим падением принимают в зависимости от крепости пород на 0,3—0,6 м меньшим диаметра ствола в проходке. Больший диаметр окружности принимают при более крепких породах. При проходке ствола шахты по породам наклонного и крутого залегания оконтуривающие шпуры со стороны падения и восстания следует располагать в зависимости от крепости пород на расстоянии соответственно 15-25 и 25-40 см от проектного контура ствола.

Диаметр окружности вспомогательных шпуров определяют по формулам:

при размещении комплекта шпуров по трем окружностям

$$D_{всп} = D_{вр} + 0,5 (D_{пр} - D_{вр}), \quad (12.10)$$

где $D_{всп}$ и $D_{вр}$ — диаметры окружностей вспомогательных и врубовых шпуров; $D_{пр}$ — диаметр ствола в проходке;

при размещении комплекта шпуров в забое

по четырем окружностям диаметр первой окружности вспомогательных шпуров (следующей за окружностью врубовых шпуров)

$$D'_{всп} = D_{вр} + \frac{1}{3} (D_{пр} - D_{вр}); \quad (12.11)$$

второй

$$D''_{всп} = D_{вр} + \frac{2}{3} (D_{пр} - D_{вр}); \quad (12.12)$$

при размещении шпуров по пяти окружностям диаметр первой окружности вспомогательных шпуров

$$D''_{всп} = D_{вр} + \frac{1}{4} (D_{пр} - D_{вр}), \quad (12.13)$$

второй

$$D''_{всп} = D_{вр} + \frac{1}{2} (D_{пр} - D_{вр}), \quad (12.14)$$

третьей

$$D''_{всп} = D_{вр} + \frac{3}{4} (D_{пр} - D_{вр}), \quad (12.15)$$

При коническом врубе угол наклона врубовых шпуров делают таким, чтобы их комплект образовал усеченный конус с диаметром основания на глубине заходки 0,3—0,4 м, а оконтуривающих — чтобы на глубине обуренной заходки они не выходили за проектный контур ствола. В породах с $f=10+14$ и выше при неудовлетворительном оконтуривании сечения ствола оконтуривающие шпуры на глубине обуренной заходки могут выходить за проектный контур не более чем на 10 см.

Угол наклона вспомогательных шпуров первой окружности (после врубовых) следует принимать таким, чтобы расстояния между окружностями на глубине заходки были примерно одинаковыми. Вспомогательные шпуры второй и третьей окружностей следует бурить вертикально.

При цилиндрическом врубе угол наклона оконтуривающих шпуров должен соответствовать тем же требованиям, что и при коническом врубе.

Для нормального оконтуривания сечения ствола расчетное расстояние между оконтуривающими шпурами в окружности не должно превышать 0,9 м при использовании патронов ВВ диаметром 36 мм и 1,2 м при использовании патронов ВВ диаметром 45 мм.

12.5. ПАРАМЕТРЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ШАХТ

Главными параметрами взрывных работ при проходке стволов шахт являются удельный расход ВВ, число шпуров на 1 м² сечения ствола и их глубина. Определение удельного расхода ВВ проводится по таблицам, составленным на основе обобщения фактического материала по взрыванию с учетом крепости пород и сечения ствола (табл. 12.11). Число шпуров на 1 м² сечения забоя также выбирается на основе обобщения практических данных (табл. 12.12).

Глубину шпуров для забоев вертикальных стволов шахт Н. М. Покровский рекомендует определять:

по фактору бурения

$$l_{ш.б} = t_1 M_{б.м} v / N, \quad (12.16)$$

где t_1 — продолжительность бурения комплекта шпуров; $M_{б.м}$ — число бурильных машин, одновременно работающих в забое ствола;

Таблица 12.11

Нормы расхода ВВ при проходке вертикальных стволов шахт (по данным ВНИИОМСШа)

Коэффициент крепости пород f	Расход скального аммонита № 1 на 100 м ² взорванной породы в массиве (кг) при площади сечения ствола в проходке, м ²				
	<10	<20	<30	<40	>40
1,5	137	124	108	91	52
2—3	182	170	143	115	90
4—6	213	200	170	140	120
7—9	247	235	205	175	150
10—14	311	280	250	220	195
15—18	366	330	300	270	245
19—20	404	365	335	305	275

Таблица 12.12

Число шпуров при проходке вертикальных стволов шахт

ВВ	Диаметр патрона ВВ, мм	Число шпуров на 1 м ² сечения	
		$f = 3-6$	$f = 7-10$
Скальный аммонит № 1	45	1,0—1,1	1,1
Детонит М	36	1,3—1,43	1,43—1,57
Аммонит 6ЖВ	36	1,43—1,57	1,57—1,72

v — скорость бурения одной машины, м/ч;

по фактору погрузки породы $l_{ш.п} = \varphi t_2 P / (\eta S)$, (12.17)

где φ — коэффициент использования погрузочной машины во времени; t_2 — продолжительность погрузки породы, ч; P — производительность погрузки по забою, м³/ч; η — КИШ; S — площадь поперечного сечения ствола в проходке, м².

Принятая глубина шпура должна отвечать условию $l_{ш.б} = l_{ш.п}$, в противном случае необходимо принимать меньшее значение.

При совмещении процессов бурения шпуров и погрузки

$$l_{ш.с} = \frac{T_{общ}}{\frac{\varphi_1 N}{Kv} + \frac{\eta S}{\varphi_1 P}}, \quad (12.18)$$

где $T_{общ}$ — общая продолжительность бурения и погрузки, м; φ_1 — коэффициент совмещения процессов бурения и погрузки породы ($\varphi_1 < 1$) K — коэффициент использования буровых машин во времени.

Принятая глубина шпуров должна быть проверена:

по фактору водоотлива $l_{ш.под} = (10q - 2P_{под}) / D^2$, (12.19)

где q — приток воды в забой, м³/ч; $P_{под}$ — производительность водоотливных средств по забою, м³/ч; D — диаметр ствола в проходке, м;

по фактору подъема

$$l_{ш.под} = \frac{\varphi_{под} t_2 V_б k_p}{S \eta k_3 l_{под}}, \quad (12.20)$$

где $\varphi_{под}$ — коэффициент использования подъема во времени, равный 0,75—0,8; t_2 — время выдачи породы на поверхность, ч; $V_б$ — емкость бады, м³; k_p — коэффициент разрыхления породы равный 2,0—2,2; $l_{под}$ — время одного подъема, ч.

Необходимо, чтобы

$$l_{ш.под} > l_{ш.б} = l_{ш.п} > l_{ш.под},$$

а при совмещении процессов бурения шпуров и погрузки породы

$$l_{ш.под} > l_{ш.с} > l_{под}.$$

Рекомендуемый диаметр коронок и патронов ВВ для вертикальных стволов шахт приведен в табл. 12.13.

12.6. РАСПОЛОЖЕНИЕ ШПУРОВ И СКВАЖИН ПРИ ПРОХОДКЕ ВОССТАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

Термином *восстающий* в практике горнорудного дела, а также в горнотехнической литературе принято называть вертикальную или наклонную подземную горную выработку, пройденную снизу вверх по рудному телу или по вмещающим породам. Восстающие выработки предназначены для обеспечения многих общешахтных процессов: вентиляции, переноса руды, доставки материалов, прохода людей и т. д.

Таблица 12.13
Диаметр коронок и патронов ВВ

Диаметр, мм		Способ проходки	Площадь поперечного сечения ствола, м²	ВВ
коронок	патронов ВВ			
36	32	Обычный	<20	Любые
36	32	Специальный (тампонаж или замораживание горных пород)	Любая	Аммонит 6ЖВ и другие со сходной характеристикой
43	36	То же	»	То же
43	36	Обычный	<20	Скальный аммонит, аммонит 6ЖВ и другие мощные ВВ
52	45	»	>20	То же

В зависимости от назначения, крепости и устойчивости пересекаемых пород восстающие имеют круглое или прямоугольное сечение и одно, два или три отделения: ходовое, породное, материальное.

Наиболее перспективными способами проходки восстающих являются те, которые исключают пребывание рабочих в забое выработки, значительно повышают производительность труда и снижают стоимость проходки.

В настоящее время в зависимости от технической оснащенности горных предприятий с учетом горно-геологических условий применяют следующие четыре способа проходки восстающих выработок:

- с отбойкой породы шпуровыми зарядами;
- с отбойкой породы скважинными зарядами;
- комбинированный метод;
- проходка восстающих бурением на все сечение.

Выбор способа проходки восстающих на горных предприятиях зависит не только от объективных факторов — параметров восстающего, его назначения, крепости породы, экономической целесообразности, но и от субъективных — наличия необходимого оборудования, квалифицированных работников и т. д.

Способ проходки восстающих с отбойкой породы шпуровыми зарядами является наиболее распространенным в горнодобывающих отраслях и благодаря его универсальности будет еще длительное время применяться на горных объектах, в условиях проходки восстающих небольшой высоты в устойчивых породах, по условиям эксплуатации которых необходимо наличие

крепости, а также где скорость проходки восстающих выработок по условиям производства не влияет на условия работы предприятия.

Этот способ заключается в бурении с полков телескопными бурильными молотками комплекта шпуров длиной 1,5—2 м, зарядании и извлечении зарядов ВВ и последующем креплении стенок выработки. Восстающие с одним отделением проходят площадью сечения 1,5—4 м², с двумя, тремя отделениями — 2,7—6,5 м². Крепление восстающего является наиболее трудоемким и малоподдающимся механизации процессом, занимающим до 50 % всех трудовых затрат, а установка и демонтаж полков — 25—30 % времени.

Количество шпуров в зависимости от сечения выработки и крепости породы принимается в пределах 3—5 шпуров на 1 м². Заряды отбойных шпуров работают в стесненных условиях, поэтому независимо от схемы расположения врубовых шпуров расстояние между ними и врубовыми шпурами принимают наименьшим (от 0,2 до 0,6 м). Схемы расположения шпуров с различными типами врубов, широко применяемых на горных предприятиях при проходке восстающих, показаны на рис. 12.9.

Число шпуров в забое рассчитывают по формуле Н. М. Покровского:

$$N = 12,7qS\eta(\gamma_{ВВ}d_n^2k) + \sqrt{S}, \quad (12.21)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; S — площадь сечения выработки, м²; η — КИШ; γ — коэффициент зарядания шпуров (для пород с

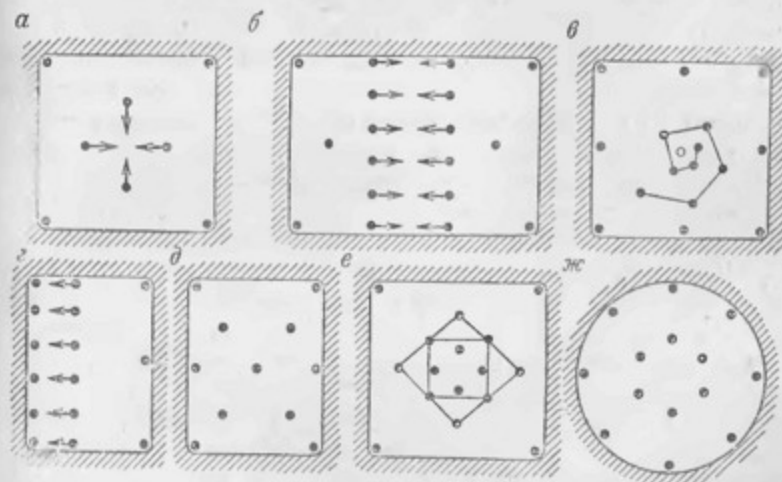


Рис. 12.9. Схемы расположения врубовых шпуров при проходке восстающих выработок:
а — конусная; б — клиновая; в — спиральная; г — боковая; д — призматическая; ж — ярусная

с коэффициентом крепости $f=2+9 \gamma=0,35+0,6$; при $f=10+20 \gamma=0,5+0,65$; $\rho_{ВВ}$ — плотность ВВ; d_n — диаметр патрона, см; k — коэффициент, учитывающий уплотнение ВВ при заряджании.

Удельный расход ВВ $q=q_n k_e k_a e$, (12.22)
где q_n — нормальный удельный расход ВВ, зависящий от крепости породы; k_e — коэффициент структуры пород; k_a — коэффициент зажима пород, зависящий от площади поперечного сечения выработки, глубины шпуров и числа открытых поверхностей; e — коэффициент работоспособности ВВ.

Значения нормального удельного расхода ВВ для различных пород, по данным Н. М. Покровского, приведены ниже.

Коэффициент крепости пород	15—20	10—15	8	4—6	2—3	2
Нормальный удельный расход ВВ q_n , кг/м ³	1,2—1,5	1—1,1	0,7—0,8	0,4—0,6	0,2—0,3	0,15

Для большинства крепких, вязких, трещиноватых пород коэффициент структуры k_e рекомендуется принимать равным 1,4—2,0; для более слабых пород — 1,3—1,4.

Коэффициент зажима пород k_a при одной открытой поверхности рекомендуется определять по формуле П. Я. Таранова:

$$k_a = 3l_{ш}/\sqrt{S}, \quad (12.23)$$

где $l_{ш}$ — длина шпура, м.

Расход ВВ на один цикл проходки рассчитывается по формуле

$$Q = qSl_{ш} \eta. \quad (12.24)$$

При высоте восстающего до 30 м проходка выработки ведется на одно отделение. При высоте выработки более 30 м по условиям ЕПБ проходку восстающего необходимо вести на 2 или 3 отделения, т. е. лестничный ход к забою выработки отделяется от породоперепускного отделения сплошной деревянной крепью, а перед взрыванием шпуров «ходок» перекрывается отбойным полком.

Скорость проходки изменяется от 10—12 (при проходке на два-три отделения) до 20—25 м/мес (при проходке на одно отделение). Способ проходки восстающих с отбойкой породы шпуровыми зарядами обладает следующими недостатками: низкая производительность; присутствие рабочего в забое; наличие тяжелого физического труда; сложность проветривания; высокая себестоимость.

Разработка оборудования для механизированной доставки людей, машин и материалов в призабойное пространство с помощью подвесных клеток, проходческих щитов и особенно механизированных комплексов типа КПВ, КПН и др. обеспечили вывод этого способа проходки на новый технический уровень.

Механизация спуска и подъема людей, оборудования и инструментов, снабжения сжатым воздухом и водой, ускоренное проветри-

вание забоя после взрыва, повышение безопасности работ позволили повысить в 5—6 раз скорость проведения восстающих выработок по сравнению с обычным способом проходки и достичь ее в отдельных случаях до 200—250 м/мес. По данным НИПИГормаша, в связи с необходимостью проведения дополнительных работ по проходке линии под КПВ, монтажу-демонтажу оборудования экономически выгодно проходческие комплексы применять при высоте восстающего более 35 м.

Основные параметры БВР при проходке восстающих различного сечения в породах с коэффициентом крепости $f=5+18$ с отбойкой породы шпуровыми зарядами приведены в табл. 12.14.

Способ проходки восстающих с отбойкой породы скважинными зарядами является универсальным, простым в применении: исключает пребывание человека в забое, улучшает санитарно-гигиенические условия и безопасность работ, повышает темпы проходки и производительность труда.

Способ проходки восстающих с отбойкой породы скважинными зарядами начал применяться на отечественных рудниках в конце 40-х годов. Советские инженеры и ученые являются пионерами разработки этого способа образования восстающих. Данный способ в связи с развитием буровой техники получает все более широкое распространение и является наиболее эффективным при высоте восстающего до 30 м. Невозможность его использования на большую высоту объясняется отсутствием надежных буровых машин, обеспечивающих бурение точно ориентированных скважин. Важным достоинством способа является возможность применения для образования восстающего того же оборудования, что и для бурения взрывных скважин при отбойке руд. С учетом совершенствования техники для бурения скважин и повышения точности их трассирования этот способ будет наиболее надежным, экономичным и перспективным.

Применяются два способа проходки восстающих взрыванием скважинных зарядов:

1. С секционной отбойкой скважин; с отбойкой на компенсационную скважину; с отбойкой без компенсационной скважины.
2. С отбойкой на высоту восстающего; безвзрывовая схема; взрывовая схема.

До настоящего времени не обоснованы параметры БВР, обеспечивающие надежную проходку при отбойке на высоту восстающего, так как при этом часто происходят запрессовка отбитой породы, прострел скважин и значительное законтурное разрушение массива.

Способ проходки восстающего с секционной отбойкой скважин осуществляется следующим образом. Между двумя горизонтальными выработками проводят бурение комплекта скважин сверху вниз или снизу вверх. Заряджание нижней части скважин производят с верхнего

Площадь сечения восстающих S_v , m^2	Число шпуров ($d = 40$ мм)			Глубина шпуров, м			Масса заряда ВВ в шпурах Q , кг			Расход ВМ на цикл		Удельный расход ВВ q_v , $кг/м^3$
	врубо-вых	вспомога-тельных	оконтуривающих	врубо-вых	осталь-ных	врубо-вых	вспомога-тельных	оконтуривающих	ВВ, кг	ЭД (КД), шт.		
Гранулит АС-8, аммонит 6ЖВ, $f=5 \div 7$												
2	3	—	6	2,0	1,8	1,6	—	1,4	14	9	3,9	
4	4	2	8	2,2	2,0	1,8	1,8	1,4	22	14	2,8	
7	5	7	8	2,2	2,0	1,8	1,8	1,4	30	20	2,3	
Гранулит АС-8, аммонит 6ЖВ, $f=8 \div 10$												
2	4	—	6	2,0	1,8	1,6	—	1,4	16	10	4,4	
4	5	2	8	2,2	2,0	1,8	1,8	1,4	24	15	3,1	
7	5	9	8	2,2	2,0	1,8	1,6	1,4	35	22	2,5	
Гранулит АС-8, аммонит 6ЖВ, $f=11 \div 13$												
2	5	—	8	1,8	1,6	1,4	—	1,2	18	13	5,6	
4	5	2	12	2,0	1,8	1,6	1,4	1,2	26	19	3,8	
7	5	11	8	2,0	1,8	1,6	1,4	1,2	34	24	2,8	
Скальный аммонит № 1, аммонит 6ЖВ, $f=14 \div 16$												
2	5	2	8	1,7	1,5	1,4	1,2	1,2	19	15	5,9	
4	5	4	12	1,7	1,5	1,4	1,2	1,0	24	21	4,0	
7	5	12	9	1,7	1,5	1,4	1,2	1,0	30	26	3,0	
Скальный аммонит № 1, аммонит 6ЖВ, $f=17 \div 18$												
2	4	4	8	1,7	1,5	1,4	1,2	1,2	21	16	6,5	
4	5	6	12	1,7	1,5	1,4	1,2	1,0	26	23	4,3	
7	6	13	9	1,7	1,5	1,4	1,2	1,0	34	28	3,2	

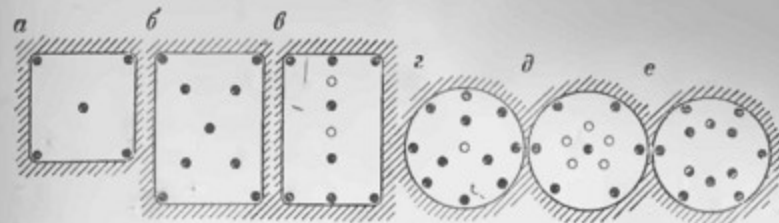


Рис. 12.10. Схемы расположения скважин при проходке восстающих выработок:

а — простой «конверт»; б — сложный «конверт»; в — со щелевым врубом; г — с компенсационной скважиной; д — с компенсационным «кольцом» скважин; е — с ярусным врубом

горизонта секциями, высота которых в зависимости от различных условий изменяется от 2 до 20 м. В крепких породах при диаметре скважин до 105 мм рациональная высота секции составляет 2—3 м, при увеличении диаметра скважин и уменьшении крепости породы эффективная высота секции достигает 10 и даже 20—25 м. Взрывание секций производят на забой восстающего или для компенсации используют одну или несколько незаряженных скважин. Схемы расположения скважин при проходке восстающих выработок показаны на рис. 12.10. Высоту отбиваемой секции и расстояние между врубовыми скважинами рекомендуется определять по следующим формулам:

$$H = 17,4d \sqrt[3]{\frac{1}{q_n k_e e}}; \quad (12.25)$$

$$a = 6d \sqrt[3]{\frac{1}{q_n k_e e}}, \quad (12.26)$$

где q_n — расход ВВ для образования воронки нормального выброса, k_e — коэффициент, характеризующий структуру пород; e — переводной коэффициент работоспособности применяемого ВВ.

Недостатки секционной отбойки, скважинами: многократное повторение операций заряжания, взрывания, проветривания; пережимы и деформация скважин; запрессовка при взрыве породы в контуре выработки; сильные разрушения устья восстающего; обязательное наличие верхнего горизонта.

Основные параметры ВВР при секционной проходке восстающих различных сечений в породах крепостью f от 5 до 18 с отбойкой породы скважинными зарядами представлены в табл. 12.15.

Комбинированный способ проходки восстающих выработок представляет собой сочетание изложенных выше методов. Это применение опережающих скважин при шпуровой отбойке породы, позволяющее резко увеличить глубину заходки, сократить удельный расход ВВ. На

Параметры взрывания при проходке восстающих секционных методом

Коэффициент крепости породы f	Количество скважин ($d = 105$ мм)			Высота отбиваемой секции, м	Расстояние между врубовыми скважинами, м	Расход ВМ на шов		Удельный рас. од. ВВ, кг/м ³
	врубовых и отбойных	оконтуриваю- щих	компенсиру- ющих			ВВ, кг	ЭД (КД), шт.	
Гранулит АС-8, аммонит 6ЖВ, $S = 5 \div 7$ м ²								
2	1	4	—	2	—	48	5	12
4	2	4	1	3	0,7	96	6	8
8	3	6	1	4	0,7	180	9	5,5
Гранулит АС-8, аммонит 6ЖВ, $S = 8 \div 10$ м ²								
2	1	4	—	2	—	48,0	5	12
4	2	4	1	3	0,7	96	6	8
8	3	7	1	4	0,7	224	10	7
Гранулит АС-8, аммонит 6ЖВ, $S = 11 \div 13$ м ²								
2	2	4	—	2	0,6	58,0	6	14,4
4	2	4	1	3	0,6	96	6	8
8	3	7	1	3	0,7	160	10	6,7
Аммонит 6ЖВ, $S = 14 \div 16$ м ²								
2	2	4	—	2	0,6	58,0	6	14,5
4	3	4	1	2	0,6	68,0	7	8,5
8	3	8	1	3	0,6	176	11	7,3
Аммонит 6ЖВ, $S = 17 \div 18$ м ²								
2	2	4	1	2	0,5	58,0	6	14,5
4	4	4	1	2	0,5	77,0	8	9,6
8	4	8	1	3	0,6	192	12	8

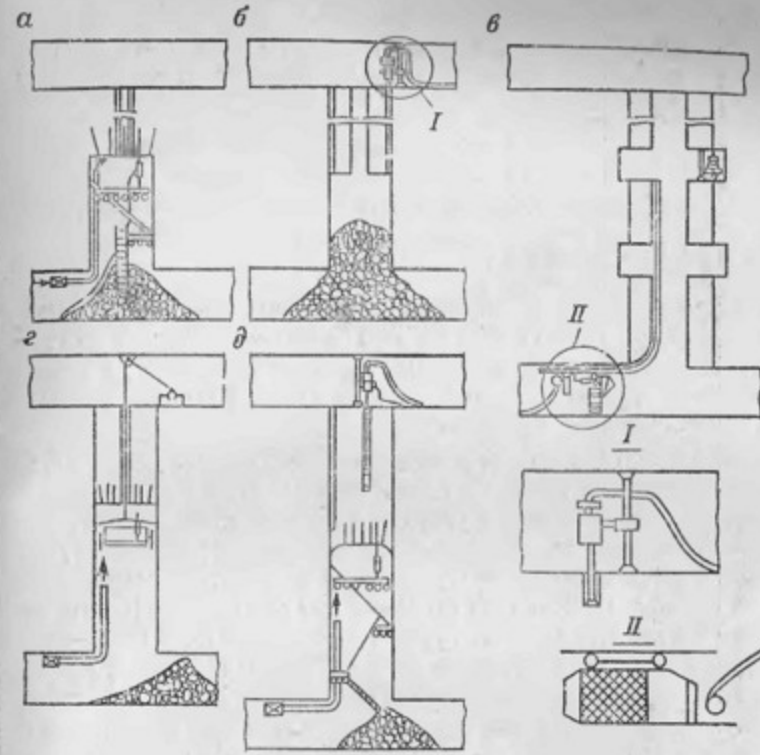


Рис. 12.11. Схемы комбинированного способа проходки восстающих выработок:

а — шнуровой отбойкой на опережающие скважины; б — со скважинной отбойкой на опережающую скважину большего диаметра; в — скважинная проходка стволов с предварительным образованием компенсационного восстающего; г — с подвесным проходческим полком; д — шнуровая отбойка с последующей скважинной отбойкой

рудниках Алтая широко применяется проходка отрезных восстающих комбинированным способом — первоначально мелкошнуровым взрыванием породы с последующей бессекционной скважинной отбойкой (последние 10—15 м восстающего).

Примером сочетания методов является способ проходки восстающих большого диаметра (стволов) с первоначальной проходкой комплексом КПВ восстающего сечением 1,8—2 м², с последующим разбуриванием и взрыванием скважин из специально пройденных буровых камер на полное сечение восстающей выработки (60—80 м²) при высоте отбиваемой секции 10—40 м.

Некоторые примеры комбинированного способа проходки восстающих выработок показаны на рис. 12.11.

13. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

13.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

При подземной разработке месторождений полезных ископаемых применяют следующие методы отбойки: скважинными зарядами диаметром 50—200 мм, камерными зарядами величиной до нескольких тонн, шпуровыми зарядами диаметром до 70 мм. Два последних метода применяются редко.

При проектировании буровзрывных работ следует учитывать, что за последние годы расширился парк буровых станков, в котором повысилась доля самоходных буровых установок ударно-вращательного действия с мощными бурильными машинами, увеличился объем отбойки руды скважинами уменьшенного диаметра, возросла скорость бурения. Однако доля отбойки руды скважинами 105 мм, проходимыми самоходными буровыми станками НКР-100М, ЛПС-3 и др., все еще составляет около 70 % по объему отбиваемой руды.

При проектировании взрывных работ следует учитывать перспективы дальнейшего развития техники и технологии подземной разработки месторождений полезных ископаемых, в том числе и буровзрывного комплекса. Прогнозируя технический прогресс, можно предвидеть следующие изменения в технике буровзрывных работ в ближайшую пятилетку и на период до 2000 г.: создание высокопроизводительных самоходных буровых станков с двумя-тремя мощными бурильными молотками, установка на самоходную базу станков шарошечного бурения и пр.; повышение уровня механизации и автоматизации вспомогательных процессов, позволяющее осуществлять многомашинное бурение шпуров и скважин одним бурильщиком; повышение износостойкости бурового инструмента.

Одним из важных условий коренного совершенствования отбойки руд является бурение точно ориентированных скважин на глубину до 50—60 м и более, что позволит в широком диапазоне выбирать рациональную высоту этажа (подэтажа) при сохранении высокой интенсивности дробления руд при взрыве. Это снизит себестоимость обуривания массива и сделает экономически целесообразным сгущение сетки взрывных скважин и улучшит качество дробления руды.

Улучшение качества дробления руды будет достигнуто также за

счет применения новых схем расположения и инициирования скважинных зарядов диаметром от 50 до 500 мм. При этом ставится задача, кроме улучшения дробления, снизить интенсивным взрывным воздействием прочность кусков руды, улучшить за счет этого извлечение полезных компонентов и снизить энергозатраты на ее переработку. Будет повсеместно внедрен рациональный ассортимент ВВ и СИ с комплексной механизацией взрывных работ без применения физического труда для перемещения ВВ по всей технологической цепочке «склад ВВ — заряжаемая полость».

13.2. ОТБОЙКА РУДЫ СКВАЖИННЫМИ ЗАРЯДАМИ

Отбойка руды скважинными зарядами является основным методом при отработке мощных и средней мощности месторождений крутого залегания следующими системами разработки: этажно-камерной, этажного и подэтажного обрушения, подэтажных штреков и пр., а также при отработке мощных пологих месторождений камерно-столбовой системой разработки. При отработке мало-мощных рудных тел с выдержанными элементами залегания отбойку скважинными зарядами применяют при системах с магазинированием руды, сплошном слоевом обрушении, с доставкой отбитой руды силой взрыва и др.

По взаимному расположению в отбиваемом массиве различают параллельное, веерное, сближенное (пучковое) и комбинированное расположение скважинных зарядов.

Наиболее распространено веерное расположение скважинных зарядов, что требует минимального объема подготовительно-нарезных работ и перестановок станков при обуривании блока.

Основные схемы веерного расположения взрывных скважин показаны на рис. 13.1.

Параллельные скважины применяют при относительно низкой стоимости подготовительно-нарезных работ, высоких требованиях к качеству дробления отбитой горной массы, необходимости четкого оконтуривания массива, высокой стоимости бурения скважин. Параллельные скважины применяют редко.

Комплексы сближенных пучковых скважин начали внедрять сравнительно недавно, в связи с чем область их применения еще недостаточно ясна. Эта схема по своим недостаткам и достоинствам занимает промежуточное положение между веерными и параллельными скважинами. Доля ее применения растет.

Скважины в комплексе обычно располагают в виде полукруглости, ориентированной выпуклостью в сторону открытой поверхности. Комплексы, как правило, располагают в линию и бурят из одной

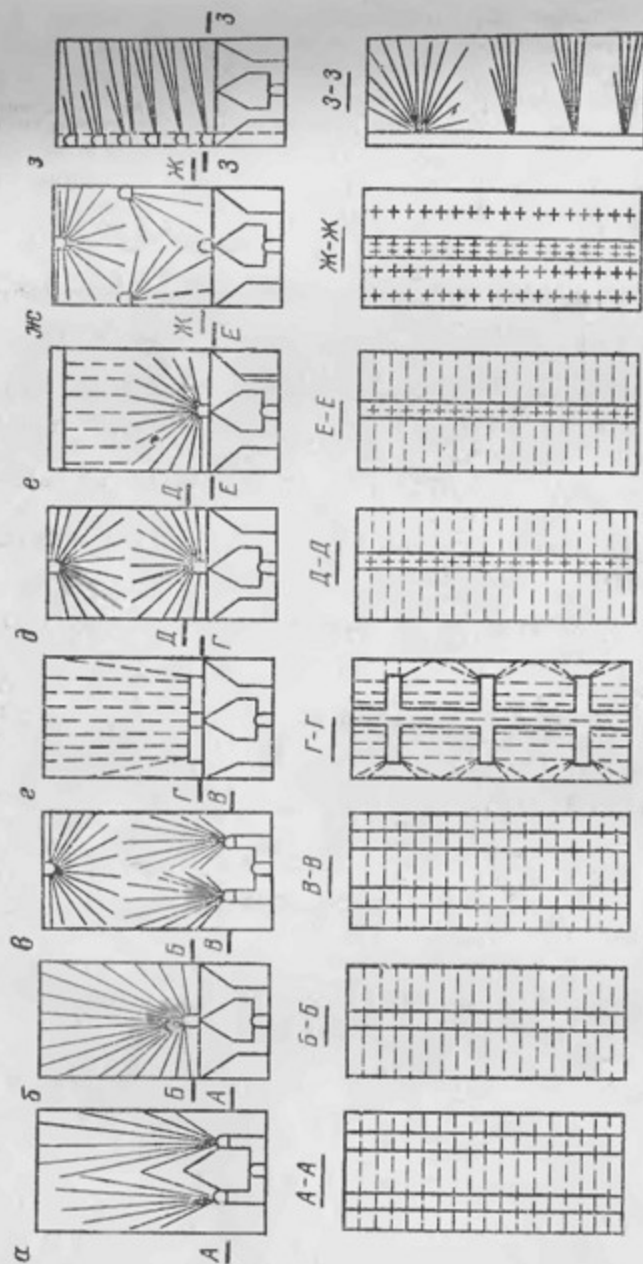


Рис. 13.1. Схемы распределения скважинных зарядов при этапной системе разработки:
 а-з — варианты оборудования камер

выработки. Расстояние между смежными скважинами в комплекте принимают равным $(3 \div 5) d_{\text{с}}$, а число их в комплекте 3—7, в зависимости от технических возможностей буровой установки и структурных особенностей отбиваемого массива. При бурении скважин станком НКР-100М число скважин в комплекте должно быть не более 5, а при наличии дополнительных технических средств — поддерживающих колонок, удлиненного рукава и пр. — может быть увеличено до 15.

Применяют скважинные заряды увеличенного диаметра (более 125 мм), среднего (85—125 мм) и малого диаметра (менее 85 мм).

Кондиционный кусок $d_{\text{к}}$ принимают в зависимости:

от вместимости погрузочного оборудования (скрепер, ковш ПДМ) $V_{\text{о}}$

$$d_{\text{к}} = (0,7 \div 0,8) \sqrt[3]{V_{\text{о}}}; \quad (13.1)$$

от вместимости транспортного сосуда $V_{\text{т}}$

$$d_{\text{к}} = 0,5 \sqrt[3]{V_{\text{т}}}; \quad (13.2)$$

по минимальному размеру приемного отверстия дробилки $l_{\text{д}}$ или грохота бункера

$$d_{\text{к}} = 0,85 l_{\text{д}}, \quad (13.3)$$

по ширине ленты конвейера $Ш_{\text{л}}$

$$d_{\text{к}} = 0,25 Ш_{\text{л}} + 0,1; \quad (13.4)$$

по минимальному размеру поперечного сечения выпускной горной выработки $d_{\text{в}}$

$$d_{\text{к}} = d_{\text{в}} / (3 \div 5). \quad (13.5)$$

Из вычисленных в расчет принимают наименьшее значение $d_{\text{к}}$.

Количество энергии, переданной в массив, пропорционально периметру контакта ВВ — порода, и для достижения равного качества дробления отношение удельного расхода ВВ на отбойку руды к диаметру заряда в конкретных горных породах — величина, близкая к постоянной.

Отношение выхода руды к квадрату диаметра, характеризующее закон подобия и пропорциональность радиуса зоны трещиноватости диаметру заряда ВВ, колеблется по рудникам в широких пределах (табл. 13.1).

Для определения радиуса зоны трещиноватости $R_{\text{т}}$ следует пользоваться соотношением

$$R_{\text{т}} = 30 \div 60 \sqrt{d}, \quad (13.6)$$

где d — диаметр скважины, м.

Поперечное сечение отдельности целесообразно с некоторым допущением принять в виде квадрата.

Таблица 13.1

Соотношения между диаметрами скважин, выходом руды B и отношением B/d^2 по некоторым рудникам

Предприятие	Диаметр скважины, мм	Выход руды с 1 м скважины, м³	Отношение выхода руды к квадрату диаметра скважины
Тырныауэский ВМК	105	4,5	408
	51	2,1	807
	56	1,2	383
	105	3,5	317
	125	3,5	224
Ленингорский полиметаллический комбинат	155	3,5	146
	145	3,6	171
	105	3,5	317
	65	2,6	615
Кадамжайский сурьмяный комбинат	105	3,3	300
	55	1,45	480
Белогорский ГОК	105	3,2	250
	51	1,17	450

Качественное дробление среды может быть обеспечено в том случае, если в каждой отдельности размещен заряд ВВ. При $d_0 > d_k$ в результате экранирующего действия трещины на распространение волны напряжения в отбиваемом массиве наблюдается нерегулируемый выход негабарита, а энергия соударения кусков может оказаться недостаточной для его механического дробления.

Наиболее неблагоприятные условия для дробления имеют место в том случае, когда скважина попадает в одну из вершин отдельности (рис. 13.2). В зоне трещинообразования обеспечивается качественное дробление только на участке АОВ. Для получения требуемых результатов дробления необходимо, чтобы оставшаяся нераздробленная часть отдельности не превышала кондиционного размера куска,

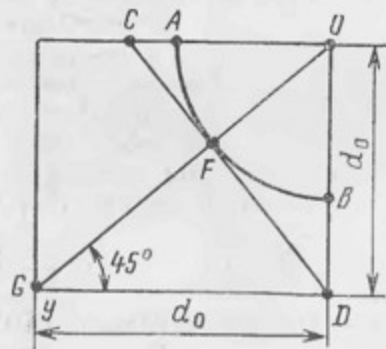


Рис. 13.2. Схема к определению расположения взрывных скважин для интенсивного дробления руд ($CF = FD = d_k/2$; $GF = d_k$; $FO = R_k$)

т.е. величины CF и FG должны быть меньше d_k . Из геометрических соотношений и из зависимости (13.6) следует, что диаметр скважины:

по нормали к зоне трещинообразования

$$d = \left(\frac{0,5d_k - 1,4d_0}{30 \div 60} \right)^2; \quad (13.7)$$

по касательной к зоне трещинообразования

$$d = \left(\frac{0,7d_0 - d_m}{30 \div 60} \right)^2. \quad (13.8)$$

Формулой (13.7) следует пользоваться при $d_0 < 2R_k$ или $60 \div \div 120\sqrt{d}$, формулой (13.8) — при $d_0 > 2R_k$.

Рассчитанный диаметр скважины должен проверяться на сохранность целиков и потолочин с минимальным законтурным обрушением, что особенно важно при отработке маломощных рудных тел, месторождений с неустойчивыми вмещающими породами и при системах разработки с искусственными целиками из твердеющей закладки. В этом случае необходимо определить массу зарядов ВВ, взрываемых в одну ступень замедления, исходя из предельно допустимых скоростей смещения массива при взрыве.

Скорость смещения среды (м/с) по формуле академика М. А. Садовского:

$$u = 200 \div 350 \left(\sqrt[3]{Q/R} \right)^{1,5}, \quad (13.9)$$

где Q — масса заряда, взрываемого с одной ступенью замедления, кг; R — расстояние от заряда ВВ до объекта, м.

Исходя из 12-балльной шкалы для гражданских и промышленных сооружений, предельное значение скорости смещения не должно превышать 90 см/с.

Допустимые скорости смещения приведены в табл. 13.2.

Подставив в формулу (13.9) значения скорости смещения из табл. 13.2, определяем предельно допустимый заряд ВВ, обеспечивающий сохранность объектов и сооружений. Поскольку удельный расход ВВ при уменьшении диаметра снижается, а применение короткозамедленного взрывания при скважинах малого диаметра позволит более интенсивно снизить массу одновременно взрываваемого суммарного заряда ВВ, расчетом можно определить диаметр заряда, допустимый с точки зрения сейсмики. По диаметру выбирается буровой станок.

При среднем расстоянии между скважинами $a_{ср} = d_0$ полностью исключается вариант, когда любая отдельность массива окажется вне зоны действия взрыва заряда ВВ, что обеспечит качественное дробление руды.

Таблица 13.2

Допустимые скорости смещения для различных горных выработок, пройденных в породах различной крепости

Классы горных выработок	Допустимые скорости смещения (см/с) в зависимости от коэффициента крепости пород f		
	5—9	9—14	14—20
I. Особо ответственные (сроком службы более 10 лет): стволы, капитальные штольни, рудоспуски	12,2	14,9	17,8
II. Ответственные (срок службы 5—10 лет); околоствольные дворы, квершлагги, откаточные штреки	21,4	29,8	35,6
III. Эксплуатируемые кратковременно (срок службы 1—3 года): подземные камеры, вентиляционные штреки, ослабленные целики, потолочины	36,7	44,5	53,3
IV. Неответственные (срок службы до 1 года): орты, восстающие, скреперные штреки, обнажение устойчивых горных пород	60,0	74,5	89,0

Отбойка руды скважинными зарядами увеличенного диаметра перспективна при разработке мощных месторождений крепких руд системами с массовой отбойкой, широким фронтом работ, большесгрузным погрузочно-доставочным оборудованием и размером кондиционного куска больше 1 м.

Отбойку руды скважинными зарядами диаметром 85—125 мм наиболее широко применяют для рудных месторождений средней мощности. Ее технология освоена, а технико-экономические показатели достаточно высоки. Отбойка руды скважинными зарядами малого диаметра наиболее целесообразна для месторождений средней и малой мощности цинковых руд системами разработки с поэтажной выемкой при небольшом размере кондиционного куска 0,4÷0,5 м и с твердеющей закладкой.

При $a_{cp} = d_0$ вся среда будет равномерно раздроблена на куски кондиционных фракций. При $a_{cp} > d_0$ часть отдельных не будет подвержена действию взрыва и выход негабаритных фракций составит

$$V_n = 1 - d_0^2 / a_{cp}^2. \quad (13.10)$$

При предельно допустимом выходе негабарита, определяемом технологическими требованиями, среднее расстояние между скважинами следует определять из выражения

$$a_{cp} = d_0 \sqrt{1 - N_n}. \quad (13.11)$$

Коэффициент сближения скважин

$$m = d'_0 / d''_0, \quad (13.12)$$

где d'_0 и d''_0 — линейные размеры отдельных. При $d'_0 = d''_0$ коэффициент сближения следует принимать близким к 1.

Удельный расход ВВ на отбойку руды (кг/м³)

$$q = 0,785 d^2 \rho k_n / B, \quad (13.13)$$

где d — диаметр скважины, м; ρ — плотность заряжания, кг/м³; k_n — коэффициент, учитывающий недозаряжание устьев скважин: при параллельных скважинах 0,85—0,95, при всерном их расположении 0,75—0,85 и при ярусном 0,6—0,78.

В тех же случаях, когда величину отдельности трудно определить, ведется расчет параметров скважинной отбойки через эталонный удельный расход ВВ с введением поправочных коэффициентов.

Фактический удельный расход ВВ (кг/м³) в этом случае

$$q = q_0 e k_2 k_3 k_4 k_5, \quad (13.14)$$

где q_0 — эталонный удельный расход ВВ на дробление руды, кг/м³; e — коэффициент работоспособности ВВ (см. табл. 8.9); k_2 — коэффициент расположения зарядов; k_3 — коэффициент условий действия зарядов; k_4 — коэффициент, учитывающий плотность заряжания; k_5 — коэффициент, учитывающий диаметр скважин.

Эталонный удельный расход ВВ для граммонита 79/21 принимается в следующих пределах.

Коэффициент крепости пород f	6—8	8—10	10—12	12—14
Эталонный удельный расход ВВ, кг/м³	0,8—0,9	0,9—1,0	1,0—1,1	1,1—1,2

Продолжение

Коэффициент крепости пород f	14—16	16—18	18—20	20 и выше
Эталонный удельный расход ВВ, кг/м³	1,2—1,3	1,3—1,4	1,4—1,5	1,5—1,65

Коэффициент k_2 равен 1 при параллельном расположении скважин, 1,1—1,2 — при всерном, 1—1,1 — при сближенных скважинах. Коэффициент k_3 при отбойке следует принимать: на одну открытую поверхность 1; на две открытые поверхности 0,7—0,9; на разрушенную породу (зажатую среду) 1,2—1,3. Коэффициент k_4 при заряжании патронированным ВВ скважин вручную равен 1, при пневматическом заряжании россыпным ВВ — 0,9—0,95, при использовании водосодержащих ВВ 0,85—0,9, а прессованных патронированных ВВ 0,8—0,85. Коэффициент k_5 для скважин диаметром 105 мм равен 1.

При другом диаметре $k_5 = (d/0,105)^n$, где n — показатель, равный $1 \div 0,5$. В крепких монолитных породах его значение близко к 1.

ЛНС и среднее расстояние между скважинами в ряду (веере) соответственно $W = \sqrt{B/m}$; $a = \sqrt{Bm}$. Коэффициент сближения зарядов рационально принимать $m = 0,8 \div 2$.

При веерном или ярусном расположении скважинных зарядов расстояние между их концами определяют по формулам

$$W_{\max} = \frac{(2L_{\text{ср}} + 3) W}{L_{\text{ср}} + 3}; \quad (13.15)$$

$$a_{\max} = \frac{(2L_{\text{ср}} + 3) a}{L_{\text{ср}} + 3}. \quad (13.16)$$

Ниже приводится методика приближенного расчета параметров буровзрывных работ. Для использования этой методики необходимо знание величины q_0 — удельного расхода ВВ на отбойку при определенном значении диаметра взрывных скважин, когда обеспечивается заданное качество дробления руды.

Линия наименьшего сопротивления взрывных скважин (м)

$$W = \sqrt{\frac{Qe}{q_0 \gamma m}}, \quad (13.17)$$

где Q — количество ВВ, размещаемое в 1 м скважины, кг; e — коэффициент относительной работоспособности ВВ; q_0 — удельный расход ВВ на отбойку, кг/т; γ — плотность руды, т/м³; m — коэффициент сближения скважин. При этом

$$Q = \frac{\pi d^2 \rho}{4} l,$$

где d — диаметр скважины, м; ρ — плотность заряда ВВ, кг/м³; l — длина скважины, равная 1 м.

В общем виде зависимость удельного расхода ВВ на отбойку от диаметра скважин при постоянном качестве дробления взрывающего массива может быть выражена формулой

$$q_0 = q'_0 \left(\frac{d}{d'} \right)^i, \quad (13.18)$$

где q_0 и q'_0 — удельные расходы ВВ на отбойку, соответствующие диаметрам скважин d и d' , кг/т; $i = 0,33 \div 0,5$ — показатель степени, зависящий от горнотехнических условий и глубины скважины.

Зависимость удельного расхода ВВ на отбойку от коэффициента крепости пород для подземной отбойки

$$q = q_{01} \sqrt{\frac{f}{f_1}}, \quad (13.19)$$

где q_0 и q_{01} — удельные расходы ВВ для руд соответственно крепостью f и f_1 .

Зависимость удельного расхода ВВ на отбойку от размера кондиционного куска определяется на основе гипотезы В. Л. Кирпичева.

Энергия на разрушение объема породы

$$E = \Delta Aq \lg \left(\frac{d_0}{d_{\text{ср}}} \right) V_M, \quad (13.20)$$

где ΔAq — удельная работа на разрушение единицы объема материала; $d_{\text{ср}}$ — средний диаметр кусков после дробления; V_M — объем обрушаемого материала; d_0 — средний диаметр кусков до дробления, м.

Коэффициент изменения энергии разрушения при увеличении размера кондиционного куска от d_1 до d_2

$$K_c = \frac{E}{E_1} = \frac{\Delta Aq \lg (d_0/d_2) V_M}{\Delta Aq \lg (d_0/d_1) V_M}, \quad (13.21)$$

где E — энергия разрушения для получения кондиционного куска, равного d_2 ; E_1 — энергия разрушения для получения размера кондиционного куска, равного d_1 .

При значениях d_0 от 0,7 до 2 м $d_1 = 0,4$ м и $d^2 = 0,4 \div 1,2$ м, что соответствует практике подземных рудников,

$$K_c = \frac{1}{\sqrt{d_2/d_1}} \text{ или } K_c = \sqrt{\frac{d_1}{d_2}}, \quad (13.22)$$

где d_2 и d_1 — размеры кондиционного куска, соответствующие расходам на первичную отбойку q_0 и q_{01} ; K_c — коэффициент расхода ВВ на отбойку при различных размерах кондиционного куска.

Если при размере кондиционного куска q_1 расход ВВ на первичную отбойку составляет q_{01} , то при изменении размера кондиционного куска до d_2

$$q_0 = q_{01} K_c = q_{01} \sqrt{\frac{d_1}{d_2}}. \quad (13.23)$$

Р. Густафсон на основе экспериментов и анализа практики рудников Швеции установил степень дробления руды в зависимости от удельного расхода ВВ на отбойку (рис. 13.3).

С учетом практических данных

$$q_0 = 0,95 q_{01} \sqrt{\frac{d_1}{d_2}}. \quad (13.24)$$

Отклонение расчетных и фактических данных по ряду других отечественных и зарубежных предприятий составляет 5—8 %.

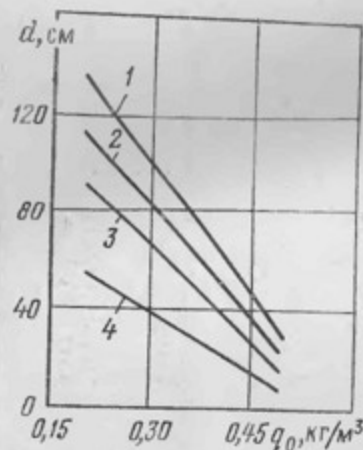


Рис. 13.3. Зависимость размера куска d от удельного расхода ВВ на отбойку q_0 на рудниках Швеции: 1, 2, 3, 4 при $W=3$; 2; 1,5 и 1 м соответственно

При отбойке скважинными зарядами диаметром 135—150 мм руд небольшой трещиноватости с $f=14\div15$ с применением патронированных аммонита 6ЖВ и аммонала суммарный расход ВВ на 1 т добытой руды является величиной практически постоянной и составляет 0,792 кг/т. В этих горнотехнических условиях можно регулировать качество дробления руды расходом ВВ на отбойку в пределах 0,280—0,700 кг/т.

Постоянство расхода ВВ наблюдается для различных условий (табл. 13.3).

В общем виде себестоимость и трудовые затраты на отбойку и выпуск руды при очистной выемке выражаются формулами

$$C = C_6 + C_0 + C_B + C_{II}; \quad (13.25)$$

$$T = T_6 + T_0 + T_B + T_{II}, \quad (13.26)$$

где C_6 (T_6) — стоимость (трудоемкость) буровых работ; C_0 (T_0) — затраты на доставку ВВ, зарядку скважин, стоимость ВМ (трудоемкость работ по отбойке руды); C_B (T_B) — стоимость (трудоемкость) на выпуске руды; C_{II} (T_{II}) — стоимость (трудоемкость) поддержания подготовительных выработок.

$$C_6 = \frac{C_6 K_{в.з}}{W a \gamma} \quad \text{или} \quad C_6 = \frac{4 C_6 K_{в.з} q_0}{\pi d^2 l p}, \quad (13.27)$$

где C_6 — себестоимость 1 м скважины; q_0 — удельный расход ВВ на отбойку; W — линия наименьшего сопротивления; a — расстояние между скважинами в ряду, $a = Wm$; γ — плотность руды; d — диаметр скважины; $K_{в.з}$ — коэффициент, характеризующий изменение выхода руды с 1 м скважины за счет верного их расположения и условий «зажима»; p — плотность заряда ВВ.

Трудоемкость работ по разбурированию блоков

$$T_6 = \frac{K_{в.з}}{W m \gamma \Pi_6} \quad \text{или} \quad T_6 = \frac{4 K_{в.з} q_0}{\pi d^2 l p \Pi_6}, \quad (13.28)$$

где Π_6 — производительность бурового рабочего.

Стоимость ВМ на первичную отбойку

$$C_{BM} = 1,1 \left(q_0 C_{ВВ} + \frac{K_{в.з} C_{ДП}}{W^2 m \gamma} \right) + C_{MB}. \quad (13.29)$$

Таблица 13.3
Удельный расход ВВ на отбойку и вторичное дробление по некоторым месторождениям

Месторождение	Количество отработанных блоков	Средний удельный расход ВВ, кг/т				Коэффициент вариаций (%) по величинам		Диаметр скважин, тип ВВ, коэффициент крепости пород
		q_0	q_B	q_C	q_D	q_B	q_C	
Риддер-Сокольное	55	0,537	0,255	0,792	0,792	19,2	6,2	$d=135-150$ мм; аммонит 6 ЖВ и аммонал; $f=14\div18$
»	11	0,625	0,177	0,802	0,802	22,6	5,0	$d=105$ мм; гранулит АС-8; $f=12\div16$
Тяньинское	8	0,420	0,133	0,553	0,553	15	8,7	$d=105$ мм; аммонит 6 ЖВ и аммонал; $f=8\div10$
»	8	0,437	0,112	0,549	0,549	3	4,7	$d=56-65$ мм; гранулит АС-8; $f=8\div10$
Зыряновское	15	0,474	0,331	0,805	0,805	16	6,6	$d=130-145$ мм; аммонит 6 ЖВ и аммонал; $f=13\div25$
»	5	0,642	0,096	0,736	0,736	25	3,0	$d=105$ мм; аммонит 6 ЖВ и аммонал ВА-8; $f=13\div15$

где q_0 — расход ВВ на первичную отбойку; $C_{ВВ}$ — стоимость 1 кг ВВ; $\frac{K_{в.в.}}{W^2 m^3}$ — расход ДШ на первичную отбойку; 1,1 — коэффициент, учитывающий установку промежуточных детонаторов, патронов-боевиков, повышенный расход ДШ на счет обвязки патронов-боевиков; $C_{дш}$ — стоимость ДШ; $C_{мв}$ — стоимость производства массовых взрывов при отбойке руды.

Удельный вес затрат времени на вторичное дробление, включая подготовительные операции и проветривание выработок, достигает 40 %.

Производительность труда на выпуске руды, кроме качества дробления обрушаемого массива, зависит от мощности применяемого оборудования, длины доставки и схем подготовки блоков.

В связи с этим расчетные параметры должны уточняться с учетом конкретных горнотехнических условий каждого предприятия.

Затраты на выпуск

$$C_v = \frac{Z_c}{P_c} + 1,3q_v C'_{ВВ}, \quad (13.30)$$

где Z_c — средняя заработная плата рабочего на выпуске и доставке руды; P_c — производительность труда рабочего на выпуске и доставке руды; q_v — удельный расход ВВ на вторичное дробление; $1,3 q_v C'_{ВВ}$ — затраты на вторичное дробление по ВВ и ДШ; 1,3 — коэффициент, учитывающий расход СИ.

Затраты и трудоемкость работ по поддержанию горных выработок на 1 т руды в основном изменяются пропорционально срокам отработки блоков. При значительных объемах взрывных работ на вторичное дробление необходимо учитывать работы по перекреплению подготовительных выработок.

$$C_{п} = C_{п1} T / T_1, \quad (13.31)$$

где $C_{п}$ и $C_{п1}$ — затраты на поддержание горных выработок при соответствующих сроках отработки блоков T и T_1 .

Срок отработки блока зависит от производительности труда на выпуске руды:

$$T = G_{р.б} / (n P_c)$$

где $G_{р.б}$ — запас руды в блоке; n — число скреперистов (выработок выпуска); P_c — средняя производительность труда скрепериста на выпуске руды.

Анализом суммарных затрат и трудоемкости (рис. 13.4 и 13.5) устанавливаются оптимальные удельные расходы ВВ на отбойку, которые для средних условий составляют: при диаметре скважин 65 мм — 0,450—0,500 кг/т (сетка 1,6×1,9 м); 105 мм — 0,600—0,650 кг/т (сетка 2,3×2,7 м); 145—150 мм — 0,650—0,750 кг/т (сетка 2,8×3,3 м).

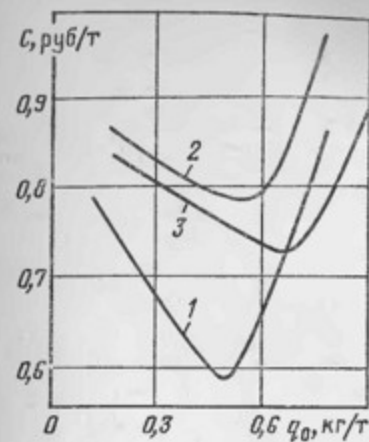


Рис. 13.4. Зависимость суммарных затрат C при очистной выемке от удельного расхода ВВ на отбойку q_0 :

1, 2, 3 — для диаметров скважин соответственно 65, 105 и 145 мм

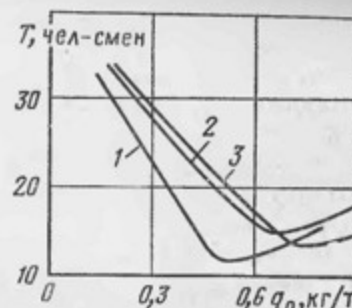


Рис. 13.5. Зависимость суммарной трудоемкости работ T при очистной выемке от удельного расхода ВВ на отбойку q_0 1000 т руды:

1, 2, 3 — для диаметров скважин соответственно 65, 105 и 145 мм

Эти параметры могут обеспечить выход негабарита при отбойке руды 5—10 %. Увеличение расхода ВВ на отбойку свыше указанных пределов не улучшает качества дробления руды (соответственно и затрат на выпуск) и приводит к резкому снижению эффективности буровзрывных работ и показателей при очистной выемке.

Оптимальная глубина скважин определяется технико-экономическим расчетом.

При постоянной технологии бурения и прочих равных условиях изменение стоимости бурения 1 м скважины на различной глубине определяется заработной платой горнорабочего и производительностью труда:

$$\Delta C_6 = \frac{Z_6}{P_{б.м}} - \frac{Z_6}{P'_{б.м}}, \quad (13.32)$$

где Z_6 — полная заработная плата бурильщика; $P_{б.м}$ и $P'_{б.м}$ — соответствующая производительность труда бурильщика.

На 1 т обуренной руды изменение затрат

$$\Delta C_{р.б} = \frac{Z_6}{\lambda} \left(\frac{1}{P_{б.м}} - \frac{1}{P'_{б.м}} \right). \quad (13.33)$$

С увеличением средней глубины скважины изменяются затраты на

проведение выработок буровых горизонтов:

$$\Delta C_{p.n} = \left(\frac{S}{S_1} - \frac{S}{S_2} \right) \frac{C_n}{\gamma}, \quad (13.34)$$

где S — сечение буровой выработки; S_1 — площадь слоя, соответствующая средней глубине скважины l_1 ; S_2 — то же, при l_2 ; C_n — стоимость 1 м³ нарезных работ; γ — плотность руды, т/м³.

Площадь слоя $S_1 = L_1^2$ и $S_2 = L_2^2$. Откуда

$$\Delta C_{p.n} = \left(\frac{S}{L_1^2} - \frac{S}{L_2^2} \right) \frac{C_n}{\gamma}. \quad (13.35)$$

Изменение трудоемкости проведения нарезных выработок на 1 м скважины

$$\Delta T_{p.n} = \left(\frac{S}{L_1^2} - \frac{S}{L_2^2} \right) \frac{T_n}{\gamma}. \quad (13.36)$$

С целью максимального снижения выхода негабарита параметры сетки скважин (W и a) принимаются меньше радиуса разрушения.

Радиус разрушения зависит от диаметра заряда, коэффициента крепости пород в блоке и типа применяемого ВВ:

$$R_p = 55d \sqrt{\frac{\rho_{отн} e}{V_f}}, \quad (13.37)$$

где $\rho_{отн}$ — относительная плотность заряда ВВ; e — коэффициент относительной работоспособности ВВ.

Допустимое линейное отклонение скважин от проектного

$$\begin{aligned} \Delta W = R_p - W &= 55d \sqrt{\frac{\rho_{отн} e}{V_f}} - 28d \sqrt{\frac{\rho}{1000 q_0 \gamma_m}} = \\ &= 28d \left(2 \sqrt{\frac{\rho_{отн} e}{V_f}} - \sqrt{\frac{\rho}{1000 q_0 \gamma_m}} \right). \end{aligned} \quad (13.38)$$

Допустимый угол отклонения определяется по формуле

$$\operatorname{tg} \beta = \Delta W / L$$

Допустимая длина скважин, при которой гарантируется отбойка слоя руды,

$$L_d = \frac{\Delta W}{\operatorname{tg} \beta_{cp}}. \quad (13.39)$$

где β_{cp} — средний угол отклонения скважин для данного бурового оборудования и горнотехнических условий.

Средние угловые отклонения скважин от проектного направления для различных способов бурения составляют: шарошечный — 3°17', пневмоударный при $d=150$ мм — 4°40' и при $d=105$ мм — 3°32', штанговый — 1°38' (зенитный угол) и 2°45' (азимут).

Предельная глубина скважин:

шарошечных при $d=145$ мм

$$L_d = \frac{\Delta W}{\operatorname{tg} \beta_{cp}} = \frac{1,8}{\operatorname{tg} 3^\circ 47'} = 31,4 \text{ м},$$

пневмоударных при $d=150$ мм

$$L_d = 1,8 / \operatorname{tg} 4^\circ 40' = 22,1 \text{ м},$$

пневмоударных при $d=105$ мм

$$L_d = 1,04 / \operatorname{tg} 3^\circ 32' = 17,2 \text{ м};$$

штанговых при $d=65$ мм

$$L_d = 0,47 / \operatorname{tg} 1^\circ 38' = 16,5 \text{ м}.$$

Углы отклонений, полученные для средних условий, должны уточняться с учетом конкретной технологии.

При соблюдении специальных технических и технологических мер отклонение скважин может существенно уменьшаться.

С целью исключения подрыва и потерь при производстве массовых взрывов скважины принято располагать секциями из 2—6 рядов (рис. 13.6), число которых определяется графиком горных работ и периодичностью отбойки руды. Расстояние между рядами скважин в одной секции равно ЛНС:

$$W = 28d \sqrt{\frac{\rho}{q_0 \gamma_m}}, \quad (13.40)$$

а между рядами смежных секций — радиус разрушения

$$R_p = 55d \sqrt{\frac{\rho_{отн} e}{1000 V_f}}, \quad (13.41)$$

В слабых и неустойчивых рудах, когда величина радиуса разрушения достигает больших величин, последний слой секции целесообразно обуривать скважинами уменьшенного диаметра.

В случае отсутствия средств бурения скважин различного диаметра энергия ВВ в массиве распределяется за счет изменения числа скважин в рядах и недозаряда (рис. 13.7).

При правильном распределении энергии зарядов ВВ в отбиваемом слое верное расположение взрывных скважин не может являться причиной неравномерного и некачественного дробления руды. В этом случае затраты на доставку ВВ и заряжание скважин

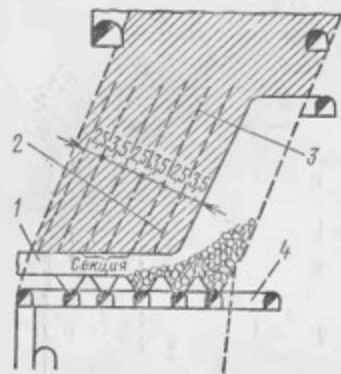
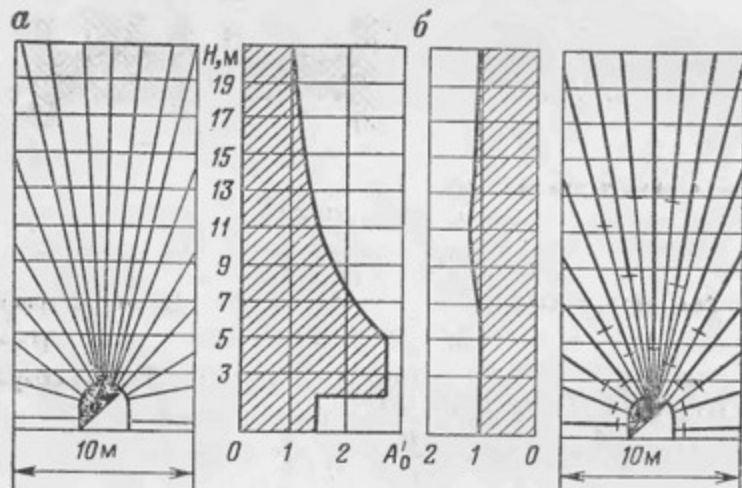


Рис. 13.6. Схемы секционного расположения скважин:

1 — буровая выработка; 2 и 3 — скважины диаметром соответственно 145 и 80 мм; 4 — скреперная выработка

Рис. 13.7. Изменение концентрации энергии A_0 по высоте блока H при веерном расположении скважин:

a — без недозаряда скважин; b — при рациональном недозаряде



могут быть сведены к показателям, соответствующим схемам с параллельным расположением скважин.

При одинаковом качестве дробления руды и одинаковых затратах на взрывание основными факторами при выборе схем разбуривания блоков являются затраты на бурение скважин и проведение буровых выработок.

Суммарная длина скважин в полувеере $L_{с.в} = 1,75 S/a$, где S — площадь полувеера, m^2 ; a — расстояние между концами скважин, m .

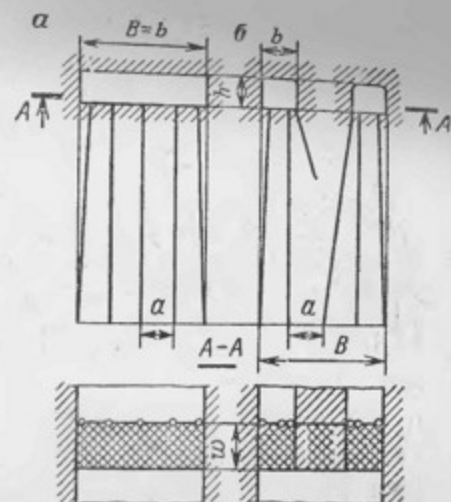
$$\text{Число скважин в полувеере } n_{\pi} = \frac{1,75 \sqrt{S}}{a} + 1.$$

Удельная длина скважин на $1 m^2$ площади полувеера

$$\Delta l_{в} = \frac{L_{с.в}}{S} = \frac{1,75 S}{a S} = \frac{1,75}{a}.$$

Рис. 13.8. Схемы параллельного расположения скважин:

a — при сплошной подсечке; b — с оставлением целиков между буровыми выработками



Средняя длина скважин

$$l_c = \frac{L_{с.в}}{n_{\pi}} = \frac{1,75 S}{1,75 \sqrt{S} + a}.$$

Для практических расчетов с точностью 2—3 % можно принять

$$l_c = \sqrt{S} - 0,4. \quad (13.42)$$

При параллельном расположении скважин (рис. 13.8) суммарная длина скважин в отбиваемом слое

$$L_{с.п} = \left(\frac{B}{a} + 1 \right) (A - h),$$

где h — высота буровой выработки, m .

Расход бурения на $1 m^3$ обрушаемого слоя:

при веерном расположении скважин $\Delta l_{в} = L_{с.в}/V_{в}$;

при параллельном расположении скважин $\Delta l_{п} = L_{с.п}/V_{п}$.

Объем отбиваемого слоя:

при веерном расположении скважин $V_{в} = (AB - bh) W$;

при параллельном расположении скважин $V_{п} = (AB - Bh) W$,

где bh и Bh — соответствующие сечения буровой выработки, m^2 .

Стоимость $1 m^3$ обрушаемой руды по бурению:

$$\left. \begin{aligned} C_{б.в} &= \Delta l_{в} C_c = \frac{1,75 AB}{a (AB - bh) W} C_c; \\ C_{б.п} &= \frac{\left(\frac{B+a}{a} \right) (A-h)}{(A-h) BW} C_c = \frac{(B+a)}{a BW} C_c, \end{aligned} \right\} \quad (13.43)$$

где C_c — стоимость $1 m$ скважины,

Затраты на проходческие работы:

$$\left. \begin{aligned} C_{п.п} &= \frac{hb}{AB}; \quad C_{п.п} = \frac{hb}{AB} C'_{п.п}; \\ C_{п.п} &= \frac{hB}{AB}; \quad C_{п.п} = \frac{h}{A} C'_{п.п} \end{aligned} \right\} \quad (13.44)$$

где $C'_{п.п}$ — стоимость 1 м³ парезных работ.

При параллельном расположении скважин и оставлении целиков между буровыми выработками (рис. 13.8, б) объемы проходческих работ, приходящихся на слой, снижаются и практически составляют 50—60 % от затрат по схеме, приведенной на рис. 13.8, а.

В этом случае вводится коэффициент снижения объема проходческих работ:

$$C_{п.п} = K_{о.п} h C_{п.п} / A.$$

Суммарные затраты на бурение скважин и на проходку выработок:

$$\left. \begin{aligned} C_{с.в} &= \frac{1,75AB}{a(AB - bh)W} C_c + \frac{hb}{AB} C'_{п.п}; \\ C_{с.п} &= \frac{B+a}{aBW} C_c + K_{о.п} \frac{h}{A} C'_{п.п} \end{aligned} \right\} \quad (13.45)$$

Трудоемкость работ по проходке выработок определяется на основании хронометражных наблюдений, анализа паспортов, буровзрывных работ и действующих на предприятии нормативов.

Трудоемкость производства массового взрыва

$$T = \frac{T_{б.с} + T_{т} + T_{з.с} + T_{д} + T_{з}}{G_{р.о}}, \quad (13.46)$$

где $T_{б.с}$ — затраты труда, включающие выполнение всех операций на базисном складе ВМ; $T_{т}$ — транспортирование ВВ на промплощадку рудника; $T_{з.с}$ — загрузка спецвагонов и спуск по стволу шахты; $T_{д}$ — доставка от ствола шахты к заряднику, установленному на откаточном горизонте; $T_{з}$ — зарядание скважин; $G_{р.о}$ — количество отбитой руды.

Трудоемкость и длительность операций приведены в табл. 13.4.

Затраты труда по доставке ВВ от базисного склада до района взрывных работ определяются по количеству ВВ, соответствующему производительности зарядного устройства за смену, и нормам, действующим в условиях предприятия.

В табл. 13.5 приведены расчетные показатели трудоемкости и стоимости работ при отбойке 1000 т руды скважинными зарядами диаметром 56, 105 и 150 мм.

Таблица 13.4

Трудоемкость и длительность операций при доставке ВВ и зарядании скважин с использованием различных пневмозарядчиков

Операции	$d = 56 \text{ мм; ЗП-3}$				$d = 105 \text{ мм; ЗП-12}$				$d = 150 \text{ мм; ЗП-25}$			
	Продолжи- тельность операции в смене		Количество рабочих		Общая тpy- доемкость, чел.-смен		Продолжи- тельность операции в смене		Количество рабочих		Общая тpy- доемкость, чел.-смен	
	мин	%	мин	%	мин	%	мин	%	мин	%	мин	%
1. Доставка оборудования и зарядной уста- новки к рабочему месту	30	8	3	0,249	30	8	4	0,332	30	8	4	0,332
2. Прокладка зарядных шлангов и средств связи	12	3	3	0,099	15	4	4	0,176	16	4	4	0,192
3. Подключение зарядных устройств к воз- душной магистрали	7	2	3	0,057	7	2	3	0,057	7	2	3	0,057
4. Установка патронов-боевиков с ДША в скважины	164	46	2	0,910	121	33	3	1,008	79	22	4	0,876
5. Загрузка ВВ в зарядник	11	3	1	0,031	35	10	2	0,194	10	61	2	0,338
6. Пневмотранспорт ВВ по шлангу и заря- жание скважин	70	20	3	0,585	93	26	4	1,032	118	33	4	1,280
7. Перестройка зарядного шланга на сква- жины и веера	42	11	2	0,234	32	9	2	0,176	18	5	2	0,100
8. Промывка шланга и зарядчика от остат- ков ВВ	14	4	3	0,117	14	4	3	0,117	15	4	4	0,176
9. Уборка рабочего места и зарядных уст- ройств	10	3	3	0,086	13	4	4	0,144	16	5	4	0,192

Таблица 13.5

Трудоемкость и стоимость работ по операциям при отбойке 1000 т руды

Операции	Диаметр скважин, мм		
	56	105	150
Время чистого заряжания в смену, мин	70	93	118
Техническая производительность заряжания, кг/мин	25	60	130
Сменная производительность по ВВ, кг	1750	5580	15 340
Удельный расход ВВ на отбойку, кг/т	0,486	0,660	0,880
Заряжание скважин:			
чел.-смен	2,37	3,24	3,54
руб.*	16,827	23,004	25,134
Погрузочно-разгрузочные операции на базисном складе ВМ:			
чел.-смен	0,12	0,37	1,03
руб.	0,501	1,534	4,297
Перевозка ВВ с базисного склада:			
чел.-смен	0,04	0,15	0,81
руб.	0,167	0,626	3,379
Загрузка спецвагонов:			
чел.-смен	0,04	0,13	0,38
руб.	0,167	0,542	1,585
Доставка до ствола шахты:			
чел.-смен	0,09	0,29	0,80
руб.	0,376	1,210	3,338
Спуск по стволу шахты:			
чел.-смен	0,12	0,40	1,09
руб.	0,501	1,669	4,548
Транспортировка по откаточному горизонту к зарядным устройствам:			
чел.-смен	0,24	0,75	2,07
руб.	1,200	3,750	10,350
Всего			
чел.-смен	3,02	5,33	9,72
руб.	19,737	32,335	52,631
Отбито руды, т	3601	8455	19 175
Относительная трудоемкость, %	100	75,2	60,5
Относительная стоимость, %	100	69,8	50,1

* Стоимость рассчитана по тарифным ставкам без учета всех видов доплат и поправочных коэффициентов.

При сравнении схем комплексной механизации взрывных работ необходимо учитывать амортизацию оборудования.

В практике подземной разработки рудных месторождений обычно параметры буровзрывных работ на очистной выемке определяются экспериментальным путем, по аналогии с применяемыми в одинаковых горнотехнических условиях.

Технологическую связь между качеством дробления горной массы и параметрами буровзрывных работ устанавливают по удельному расходу ВВ на отбойку (q_1) и на вторичное дробление (q_2). Для ряда рудников Рудного Алтая установлены постоянные в конкретных горнотехнических условиях значения суммарного удельного расхода ВВ ($q_1 + q_2$) на отбойку 1 т руды. Так, в условиях Зыряновского свинцового и Лениногорского полиметаллического комбинатов при изменении удельного расхода ВВ на первичную отбойку в пределах 0,350—0,700 кг/т суммарный расход ВВ на 1 т добытой руды практически является величиной постоянной и для коэффициента крепости пород по шкале М. М. Протодыконова $f = 14 + 15$ равен 0,810—0,860 кг/т.

При проведении промышленных испытаний и внедрении гранулированных ВВ при пневматическом заряжании скважин и шпуров на очистной отбойке расчет экспериментальных паспортов буровзрывных работ можно проводить по формулам ВНИИЦветмета:

$$q_n = k_p q_c, \quad (13.47)$$

где q_n и q_c — удельные расходы соответственно нового и штатного (применяемого) ВВ, кг/м³; $k_p = 1,1 + 1,25$ — поправочный коэффициент, который в зависимости от плотности заряжания и характеристик нового и применяемого ВВ определяется из выражения

$$k_p = \sqrt[4]{\frac{\rho_n}{\rho_c} \left(\frac{A_c}{A_n} \right)^3}, \quad (13.48)$$

где ρ_n и ρ_c — плотность заряжания соответственно нового ВВ и применяемого, кг/дм³; A_n и A_c — идеальная работа взрыва соответственно нового и штатного ВВ;

выход горной массы с 1 м скважины (шпура)

$$B_n = B_c \rho_n / (\rho_c k_p), \quad (13.49)$$

где B_n и B_c — выход горной массы с 1 м шпура (скважины) соответственно нового и штатного ВВ, м³/м; ρ_n и ρ_c — вместимость 1 м скважины при заряжании соответственно гранулированными и патронированными ВВ, кг/м;

линия наименьшего сопротивления (ЛНС):
при параллельном расположении скважин

$$W_n = \sqrt{B_n / m_n}, \quad (13.50)$$

при верном расположении скважины

$$W_n = \sqrt{\frac{2B_n}{m_n}} \quad (13.51)$$

где $m_n=1,2$ и $m_n=1,5$ — коэффициенты сближения скважины соответственно при параллельном и верном расположении скважин.

На очистных работах Джезказганского горнометаллургического комбината при шнуровой отбойке и на Лениногорском и Зыряновском комбинатах при отбойке руды скважинами была проведена корректировка паспортов БВР для разных ВВ при сохранении качества дробления по формулам (13.47) — (13.51).

В качестве исходного для экспериментальных взрывов принимался паспорт БВР, отработанный для данных пород опытного забоя при взрывании штатным ВВ.

Испытания показали, что по сравнению с ранее применявшимся детонитом 10-А гранулит АС-8 при пневматическом зарядании позволяет при том же расположении шнуров за счет улучшения КИШ и качества дробления снизить затраты на буровзрывные работы на 0,32 руб/м³ (табл. 13.6).

Гранулиты М и С-2, испытанные в тех же горнотехнических условиях, значительно уступают гранулиту АС-8, но превосходят на 10—15 % ранее применявшиеся патронированные ВВ по своей экономической эффективности.

Применение гранулитов при отбойке руды скважинами позволяет при тех же параметрах бурения улучшить качество дробления и за счет этого снизить удельный расход ВВ на вторичное дробление на 10—35 %, повысить производительность труда на зарядании скважины в 2—3 раза. Удельный экономический эффект от применения 1 т гранулитов на скважинной отбойке составляет 160—210 руб.

Увеличение на 40—50 % объемной концентрации энергии заряда ВВ в единице выбуренного объема при переходе на пневматическое зарядание металлизированными гранулитами скважины позволяет при сохранении той же сетки расположения перейти на бурение скважины уменьшенного диаметра. При этом удельный экономический эффект увеличивается до 300—330 руб. на 1 т израсходованного гранулита АС-8.

13.3. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОВЕДЕНИЯ МАСОВОГО ВЗРЫВА

Значительные количества одновременно взрывааемых ВВ при массовых взрывах в подземных выработках предъявляют повышенные требования к обеспечению безопасности работ, что обеспечивается комплексом мероприятий при подготовке и проведении массового взрыва.

Таблица 13.6

Технико-экономические показатели отбойки руды на очистных работах Джезказганского горно-металлургического комбината

ВВ	Диаметр шнуров, мм	Выход руды, м ³ /м	Затраты на бурение, руб/м ³	Удельный расход ВВ на отбойку, кг/м ³	Затраты на отбойку 1 м ³ горной породы, руб/м ³	Качество дробления		КИШ	Затраты по БВР, руб/м ³	Примечание
						Выход недробленого, %	д ср., см			
Безуступные очистные забой										
Детонит М	42	1,05	1,03	0,85	0,510	10,6	27,2	0,70	1,54	По рабочим паспортам
Гранулит АС-8	42	1,155	0,975	1,12	0,252	2,1	25,22	0,78	1,22	
То же	42	1,43	0,76	0,94	0,211	7,5	25,2	0,8	0,971	По расчетному паспорту
Гранулит М	42	0,95	1,15	1,185	0,166	4,6	26,1	0,74	1,316	
Гранулит С-2	42	0,9	1,21	1,65	0,226	5,7	31,66	0,76	1,436	То же
Почвоуступные очистные забой										
Гранулит АС-8	42	1,65	0,805	0,965	0,215	7,4	28,6	0,93	1,02	По рабочим паспортам
То же	42	1,65	0,655	0,96	0,216	6,3	29,7	0,98	0,871	То же
»	46	2,0	0,542	0,98	0,220	6,9	34,7	0,98	0,762	»
Гранулит М	46	1,51	0,725	1,44	0,202	11	33,8	0,89	0,927	»
То же	42	1,21	0,90	1,48	0,207	8	30	0,86	1,107	»
Гранулит С-2	42	1,07	1,01	1,61	0,221	14,8	39	0,84	1,231	»

13.3.1. Документация

Подготовка массовых взрывов при отбойке, отрезке и подсечке рудного массива, а также при податжном обрушении блоков и междокамерных целиков осуществляется по техническому проекту проведения массовых взрывов на предприятии и диспозиции, определяющей организацию работ по доставке ВВ, заряданию и проведению массового взрыва.

При обрушении потолочин, отбойке блоков и разрушении междокамерных целиков на полную высоту этажа, а также при ликвидации пустот составляется специальный проект на каждый взрыв.

Проекты составляются на основе: утвержденного проекта разработки месторождения; технической и маркшейдерской документации; правил безопасности и местных инструкций по безопасности работ, а также опыта взрывания в аналогичных условиях. Проекты утверждаются главным инженером производственного объединения (комбината, рудоуправления) и вводятся в действие приказом руководителя соответствующей хозяйственной организации.

В типовом проекте приводятся: горнотехническая характеристика отрабатываемого блока (панели); параметры расположения скважин (камер, шпуров); способы и схемы взрывания; конструкция зарядов и тип ВВ; диаметр скважин; расчетные показатели взрыва; методика расчета электровзрывной сети и времени проветривания; расчеты зарядов ВВ; методика расчета сейсмически безопасных расстояний для инженерных сооружений и горных выработок; мероприятия по вопросам техники безопасности. Для руководства работами при подготовке и производстве массового взрыва назначается ответственный за взрыв.

В технический расчет массового взрыва, кроме расчетных параметров, включается также распорядок проведения взрыва (порядок, сроки выполнения и лица, ответственные за доставку ВМ, зарядание, монтаж и проверку взрывной сети, проветривание после массового взрыва, расстановку постов и др.).

Специальный проект массового взрыва должен иметь следующие разделы: горнотехническая характеристика района взрыва; расчетные показатели массового взрыва; организационно-технические мероприятия по подготовке и проведению массового взрыва.

К проекту должны быть приложены графический материал и Диспозиция проведения массового взрыва, в которой предусматриваются: круг обязанностей и персональная ответственность должностных лиц, участвующих в подготовке и проведении взрыва; сроки осуществления работ и порядок их прекращения; порядок отвода рабочих за пределы опасной зоны и допуска их после взрыва. В частности, в этом документе указываются:

дата и время производства взрыва;

должность и фамилия ответственного руководителя взрыва (главного инженера рудника или его заместителя) и технического руководителя взрыва (главного инженера шахты) или его заместителя (начальника участка);

место нахождения ответственного руководителя перед производством и в момент взрыва;

лица надзора, ответственные за доставку ВМ и зарядание скважин;

порядок охраны ВМ при доставке, хранении их на месте работы и зарядании;

старшие взрывники по заряданию и укладке боевиков;

начало и окончание работ по заряданию и монтажу взрывной сети;

взрывники и ИТР для монтажа взрывной сети;

опасная зона в шахте на время зарядания, монтажа взрывной сети и взрыва;

лица, ответственные за вывод людей из подземных выработок и поверхностных сооружений, входящих в опасную зону, а также за выставление постов охраны на поверхности;

местонахождение постов охраны и порядок их выставления;

срок и порядок вывода людей из опасной зоны, а также их допуска после взрыва;

срок и ответственный за вывоз остатков ВМ.

Не позднее чем за двое суток до массового взрыва ставятся в известность об этом местные органы Госгортехнадзора СССР.

13.3.2. Подготовка блока к массовому взрыву

Перед подготовкой блока к массовому взрыву должны быть полностью окончены предусмотренные проектом отработки блока подготовительные и нарезные работы, отрегулирована в соответствии с проектом схема вентиляции, разбурены междокамерные целики и выпущена руда из компенсационных камер.

Непосредственная подготовка блока к взрыванию заключается в составлении проекта массового взрыва, контрольном промере всех пробуренных, подлежащих взрыву скважин, их очистке, проверке и доведении до проектных размеров (если обнаружатся отступления) пройденных выработок, очистке вентиляционных путей.

В этот период выбирают и оборудуют пути доставки ВМ к местам зарядания, прокладывают (при необходимости) дополнительные железнодорожные пути, освещают и очищают выработки, по которым будут доставляться ВВ, оборудуют для подъема (спуска) ВВ восстающие выработки, очищают места зарядания.

За время подготовки крупных массовых взрывов в отдельных случаях часть пробуренных скважин теряется, выходит из строя. Для уточнения фактических глубин, определения числа нарушений и их характера перед массовым взрывом проводят контрольный промер пробуренных скважин. Результаты промера используют для корректирования количества ВВ, подлежащего размещению в скважинах.

Контрольный промер осуществляют специально выделенные лица под руководством представителя горного надзора участка или работника маркшейдерского отдела.

Данные о фактических глубинах скважин заносят в специальный журнал и сопоставляют с проектными, записанными в этот журнал ранее. У аварийных скважин отмечают характер нарушения: провал, вывал, смещение, завал и т. д.

Промер восходящих скважин ведут свинчивающимися деревянными штангами с расширением на конце, а нисходящих — обычной мерной лентой с грузом.

После окончания контрольного промера приступают к очистке и восстановлению нарушенных скважин с помощью металлических и деревянных свинчивающихся штанг, желонки, шнекообразных штанг, а иногда (особо ответственных скважин) и с помощью буровых станков.

При очистке скважин вручную на первой от работающего штанге необходимо иметь защитный колпак, предохраняющий руки от ударов выпадающих кусков породы.

Категорически запрещается вести какие-либо работы по очистке и восстановлению нарушенных скважин после начала их заряжания.

Очистка вентиляционных путей ведется с помощью скреперных установок, погрузочных машин или вручную.

Особое внимание уделяется состоянию путей доставки ВМ. Для этого назначается специальная комиссия во главе с главным инженером рудника (шахты) или его заместителем, которая проверяет состояние путей доставки ВМ к местам заряжания и намечает меры по их соответствующему оборудованию, очистке и освещению. Восстающие выработки, служащие для подъема (спуска) ВМ, оборудуют подъемными пневматическими лебедками с двумя тормозными устройствами (в том числе одно механическое, не зависящее от наличия сжатого воздуха). Подъем (спуск) ВМ осуществляют в заводской таре или бумажной обертке, но обязательно в контейнерах или других прицепных сосудах, которые крепят к подъемному канату способом (лучше всего с помощью карабинов), исключающим самопроизвольное отцепление при сильном натяжении или напуске каната, при застревании сосуда и т. п. Для обеспечения непрерывно-

сти процесса заряжания необходимо иметь не менее трех контейнеров.

Во время подготовки блока к взрыву проводят работы по защите горных выработок, оборудования и коммуникаций от разрушительного действия взрывной и сейсмической волн, по изоляции района взрыва от блуждающих токов и другие мероприятия, предусмотренные проектом и диспозицией проведения взрыва.

Борта, кровлю всех камер, где будут заряжать скважины, тщательно осматривают и обирают от «заколов», опасные места укрепляют. Для удобства заряжания в высоких камерах или там, где произошло отслоение кровли, сооружают «козлы», на которых оборудуют переносные полки.

К окончанию подготовки блока к заряжанию по камерам разносятся пробки, зарядчики, штанги, парашюты.

Доставка ВМ в район массового взрыва выполняется только после проверки специальной комиссией, назначенной главным инженером шахты (рудника), готовности блока (панели) к производству массового взрыва и оформления результатов проверки актом.

13.3.3. Допуск людей к доставке ВВ и заряжанию скважин

При массовых взрывах все работы по монтажу взрывной сети должны выполнять взрывники. Для доставки ВВ, а также заряжания скважин, камер и т. д. разрешается привлекать специально обученных и прошедших инструктаж рабочих. Эти лица выполняют работу только совместно со взрывниками под их надзором. Списки рабочих, выделенных согласно Диспозиции в помощь взрывникам, передаются коменданту взрыва. Затем заместитель главного инженера по технике безопасности или другой работник отдела техники безопасности проводит с рабочими специальный инструктаж по правилам обращения с ВВ, их переноски и заряжания, включающий ознакомление с методами заряжания скважин (камер и т. д.), свойствами ВВ; особо обращают внимание на вопросы очистки скважин, опасности применения при заряжании металлических предметов, могущих вызвать искру, ликвидации пробок из застрявших патронов. Обращается внимание на свойства ДШ и ЭД, возможности и последствия перетираания проводов ЭД и нитей ДШ, правильное расположение их в скважине. Указывается на необходимость установки пробок в вертикальных и наклонных скважинах, разъясняются правила пользования пневмозарядчиками и другие меры безопасности.

Обязательно присутствующий на инструктаже ответственный руководитель, в подчинении которого будут работать инструктируе-

мые рабочие, объясняет, что предстоит сделать за смену, в каком районе будут работать люди, где находятся постовые, охраняющие опасную зону, и каковы ее границы. Одновременно рабочих знакомят с пропускной системой. Затем рабочие расписываются за пропущенный инструктаж, работник отдела техники безопасности (ответственный за проведение инструктажа) визирует этот список, после чего комендант взрыва отдает распоряжение о выдаче им пропусков. Проведение инструктажа должно быть отражено в Журнале по учету прохождения инструктажа по технике безопасности.

Работами по доставке ВВ от базисного склада до мест зарядки руководит ответственный за доставку, обычно заместитель или помощник главного инженера. На каждый участок доставки ВВ (склад, приемная площадка ствола, околоствольный двор, приемная площадка блока, камеры) назначаются специальные ответственные лица из числа инженерно-технических работников и учетчик, в обязанность которого входит учет поступивших и отгруженных ВВ. Учетчики следят также за правильным развесом ВВ по местам зарядки (камерам). Общим руководителем учета по всем местам перегрузки ВВ и доставки его к местам зарядки назначается инженерно-технический работник из числа главных специалистов рудника (шахты).

От базисного склада до приемной площадки ствола ВВ перевозится в автомобилях, специально оборудованных с отметкой в путевом листе: «Годен для перевозки ВВ». Территория у ствола шахты, где расположена приемная площадка и ведется разгрузка ВВ, должна охраняться.

По стволу шахты ящики и мешки с ВВ опускают в обычных или специальных вагонетках. Допускается размещать ВВ на полу клетки. Ящики (мешки) должны занимать не более 2/3 высоты клетки, но не выше ее двери, а при размещении в вагонетках — не выступать выше их бортов.

Для доставки ВВ по подземным выработкам выделяются специально проинструктированные поездные бригады. Электровоз и состав вагонеток, в которых должны транспортироваться ВВ, предварительно осматриваются механиком внутришахтного транспорта на пригодность их к перевозке ВВ, и делается запись в книгах осмотра и ремонта электровозов и вагонов.

Работами по зарядке руководит, как правило, начальник взрыва (или его сменные помощники). В каждой камере, буровой выработке, подсечке и т. п., где идет зарядка скважин или укладка камерных зарядов, назначается ответственный за зарядку из числа опытных инженерно-технических работников.

Для зарядки восходящих скважин назначается звено, состоящее из взрывника и двух-трех проинструктированных рабочих. При

зарядке с использованием пневмозарядчика в состав звена входят взрывник и один-два рабочих (в зависимости от глубины заряжаемых скважин). При зарядке нисходящих скважин звено из трех человек, включая одного взрывника, отводится серия скважин. Ответственный за зарядку по камере постоянно контролирует правильность и качество зарядки. Особое внимание обращается на правильную, определенную проектом очередность установки боевиков с ЭД. Для контроля и руководства у каждого ответственного должна быть выкопировка из проекта взрыва с указанием расположения скважин на данном участке, глубины скважин и очередности взрыва.

Все лица, участвующие в производстве взрыва, кроме вспомогательных рабочих, по фамилиям указываются в Диспозиции проведения взрыва, где также отмечается численность работающих, постоянное место их работы (номер участка), фамилия и должность ответственного руководителя.

Старшим руководителем является начальник взрыва или ответственный за его проведение. Ни один вышестоящий руководитель не имеет права отменить или изменить распоряжение начальника взрыва, не освободив его от исполнения обязанности письменным приказом. Начальником взрыва назначается один из руководителей рудника — обычно это главный инженер или его первый заместитель.

При производстве массового взрыва в сложных условиях, когда приходится заниматься вопросами эвакуации населения районов, попавших в опасную по сейсмическому воздействию зону, в ряде случаев обязанности ответственного за проведение взрыва принимает на себя начальник рудника.

Ответственный за проведение взрыва и комендант взрыва заранее извещают руководителей предприятий, смежных рудников (шахт), вспомогательных центров, работники которых могут находиться в опасной зоне в подземных выработках или на поверхности. В извещении, направляемом на основании соответствующего приказа по комбинату (руднику), указанные руководители обязываются вывести работающих из подземных выработок и опасных зон на поверхность и подать коменданту об этом письменный рапорт. При необходимости вывода жителей из опасной зоны заранее должно быть направлено извещение в районный исполнительный комитет Совета народных депутатов с указанием времени взрыва, домов, входящих в опасную зону, и интервала времени, на который жители должны быть выведены за пределы опасной зоны.

Ответственным за вывод жителей из опасной зоны назначается специальный работник рудника, который выполняет свои обязанности при содействии органов милиции.

При относительно небольших массовых взрывах, не требующих вывода всех людей из подземных выработок, начальником взрыва назначается начальник участка или его заместитель.

Одним из основных руководителей взрыва является также начальник взрывной (миной) станции, которым назначается главный энергетик рудника (шахты) или его заместитель. В обязанности начальника взрывной станции входит руководство работами по монтажу электровзрывной сети от места присоединения проводов электровзрывной сети к магистральным линиям шахтного электроснабжения до рубильника, включением которого будет произведен взрыв. Начальник взрывной станции перед началом монтажа сети закрывает рубильник на замок и передает ключ начальнику взрыва.

Все остальные ответственные руководители при производстве массового взрыва назначаются из лиц инженерно-технического состава.

Ответственные руководители обязаны перед началом работ ежедневно получать задание у начальника взрыва или его помощника и по окончании работы докладывать о выполнении полученного задания. На проведение массового взрыва назначаются наиболее опытные взрывники горных участков и служб рудника.

Командант взрыва и его помощники назначаются из инженерно-технических работников. В обязанности команданта входит также оповещение о взрыве руководителей военизированных горноспасательных частей (ВГСЧ), ознакомление (под расписку) всех ответственных руководителей с Проектом и Диспозицией проведения взрыва, контроль за выводом людей из подземных выработок и опасной зоны поверхности, охрана опасных зон под землей и на поверхности, выдача и прием (после окончания работ) пропусков, руководство дежурным транспортом, дежурными слесарями и электриками. Командант или его помощники круглосуточно находятся на руднике в определенном месте в течение всего времени проведения массового взрыва — от заправки ВМ до допуска рабочих к местам работы. В комендатуру передаются все оперативные данные о ходе заряжания, о возникающих неполадках и т. д.

Перед началом доставки ВВ и заряжания скважин из района взрыва, опасного по действию взрывной волны, снимаются водовоздушные и электрические магистрали, как правило, снимаются и убираются в безопасные места электродвигатели скреперных лебедок, ограждения барабанов, рычаги. Скрепки подтягиваются к лебедкам, канаты полностью наматываются на барабаны. Перед лебедками пробивается органная крепь. Весь подвижной состав перегоняется из района взрыва в безопасные места, указанные в Диспозиции, где также указываются время проведения этих работ и лица, ответственные за их выполнение.

Во избежание разрушения бункеров взрывной воздушной волной все рудоспуски перед взрывом заполняются рудой.

Оборудование убирается также из районов поверхности, опасных по сейсмическому действию взрыва и близких к границе возможного обрушения поверхности. В первую очередь это касается рудников, где производится совместная разработка месторождения полезного ископаемого открытым и подземным способами.

После уборки оборудования ответственный за его уборку подает коменданту взрыва специальный рапорт.

13.3.4. Монтаж взрывной сети

К монтажу электровзрывной сети приступают после окончания заряжания скважин и вывода людей, не участвующих в монтаже, за пределы опасной зоны, охраняемой постами.

Монтажом электровзрывной сети и сети из ДШ руководит начальник взрыва. Монтаж ведут опытные взрывники, по фамилиям указанные в Диспозиции проведения взрыва. Вся электровзрывная сеть или сеть из ДШ делится на секции, участки, группы (рис. 13.9).

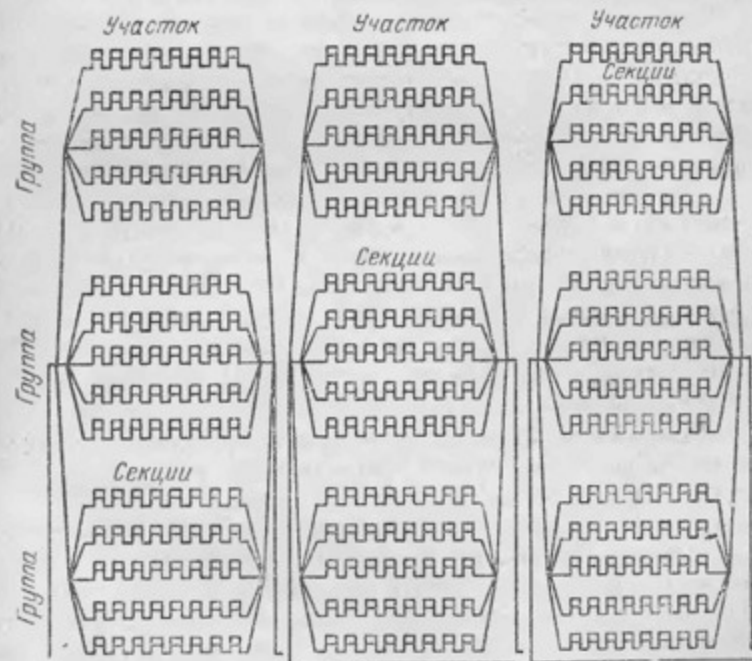


Рис. 13.9. Схема монтажа взрывной сети с разделением ее на участки, группы и секции

Руководитель, отвечающий за монтаж одной или нескольких групп участка, назначается из числа инженерно-технических работников. У каждого ответственного за монтаж должна быть выкопировка из проекта взрыва, на основе которой и проводится коммутация сети.

По окончании монтажа секции, группы, участка производится измерение сопротивления смонтированной цепи и сопоставление полученных данных с проектными (расчетными). Расхождение допускается в пределах $\pm 10\%$. При большем расхождении следует повторить измерение, предварительно проверив, все ли ЭД включены в монтируемую сеть и правильно ли она собрана. Сопротивления отдельных ЭД при монтаже замеряют лишь в том случае, если при проверке собранной секции установлено наличие обрыва, когда сопротивление значительно выше (ниже) расчетного. При этом обязательно производится включение в проверяемую сеть дополнительного сопротивления. Соединения, сростки проводов электровзрывной сети зачищаются и тщательно изолируются специальными зажимами или изоляционной лентой. Монтаж ведется в направлении от зарядов к источнику тока. Перед присоединением смонтированной электровзрывной сети к кабелю надо еще раз убедиться в отсутствии напряжения в кабеле. Противоположные концы кабеля должны быть накоротко замкнуты, с помощью перемычек. Лица, ответственные за их установку, указываются в Диспозиции проведения взрыва.

Концы смонтированных участков (групп) принимает от ответственных за монтаж начальник взрыва, повторяя измерение сопротивления участка и сверяя его с расчетным. Результаты измерений по секциям, группам, участкам записываются в специальную ведомость.

Взрывная станция монтируется при непосредственном участии ее начальника. До начала монтажа сети рубильник должен быть закрыт на замок и у него выставлен пост. Ключ от рубильника находится у начальника взрыва.

Допуск к рубильнику может быть произведен только по письменному разрешению первого руководителя взрыва (ответственного за организацию и проведение взрыва или начальника взрыва).

Сопротивления электровзрывной сети измеряют омметром (Р-3043) мостикового типа. Омметр дает в сеть ток не более 0,05 А, однако не рекомендуется замерять им одиночные электродетонаторы, находящиеся в патронах-боевиках или в заряде.

Для проверки целостности и проводимости электровзрывной сети применяют приборы — взрывные испытатели ВИС-1.

Взрывание с помощью ДШ и пиротехнических реле КЗДШ является наиболее безопасным при проведении массовых взрывов. Однако недостатком такого взрывания является сложность создания большого числа ступеней замедлений, подверженность пучков ДШ и КЗДШ воздействию взрывной волны, невозможность предвари-

тельной проверки исправности реле КЗДШ. Согласно исследованиям, сохранность взрывной сети из ДШ достигается лишь при суммарном интервале замедлений в 35 мс. При применении сетей ДШ рассыпанное в устьях горизонтальных и слабонаклонных скважин ВВ может быть причиной преждевременной детонации, и тогда КЗДШ практически не выполняют своей роли. Все это значительно ограничивает область применения КЗДШ при массовых взрывах на подземных рудниках.

Монтаж сети из ДШ, так же как и электровзрывной, производят после полного окончания заряжания всех скважин и укладки камерных зарядов. Монтаж осуществляется опытными взрывниками по схемам — выкопировкам из проекта взрыва. При ведении монтажа вдоль зарядов прокладывается магистральная линия, состоящая, как правило, не менее чем из двух ниток ДШ. Линия прокладывается по почве выработок, очищенной от посторонних предметов, или эластично подвешивается к крепи. В особо ответственных случаях нити ДШ прокладывают в трубах или в специально подготовленных канавках на почве выработки, которые потом перекрываются досками.

Для предупреждения отказов разрешается в одной точке магистральной линии подсоединять только одно ответвление к заряду; запрещается допускать пересечение нитей ДШ, наличие в них скруток или витков; нельзя применять в одной взрывной сети ДШ разных марок, различных заводов; дублированные обособленные сети. ДШ должны взрываться одномоментно от одного и того же инициатора. При необходимости пересечения нитей ДШ расстояние между ними должно быть не менее 10 см и фиксироваться деревянной распоркой. Такое же расстояние должно быть выдержано при размещении на дублированных нитях ответвления пиротехнических замедлителей КЗДШ. Между параллельно проложенными КЗДШ в одной нити ДШ также устанавливается деревянная распорка в 10 см. Рекомендуются следующие безопасные способы введения КЗДШ в скважину:

КЗДШ крепят к патрону ВВ с помощью ДШ и затем патрон осторожно вводят в скважину. В головке забойника предусматривают прорезь для свободного прохода КЗДШ и для того, чтобы ДШ, идущий от КЗДШ, не свернулся или не перегнулся при досылке патрона, шнур слегка натягивают;

КЗДШ помещают в специальный пустотелый деревянный патрон (фальшпатрон), который и вводится в скважину; отростки КЗДШ крепят к ДШ, вводимому в скважину, и к ответвлениям магистральных шнуров;

КЗДШ с помощью изоляционной ленты крепится к ДШ, проложенному по скважине. При небольшом числе ступеней замедления

КЗДШ может вмонтироваться непосредственно в сеть ДШ или в участки магистральной линии.

Во всех случаях монтаж сети из ДШ должен вестись от заряда к магистральным линиям.

13.3.5. Охрана опасной зоны

При проведении массовых взрывов в подземных выработках различают две опасные зоны, охраняемые постами. Первая — на время зарядания, вторая — на время взрывания и проветривания (с момента начала монтажа электровзрывной сети). Границы зон устанавливаются диспозицией. Руководство постами возлагается на коменданта взрыва и выделенных в его распоряжение разводящих.

Постовые инструктируются комендантом перед вступлением на пост под расписку и отвечают за допуск людей в районы опасных зон только по специальным пропускам, которые должны предъявляться одновременно с удостоверением личности, имеющим фотографию владельца (пропуск предприятия).

Первая опасная зона устанавливается с момента завоза ВМ в район взрыва и сохраняется до выставления постов охраны второй опасной зоны. Границы первой зоны обычно устанавливаются исходя из конкретных условий, но, как правило, не ближе 50 м (по выработкам) от места зарядания.

Вторая опасная зона (учитывая большое количество одновременно взрывающегося ВВ и возможность сильного воздушного удара и выброса ядовитых газов) имеет границы, как правило, вынесенные на поверхность — к устьям стволов шахт, штолен, подземных галерей. Опасная зона оцепляется постами к моменту начала работ по монтажу электровзрывной сети. Для входа во вторую зону комендант взрыва выдает особый пропуск. Вход в эту зону после окончания работ по монтажу сети запрещен.

Ко времени взрывания все постовые во избежание отравления выброшенными через стволы шахт ядовитыми газами должны быть отведены от устьев стволов. После взрыва все постовые переходят в подчинение ответственного за проветривание, который, исходя из конкретных условий, подтвержденных анализом проб воздуха, отобранных в горных выработках, может постепенно уменьшать границы зоны, давать разрешение на допуск людей в проветрившиеся участки, переставлять или снимать посты.

13.3.6. Производство взрыва

После окончания всех работ по заряданию и монтажу электровзрывной сети или присоединения к собранной сети ДШ электро-

детонаторов к определенному времени, предусмотренному Диспозицией проведения взрыва, комендант взрыва выводит всех людей за пределы второй опасной зоны. Ответственные за вывод людей по объектам, участкам, а также табельная и ламповая подают письменные рапорты коменданту взрыва о полном выводе людей из подземных выработок. Письменные рапорты коменданту взрыва о полном выводе людей из подземных выработок подают руководители всех смежных с шахтой предприятий, чьи люди могут находиться в подземных выработках (цехов технического контроля, контрольно-измерительных приборов и автоматики, ремонтно-монтажных групп, энергетической службы и др.).

После получения письменных рапортов о выводе людей и выполнении других мероприятий, предусмотренных Диспозицией проведения взрыва, комендант взрыва подает письменный рапорт ответственному за проведение массового взрыва о выводе всех людей за пределы опасной зоны, уборке оборудования и выставлении постов. Начальник взрыва подает ответственному за проведение взрыва письменный рапорт о готовности блока (электровзрывной сети, сети ДШ) к взрыву. Ответственный за проведение взрыва после получения этих рапортов дает письменное разрешение начальнику взрыва на производство взрыва. Одновременно он дает ему письменный допуск к рубильнику взрывной станции. Когда старшим руководителем является начальник взрыва, он осуществляет эти операции сам.

Взрыв (включение рубильника взрывной станции) производится начальником взрывной станции в присутствии начальника взрыва.

13.3.7. Мероприятия после взрыва

К числу важнейших вопросов, подлежащих решению после массового взрыва, относятся вопросы проветривания выработок.

В проекте массового взрыва должен быть предусмотрен специальный раздел по проветриванию подземных выработок после взрыва. Отдельные мероприятия (пути движения свежего и загрязненного воздуха, работа вентиляторов, места установки дополнительных перемычек, режим вентиляционных дверей и т. п.) включаются в Диспозицию проведения взрыва. Особенностью проветривания в этом случае является быстрое снижение загазованности выработок непосредственно после взрыва, затем небольшой рост и повторное снижение загазованности. Причиной этого служит адсорбция газов породой в первоначальный момент, а потом вторичное их выделение.

Работы по проветриванию рудника после массового взрыва заключаются в следующем. Сразу же после взрыва включаются вентиляторы на поверхности, и не ранее чем через 1 ч — для выработок основного горизонта и через 2 ч — для района взрыва в шахту

спускаются отделения ВГСЧ для выполнения предусмотренных Проектом работ по восстановлению нормальной схемы проветривания (включаются подземные вентиляторы, закрываются вентиляционные двери и т. д.). Спустя 2 ч проводят отбор проб воздуха в подземных выработках и его анализ. Все эти работы ведутся в подземных выработках, за исключением района взрыва. Для анализа газов могут использоваться переносные газоанализаторы типа ГХ с индикаторными трубками на различные газы, позволяющие определять состав атмосферы непосредственно в выработках. В необходимых случаях для проверки результатов этих анализов проводится лабораторный анализ в походной лаборатории ВГСЧ. В случае необходимости отделения ВГСЧ принимают дополнительные меры к проветриванию отдельных участков забоев. Допуск людей в шахту (кроме участка взрыва) разрешается только после проверки ВГСЧ состояния выработок и восстановления нормальной атмосферы, но не ранее чем через 2 ч после взрыва. Разбирать газонепроницаемые перегородки, отделяющие участок взрыва, разрешается не ранее чем через 8 ч после взрыва.

Допуск людей в проветрившиеся выработки разрешает ответственный за проветривание после согласования своих действий с главным инженером рудника (шахты). Для ведения восстановительных работ назначаются специальные группы крепильщиков, слесарей, электриков под руководством инженерно-технических работников. Работы по восстановлению снятого оборудования, водовоздушных и электрических магистралей, ремонт ходовых отделений начинаются после полного проветривания района взрыва, подтвержденного результатами анализа воздуха. Эти работы начинаются с тщательного осмотра выработок, приведения их в безопасное состояние (снятие заколов, обмыв бортов и кровли от пыли и т. п.), восстановления ходовых отделений, освещения рабочих мест.

Руководители работ по восстановлению должны иметь с собой портативный газоанализатор типа ГХ и систематически проверять состояние рудничного воздуха.

При обнаружении ядовитых газов люди должны быть немедленно выведены из опасного района. Руководитель работ сообщает о случившемся ответственному за проветривание, который принимает конкретные меры.

14. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В ШАХТАХ, ОПАСНЫХ ПО ГАЗУ ИЛИ ПЫЛИ

14.1. ОСОБЕННОСТИ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Взрывные работы в угольных шахтах ведутся в выработках, где возможно образование взрывоопасной концентрации метана и угольной пыли с воздухом.

По данным МакНИИ более 40 % случаев воспламенений метана и угольной пыли, имевших место в подземных выработках за последние 10 лет, произошло при ведении взрывных работ.

Безопасность ведения взрывных работ в угольных шахтах обеспечивается:

- специальными режимами ведения взрывных работ и другими организационными мероприятиями, сводящими к минимуму последствия возможной аварии;

- применением предохранительных ВВ, к которым предъявляются специальные требования, обеспечивающие безопасность ведения такими ВВ взрывных работ в определенных условиях.

- строгой регламентацией (в соответствии с классификацией ВВ) области применения различных предохранительных ВВ с тем, чтобы в наиболее опасных условиях применялись ВВ с наибольшим уровнем безопасности;

- применением короткозамедленного способа взрывания с ограничением максимального времени замедления;

- применением специальных средств взрывозащиты (забойки шпуров, предохранительной среды, средств автоматического подавления воспламенений метана и других способов инертизации ручной атмосферы), являющимися дополнительными мерами защиты от воспламенения метана и угольной пыли.

14.2. ОСНОВНЫЕ ОПАСНЫЕ СИТУАЦИИ ПРИ ВЕДЕНИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Анализ взрывов и вспышек метана или угольной пыли, происшедших при взрывных работах, показывает, что основными источниками воспламенения рудничной атмосферы при взрывных работах

Таблица 14.1

Причины взрывов и вспышек метана при взрывных работах

Источники взрывов и вспышек	Доля взрывов и вспышек, приходящихся на данный источник, %			
	По Минугленпрому СССР	По Минугленпрому УССР	По Кузбассу	По другим бассейнам страны
Детонирующий заряд	44,0	49,0	37,2	48,1
Выгорающий заряд	28,5	28,7	23,3	44,4
Искрение во взрывной цепи	2,5	3,5	1,2	3,7
Прочие источники, в том числе неустановленные	25,0	18,4	38,3	3,8

являются: детонирующий заряд ВВ, выгорающий заряд ВВ и искрение во взрывной цепи. В табл. 14.1 приведены данные о причинах вспышек и взрывов метана или угольной пыли, происшедших на шахтах Минугленпрома СССР в 1971—1982 гг.

Воспламенение метана при взрывных работах может произойти при наличии опасных условий, которые заключаются в следующем: возникновение в призабойном участке выработки взрывоопасной концентрации метана или угольной пыли;

возникновение опасной ситуации, способствующей воспламенению взрывоопасной рудничной атмосферы детонирующим зарядом. К таким опасным ситуациям относятся обнажение заряда с торцевой поверхности вследствие отсутствия забойки, а также ее выбрасывание из шпура или срезания части массива при групповом взрывании. К воспламенению метана детонирующим зарядом может привести также обнажение заряда с боковой поверхности за счет продольной трещины либо за счет срезания заряда вдоль боковой поверхности;

возникновение опасной ситуации, способствующей выгоранию заряда ВВ. К таким опасным ситуациям относятся: образование разрывов между патронами в шпуровом заряде вследствие неправильного заряжания или раздвижки патронов при групповом взрывании; уплотнение зарядов в шпурах при групповом взрывании, что приводит к ухудшению детонационной способности ВВ; воздействие на заряд воды, находящейся в шпуре; наличие зазора между зарядом и стенками шпура, что приводит к проявлению канального эффекта, ухудшающего устойчивость распространения детонации заряда.

14.3. КЛАССИФИКАЦИЯ ТРЕБОВАНИЙ К ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫМ ВВ И УСЛОВИЯ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

Для того чтобы обеспечить безопасность ведения взрывных работ в выработках, где не исключено образование взрывчатой концентрации метана и угольной пыли, к предохранительным взрывчатым веществам разных классов предъявляются специальные требования, основными из которых является: необходимый уровень предохранительности и устойчивости против выгорания.

Технические требования к предохранительным ВВ различных классов приведены в табл. 14.2.

Основными свойствами предохранительных ВВ, определяющими безопасность и эффективность их применения, являются предохранительные свойства, устойчивость их против выгорания и энергетические характеристики.

Предохранительные свойства являются одним из основных свойств предохранительных ВВ. Характеризуют уровень безопасности ВВ при взрывании его во взрывчатой метановоздушной и пылевоздушной смеси. Определяются экспериментально отдельно для метановоздушной и пылевоздушной смесей. Испытания проводятся в соответствии с ГОСТ 7140—81 в опытном штреке, взрывная камера которого (10 м³) заполняется метановоздушной смесью с концентрацией метана около 9,5 % или пылевоздушной смесью с концентрацией угольной пыли около 300 г/м³.

При испытаниях воспроизводятся наиболее опасные условия, в которых могут быть воспламенения при взрывных работах в шахтах: торцевое, боковое или полное обнажение заряда, моделируемое при испытаниях в штреке соответственно взрыванием в канальной мортуре, взрыванием в угловой мортуре с отражательной стенкой (как правило, расположенной на расстоянии 0,6 м от заряда), взрыванием открытых зарядов, подвешенных в центре взрывной камеры штрека.

В качестве количественных характеристик предохранительных свойств обычно используют предельный заряд, т. е. максимальный заряд, при котором в заданных условиях взрывания отсутствуют воспламенения, а также пятидесятипроцентный заряд, т. е. заряд, при котором в заданных условиях взрывания вероятность воспламенения составляет 50 %.

Предохранительные свойства предохранительных ВВ, допущенных к применению в угольных шахтах, приведены в табл. 14.3.

Область применения ВВ различных классов приведена в табл. 14.4.

Таблица 14.2
Технические требования к предохранительным ВВ

Показатели	Количественное значение показателей для класса ВВ				
	III	IV	V	VI	
1. Предохранительные свойства по газу					
1.1. Предельный заряд (г) в канальной мортире без забойки: прямое инициирование	600 (с забойкой 1 см) Не испытываются	600 (с забойкой 1 см) Не испытываются	1000	1000	1000
1.2. Предельный (пятидесятипроцентный) заряд (г) в угловой мортире с отражательной стенкой на расстоянии 0,6 м					
2. Предохранительные свойства по пыли					
2.1. Предельный заряд (г) в канальной мортире без забойки: прямое инициирование	Не испытываются	700	1000	1000	1000
обратное инициирование	Не испытываются	Не испытываются	600	1000	1000
2.2. Предельный заряд (г) в угловой мортире с отражательной стенкой на расстоянии 0,6 м	Не испытываются	Не испытываются	400	600	600
3. Устойчивость детонации при уплотнении					
3.1. Критическое относительное расстояние в углещемных блоках	Устойчивая детонация при любых относительных расстояниях		6, 9	6, 4	6, 4
3.2. Критическое расстояние между шпурами, см, в шахтных условиях	Устойчивая детонация при любых расстояниях между шпурами		16	12	12

4. Работоспособность

4.1. По Трауцлю, см³, не менее

4.2. Относительный показатель практической эффективности (эталон угленит Э-6)

5. Расстояние передачи детонации, см, сухих патронов

5.1. Предельное (пятидесятипроцентное) расстояние передачи детонации через воздушный промежуток

5.2. Предельное (пятидесятипроцентное) расстояние передачи детонации через угольную таблетку

6. Предельное (пятидесятипроцентное) расстояние передачи детонации (см) через воздушный промежуток после замочки патронов в воде

7. Поджигаемость (P₅₀, г)

8. Устойчивость детонации в условиях проявления канального эффекта

9. Чувствительность к механическим воздействиям

10. Токсичность

11. Гарантийный срок хранения

320	265	Не нормируется	Не нормируется	Не нормируется
Не нормируется	Не нормируется	1,03	0,80	
5	5	5 (7Ф)	4 (5,5Ф)	
Не нормируется	Не нормируется	1,5 (2,1Ф)	1 (1,4Ф)	
3	3	3 (4,2Ф)	2 (2,8Ф)	
Определяется факультативно. Предпочтение отдается составу с большим P ₅₀	1,2	1,2	1,2	
Устойчивая детонация заряда массой 1,0 кг в стальной трубе с толщиной стенок 2—3 мм; внутренний диаметр трубы должен на 6—12 мм превышать диаметр заряда ВВ типа аммонитов должны быть по чувствительности не выше, чем аммонит Т-19, а ВВ, содержащие жидкие нитроэфир или твердые сенсibilизаторы (тексоген и т. п.), — не выше, чем угленит Э-6.				
Количество условной окиси углерода не должно превышать 80 л/кг				
Два варианта: со сроком хранения 6 мес и со сроком хранения 12 мес для отдельных районов				
Факультативно при работоспособности ВВ V класса менее 1,03, по не менее 1,00 предохранительные свойства должны быть не хуже, чем угленит Э-6.				

Примечание. «Ф» означает, что норма временно факультативна при работоспособности ВВ V класса менее 1,03, по не менее 1,00 предохранительные свойства должны быть не хуже, чем угленит Э-6.

Предельные заряды для различных предохранительных ВВ в метановоздушной и пылевоздушной смесях при различных условиях взрыва

ВВ	Предельный заряд (г) в метановоздушной (пылевоздушной) смесях при взрывании			
	в канальной мортيره, прямое инициирование	в канальной мортيره, обратное инициирование	открытых зарядов	зарядов в угловой мортيره
АП-5ЖВ ВП-4	90—140 (500) 70—100 (500)	ВВ III класса 40—60 30—50	20—30 20—300	10—15 (250) 10—15 (250)
Т-19	150—200 (>1000)	ВВ IV класса 50—110 (>1000)	20—30 (600)	10—15 (300)
Э-6	>1000 (>1000)	ВВ V класса >1000 (>1000)	200—300 (800)	110—200 (400)
Патроны СГ-1 12ЦБ	>2 патронов (>2 патронов) >1000 (>1000)	ВВ VI класса >2 патронов (>2 патронов) >1000 (>1000)	>1000 (>1000)	>2 патронов (>2 патронов) 600—800 (>600)
Патроны П12ЦБ	2 патронов (>2 патронов)	>2 патронов (>2 патронов)		600—800 (>600)

Таблица 14.4

Условия применения ВВ различных классов

Класс ВВ	Область применения
II	1. Забои горизонтальных и наклонных выработок, а также при углубке стволов с действующих горизонтов шахт, опасных по газу и (или) пыли при выполнении следующих условий: - в забое не должны содержаться угольные пласты и пропластки; - отсутствует выделение метана в выработку; - забой углубляемого ствола перед взрыванием подтоплен на высоту не менее 20 см, считая по наименьшей точке забоя; - до пересечения забоем выработки угольного пласта расстояние от любой точки забоя до пласта должно быть более 5 м, считая по нормали. После пересечения забоем выработки пласта расстояние от любой точки забоя до пласта должно быть более 20 м, считая по протяжению выработки. В том случае если выработка закреплена монолитной бетонной или иной крепью, обеспечивающей предотвращение поступления метана из пласта в выработку, и работы по изоляции пласта ведутся по специальному проекту, утвержденному главным инженером шахты, то ВВ II класса могут применяться сразу после пересечения угольных пластов и пропластков. 2. Забои, проводимые с поверхности вертикальных стволов или шурфов шахт, опасных по газу и (или) пыли (в том числе при пересечении этими забоями пластов, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа), при выполнении следующих условий: - перед взрыванием забой должен быть подтоплен водой на высоту не менее 20 см, считая по наименьшей точке забоя, или заполнен низкократной воздушно-механической пеной на высоту не менее 8 м; - взрывание должно производиться с поверхности при отсутствии людей в стволе и на поверхности шахты на расстоянии не менее 50 м от ствола, в котором производится взрывание. 3. При сотрясательном взрывании в выработках, проводимых по выбросоопасным породам, при применении водораспылительных завес, создаваемых взрывным распылением воды из полиэтиленовых сосудов в сочетании с туманообразующими завесами при взрывании зарядов с поверхности или из камер-убежищ для горнорабочих, сооружаемых по проектам Донгипрошахта и оборудованных независимой или индивидуальной системой жизнеобеспечения.

Класс ВВ	Область применения
III	4. Забои выработок, проводимых по породе, в которых имеется выделение метана, при применении водораспылительных завес (кроме выработок, опасных по суфлярным выделениям или сплошным скоплениям метана). 5. При торпедировании угольного массива на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа в соответствии с Инструкцией по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа. 6. Для предварительного разупрочнения труднообрушаемой кровли в механизированных очистных забоях в соответствии с требованиями Инструкции по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках. 7. Для скважинных зарядов при создании предохранительных надщитовых подушек на участках, опасных по прорыву глины и пульпы.
	1. Забои выработок, проводимых только по породе (в том числе и по выбросоопасным породам) при наличии выделения метана и отсутствии угольной пыли. 2. Забои стволов, проводимых только по породе, при их углубке с действующих горизонтов и выделения в них метана. 3. Выработки, вскрывающие пласты, склонные к внезапным выбросам угля и газа, до обнажения пласта при наличии между пластом и забоем выработки породной пробки по всему сечению выработки.
IV	1. Угольные (сланцевые) и смешанные забои горизонтальных, наклонных, восстающих и вертикальных выработок, проводимых по угольным (сланцевым) пластам, опасным по пыли при отсутствии выделения метана. 2. Угольные (сланцевые) и смешанные забои горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок, в которых имеется выделение метана, но которые не отнесены к особо опасным. 3. При сотрясательном взрывании, камуфлетном взрывании и вскрытии угольных пластов, после обнажения пласта. 4. Забои бутовых штреков с нижней подрывкой, а также с верхней подрывкой при относительной метанообильности менее 10 м³/т суточной добычи. 5. Породные забои выработок, проводимых по пластам, склонным к внезапным выбросам, при опережающем породном забое.

Класс ВВ	Область применения
V	6. При подрывке устойчивых боковых пород крепостью более 5 по шкале профессора М. М. Протодиконова в смешанных забоях выработок, отнесенных к особо опасным, если предварительно выемка угля произведена без применения взрывных работ или средствами беспламенного взрывания. 7. Нижние ниши лав при восходящем проветривании и верхние ниши при нисходящем проветривании. 8. При взрывной выемке угля в лавах на протяжении 10 м от нижней ниши при восходящем проветривании и на таком же протяжении от верхней ниши при нисходящем проветривании.
	1. Угольные и сланцевые забои горизонтальных и наклонных выработок, отнесенные к особо опасным. 2. Угольные и смешанные забои восстающих выработок (с углом восстания более 10°) при проведении их с предварительно пробуренными скважинами, обеспечивающие их проветривание за счет общешахтной депрессии, а также без них при длине тупиковой части не более 20 м для их сбойки с просеками. 3. Верхние ниши лав при восходящем проветривании и нижние при нисходящем проветривании на пластах, опасных по пыли при относительной метанообильности выемочного участка менее 10 м³/т и абсолютной метанообильности 3 м³/мин и менее, а на пластах, не опасных по пыли, — при относительной метанообильности менее 15 м³/т и абсолютной — 3 м³/мин и менее. 4. Бутовые штреки, проводимые с верхней подрывкой пород, при относительной метанообильности выемочного участка 10 м³/т и более. 5. Для контурного взрывания.
VI	1. Верхние ниши лав при восходящем проветривании и нижние ниши при нисходящем на пластах, опасных по пыли при относительной метанообильности выемочного участка 10 м³/т и более и (или) абсолютной метанообильности свыше 3 м³/мин, а на пластах, не опасных по пыли, — при относительной метанообильности 15 м³/т и более и (или) абсолютной метанообильности свыше 3 м³/мин. 2. Угольные забои восстающих (с углом более 10°) выработок, в которых выделяется метан, при длине их более 20 м и проведении их без предварительно пробуренных скважин.

Класс ВВ	Сфера применения
VII (предохранительные ВВ для специальных взрывных работ)	3. Забои выработок, проводимые по нарушенному массиву (в том числе и забои выработок, проводимые в присечку к нарушенному массиву), при выделении в них метана. Глубина шпуров при этом должна быть не более 1,5 м, а масса шпурового заряда натронированного ВВ — не более 0,4 кг или двух патронов СП-1. 4. Верхняя и смешанная подрывка пород с крепостью равной 5 и менее в горизонтальных и наклонных выработках, отнесенных к особо опасным по метану и проводимых с предварительной выемкой угля взрывным способом. При ликвидации завесаний горной массы в углеспускных выработках, для взрывного перебивания деревянных стоек при посадке кровли, для дробления негабаритов, а также для распыления воды и порошков при инертизации призабойного пространства.

14.4. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В ШАХТАХ, ОПАСНЫХ ПО ВЫБРОСАМ УГЛЯ, ПОРОДЫ И ГАЗА

14.4.1. Общие сведения

Сотрясательное взрывание — взрывные работы на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа, которые производятся в определенном режиме, направленном на защиту людей от последствий возможных выбросов угля, породы и газа.

Таблица 14.5

Область применения ВВ при сотрясательном взрывании

Класс ВВ	Сфера применения ВВ
IV	Угольные и смешанные забои подготовительных и очистных выработок
III	Чистопородные забои вскрывающих выработок (до обнажения пласта), забои выработок, проводимые по выбросоопасным породам
II (скальный аммонит № 1 прессованный)	Пластовое торпедирование, пересечение пластов вертикальными стволами

Такими опасными последствиями могут быть: выделение большого количества газа, которое способно привести к удушью людей, образованию взрывоопасной атмосферы и травмирование людей выброшенным углем или породой.

Условия применения сотрясательного взрывания: вскрытие пластов, угольные и смешанные забои подготовительных и очистных выработок и выработки, проводимые по выбросоопасным породам.

Взрывные работы на выбросоопасных пластах могут применяться также для борьбы с внезапными выбросами путем использования пластового торпедирования (гидровзрывной обработки выбросоопасной зоны пласта). При этих видах работ применяют ВВ II—IV классов (табл. 14.5).

14.4.2. Вскрытие пластов

Сотрясательное взрывание должно применяться при вскрытии опасных по выбросам угольных пластов и пропластков мощностью 0,1 м и более, а также невыбросоопасных угольных пластов, если перед их вскрытием прогнозом установлены опасные значения показателей выбросоопасности или прогноз не осуществлялся.

Сотрясательное взрывание должно вводиться при приближении забоя вскрывающей выработки к пласту на расстояние не менее 4 м и отменяется после удаления забоя выработки на расстояние не менее 4 м за пласт. Указанные расстояния определяются по нормали к пласту.

Взрывные работы по вскрытию пластов производятся в следующей последовательности: приближение забоя вскрывающей выработки к пласту, обнажение пласта, пересечение пласта, удаление от пласта.

При вскрытии крутых пластов квершлагами, а также пологих и наклонных пластов вертикальными стволами участком приближения следует считать участок вскрывающей выработки с 4 до 2 м перед вскрываемым пластом, а участок удаления — с 2 до 4 м за пластом (рис. 14.1).

При вскрытии пологих и наклонных пластов квершлагами, а также крутых пластов стволами участком приближения считается участок вскрывающей выработки с 4 до 1 м перед вскрываемым пластом, а участком удаления — с 1 до 4 м за пластом (рис. 14.2). Указанные расстояния определяются по нормали к пласту.

Перед пересечением крутых пластов сотрясательным взрыванием толщина породы между пластом и забоем квершлага должна быть не менее 2 м. При вскрытии таких пластов мощностью более 2,5 м допускается уменьшение величины породной пробки перед пересечением пласта до 1,0 м.

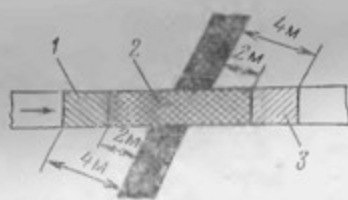


Рис. 14.1. Схемы вскрытия крутых пластов кварцитами: 1 — участок приближения к пласту; 2 — участок пересечения пласта; 3 — участок удаления от пласта

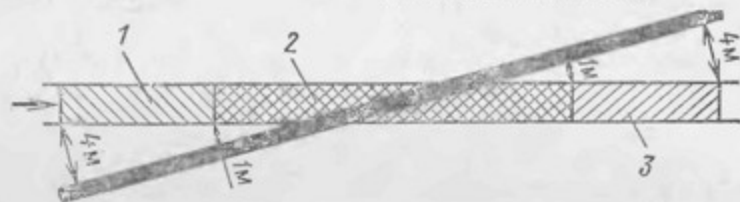


Рис. 14.2. Схема вскрытия пологих и наклонных пластов кварцитами: 1 — участок приближения к пласту; 2 — участок пересечения пласта; 3 — участок удаления от пласта

Тонкие пологие пласты Донбасса могут вскрываться выработками, проводимыми по нормали к пласту со стороны почвы или кровли, при величине породной пробки между забоем вскрывающей выработки и пластом перед его обнажением не менее 1 м.

Сотрясательное взрывание по пересечению крутых пластов мощностью до 2,5 м кварцитами должно производиться таким образом, чтобы за одно взрывание была отбита породная толща (пробка) и пласт на полную мощность, а выработка оконтурилась полностью. Для достижения этого необходимо:

- располагать заряды ВВ в породной пробке и в угле;
 - перебуривать породы, расположенные за угольным пластом на расстоянии 0,4—0,5 м;
 - использовать рассредоточенные (двухъярусные) заряды.
- Рассредоточенные заряды применяются при соблюдении следующих условий:
- масса заряда первого яруса (первого от устья шпура) принимается не более 1,2 кг;
 - длина забойки между рассредоточенными зарядами должна быть не менее 0,75 м;
 - величина времени замедления электродетонаторов короткозамедленного действия в зарядах второго яруса (в донных зарядах) принимается на 15—30 мс большей, чем в зарядах первого яруса (в первых от устья шпура);

соединение проводов электродетонаторов зарядов первого и второго ярусов должно быть последовательным.

В качестве забойки шпуров применяются следующие материалы: между рассредоточенными зарядами глина, смесь глины с песком, полиэтиленовые ампулы с водой длиной не менее 0,6 м в сочетании с запирающей забойкой из глины или смеси глины с песком длиной

не менее 0,15 м; у устья шпуров — полиэтиленовые ампулы с водой в сочетании с запирающей забойкой из смеси глины с песком.

Эффективность сотрясательного взрывания по пересечению крутых пластов кварцитами, а также пологих и наклонных пластов гезенком обеспечивается правильным выбором:

величин шнуровых зарядов в породной пробке и в угле;

последовательности разрушения массива, при которой вначале отбивается центральная часть породной пробки, а затем пласт угля и оставшаяся часть породной пробки (рис. 14.3).

Последовательность разрушения отдельных частей массива, приведенную на рис. 14.3, рекомендуется осуществлять по пластам мощностью 0,6—2,5 м путем применения короткозамедленных электродетонаторов и рассредоточенных зарядов в части глубоких шпуров (глубиной более 3,0 м).

Общее количество ВВ ($Q_{\text{зак}}$) на одно взрывание при пересечении пластов рекомендуется рассчитывать по следующей формуле:

$$Q_{\text{зак}} = S(q_n l_n + q_y l_y), \quad (14.1)$$

где S — площадь сечения забоя перед вскрытием, м^2 ; q_n и q_y — удельный расход ВВ для породной пробки и для угля, $\text{кг}/\text{м}^3$; l_n и l_y — длина заходки по породе и по углю, м.

Значения удельных расходов ВВ IV класса (q), которые наиболее часто применяются для сотрясательного взрывания при пересечении крутых пластов кварцитами и пологих пластов гезенками, рекомендуется принимать по табл. 14.6.

Таблица 14.6
Рекомендуемые удельные расходы ВВ

Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Удельные расходы ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$, при пересечении выработок площадью сечения, м^2				
	<5,0	6,0—8,0	9,0—11,0	12,0—15,0	>16
0,8—2,0	1,5—1,7	1,4—1,5	1,3—1,4	1,2—1,3	1,1—1,3
2,5—3,5	2,0—2,2	1,9—2,0	1,7—1,8	1,6—1,7	1,4—1,5
4,0—5,0	2,2—2,4	2,0—2,3	1,8—2,1	1,7—1,9	1,6—1,7
6,0—7,0	2,3—2,5	2,2—2,6	2,1—2,4	2,0—2,2	1,8—2,0
>7	2,8—3,5	2,5—3,3	2,3—3,0	2,2—2,7	2,1—2,7



Рис. 14.3. Последовательность разрушения пород при вскрытии пластов мощностью 0,6—2,5 м с использованием рассредоточенных зарядов (I—V — зоны массива, поочередно разрушаемые взрывом шнуровых зарядов)

Удельные расходы ВВ IV класса при пересечении пологих пластов гезенками со стороны почвы целесообразно принимать на 15—20 % меньше по сравнению с данными, приведенными в табл. 14.6.

14.4.3. Угольные и смешанные забой подготовительных и очистных выработок

Сотрясательное взрывание в угольных и смешанных забоях должно обеспечивать полную отбойку угля или угля и породы по всему сечению выработки с заданным подвиганием забоя. При этом коэффициент использования шпуров должен быть не менее 0,85 при взрывании только по углю и не менее 0,8 при одновременном взрывании в смешанном забое по углю и по породе.

Запрещается применять ручные инструменты или выемочные механизмы и машины для оформления забоя после сотрясательного взрывания.

Сотрясательное взрывание допускается применять при проведении по углю или по углю и породе подготовительных горизонтальных, наклонных и восстающих выработок с углом наклона до 10° включительно: на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа, на невыбросоопасных пластах, в опасных зонах, установленных прогнозом. В очистных забоях сотрясательное взрывание рекомендуется применять в пилах и в местах пересечения зон геологических нарушений на пологих и наклонных пластах, а также в монтажных печах и в щитовых забоях крутых пластов.

Удельный расход ВВ следует принимать на основании данных практики или определять расчетным способом. При использовании для сотрясательного взрывания ВВ IV класса (аммониты Т-19) в угольных забоях подготовительных выработок, проводимых на тонких и весьма тонких пологих и наклонных пластах, удельный расход ВВ рассчитывают по формуле

$$q_y = 0,8 + 0,2f + 0,15l - 0,04S. \quad (14.2)$$

При одновременном взрывании по углю и породе в этих же условиях удельный расход ВВ для породной части забоя определяют по формуле

$$q_n = 0,7 + 0,12f + 0,1l - 0,02S, \quad (14.3)$$

где f — коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова; l — глубина шпура, м; S — площадь поперечного сечения забоя, м².

В угольных и смешанных забоях подготовительных выработок, проводимых на крутых пластах, при сотрясательном взрывании по углю и породе удельный расход ВВ рекомендуется уменьшать примерно на 20 % по сравнению с рассчитанными данными по вышеприведенным формулам.

В угольных забоях подготовительных выработок на малоугольных пластах для обеспечения высокой эффективности возникает необходимость в бурении максимального количества шпуров и в использовании повышенного расхода ВВ. Расчет указанных параметров производится по формулам

$$N_{\max} = \left(\frac{b}{a} + 1 \right) k; \quad (14.4)$$

$$Q = N_{\max} l Q' / 2, \quad (14.5)$$

где $N_{\max}$ — максимально возможное по допустимому расстоянию между смежными шпуровыми зарядами количество шпуров; b — ширина (длина) угольного забоя, м; $a = 0,6$ м — минимально допустимое расстояние по углю между смежными шпуровыми зарядами, м; k — коэффициент, зависящий от расположения шпуров по пласту; l — глубина шпура, м; Q' — масса 1 м заряда в шпуре, кг/м; для аммонитов Т-19 в патронах диаметром 36 мм $Q' = 1,2$ кг/м; Q — расход ВВ на забой, кг.

Значения коэффициента расположения шпуров по пласту k в зависимости от мощности пласта приведены ниже.

Мощность пласта, м	0,4—0,5	0,51—0,75	0,76—1,2	1,21—1,8	>1,81
k	1,0	1,2	2,0	3,0	4,0

Оптимальная глубина шпуров в угольных и смешанных забоях для различных условий взрывания при проведении выработок на пологих и наклонных пластах принимается в соответствии с данными табл. 14.7 и 14.8.

Усредненное значение плотности шпуров, т. е. количество шпуров на 1 м² поперечного сечения забоя, при проведении выработок на

Таблица 14.7

Рекомендуемая глубина шпуров в угольных забоях подготовительных выработок

Площадь поперечного сечения забоя выработки, м ²	Глубина шпуров (м) при мощности пласта, м					
	<0,75		0,76—1,2		>1,21	
	Коэффициент крепости <i>f</i> по углю					
	<1,5	1,6—3,0	<1,5	1,6—3,0	<1,5	1,6—3,0
1,5—3,0	1,8—2,0	1,8—1,9	2,0—2,2	1,9—2,1	2,6—2,3	2,0—2,2
3,5—6,0	1,9—2,1	1,9—2,0	2,2—2,4	2,1—2,3	2,1—2,4	2,1—2,3
6,5—10,0	2,0—2,2	2,0—2,1	2,3—2,5	2,2—2,4	2,3—2,4	2,2—2,4
10,5—13,0	2,1—2,3	2,0—2,1	2,4—2,7	2,3—2,5	2,5—2,8	2,3—2,5
13,5—18,0	2,2—2,4	2,0—2,2	2,6—2,8	2,4—2,8	2,7—3,0	2,5—2,7

Таблица 14.8

Рекомендуемая глубина шпуров при одновременном взрывании по углю и породе

Площадь поперечного сечения выработки, м ²	Глубина шпуров (м) при коэффициенте крепости пород f		
	1—3	4—6	7—10
4,0—5,6	1,9—2,1	1,8—2,2	1,8—1,9
6,0—10,0	2,1—2,3	2,0—2,2	1,9—2,1
11,0—14,0	2,3—2,5	2,2—2,4	2,1—2,3
15,0—20,0	2,5—2,7	2,4—2,6	2,3—2,5

пологих и наклонных пластах рекомендуется принимать согласно данным табл. 14.9.

Плотность шпуров при проведении выработок на крутых пластах целесообразно принимать на 15 % меньше по сравнению с рекомендуемыми значениями при проведении выработок на пологих пластах.

Значения массы шпурового заряда для подготовительных выработок, проводимых сотрясательным взрыванием на пологих и наклонных пластах, могут приниматься согласно данным табл. 14.10.

Для условий применения ВВ IV класса в пишах и в лавах удельный расход ВВ определяют по формуле

$$q = 0,7 + 0,01l + 0,1f. \quad (14.6)$$

Для обеспечения требуемой эффективности взрывных работ глубина шпуров должна быть на 0,5 м больше величины подвигания забоя за цикл.

Таблица 14.9

Рекомендуемая средняя плотность шпуров на 1 м² площади сечения забоя выработки

Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протоцкого	Число шпуров на 1 м ² забоя при его площади сечения, м ²					
	1,5—2,5	3—5	6—8	9—11	12—15	16—20
1,0—2,5	2,4—2,6	2,2—2,4	2,0—2,2	1,8—2,0	1,5—1,8	1,2—1,5
3,0—4,5	2,7—3,0	2,5—2,8	2,4—2,7	2,1—2,4	2,0—2,2	1,6—1,9
5,0—6,5	3,1—3,5	3,0—3,4	2,8—3,1	2,6—2,9	2,4—2,7	2,0—2,2
7,0—10,0	4,0—4,8	3,4—4,0	3,2—3,7	3,0—3,4	2,8—3,1	2,3—2,5

а



б

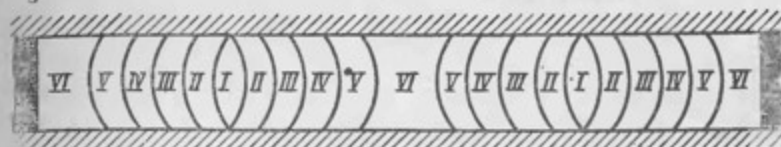


Рис. 14.4. Рекомендуемые схемы последовательности разрушения угля в нишах очистных забоев длиной 6—8 м (а) и более 8 м (б):

I—VI — очередность взрывания

Таблица 14.10

Масса зарядов на шпур

Глубина шпура, м	Масса заряда на шпур (кг) при коэффициенте крепости пород f			
	<1,5	1,6—2,5	3—6	7—10
1,6—1,8	0,6	0,6	0,6	0,9
1,9—2,2	0,6	0,9	0,9	1,2
2,3—2,5	0,9	1,2	1,2	1,5
2,6—3,0	1,2	1,5	1,5	1,8

При ведении взрывных работ в лавах в смежных рядах шпуров следует принимать разные серии замедления (рис. 14.4).

Масса шпурового заряда принимается обычно несколько меньше, чем в угольном забое подготовительной выработки (табл. 14.11).

Плотность шпуров рекомендуется принимать равной 1,8—2,5 шпура на 1 м² площади сечения забоя.

Таблица 14.11

Масса шпуровых зарядов в лавах

Глубина шпура, м	Масса заряда на шпур (кг) при коэффициенте крепости пород f		
	<1,5	1,6—2,0	2,5—3,0
1,6—1,8	0,6	0,6	0,6
1,9—2,2	0,6	0,6	0,9
2,3—2,5	0,6	0,9	1,2
2,6—3,0	0,9	1,2	1,5

14.4.4. Выбросоопасные породы

Взрывные работы по выбросоопасным породам должны производиться в режиме сотрясательного взрывания и обеспечивать полную отбойку породы в обуренном сечении забоя, и если взрываеый массив предрасположен к выбросу, то вызвать его при отсутствии людей.

Взрывные работы по выбросоопасным породам осуществляются шпуровым методом. Диаметр шпуровых зарядов должен быть не более 40 мм для горизонтальных и наклонных выработок и не более 45 мм — для вертикальных стволов.

Удельные расходы ВВ III класса рекомендуется принимать в забоях с одной открытой поверхностью от 1,3 до 1,9 кг/м³ для песчаника с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова 7—10.

Проведение выработок следует осуществлять с опережающим забоем (рис. 14.5). Взрывные работы выполняются в обоих забоях за один прием с замедлением от проектного сечения к уменьшенному.

В зонах высокой степени выбросоопасности рекомендуется в опережающем забое бурить не более 12 шпуров, располагая отбойные шпуров по эллиптическому контуру. В зонах невысокой и средней степени выбросоопасности бурение отбойных шпуров в передовом забое по эллиптическому контуру необязательно, число их может быть увеличено до 21.

В условиях, когда проведение выработок осуществляется одновременно по выбросоопасному пласту песчаника и пласту сланца

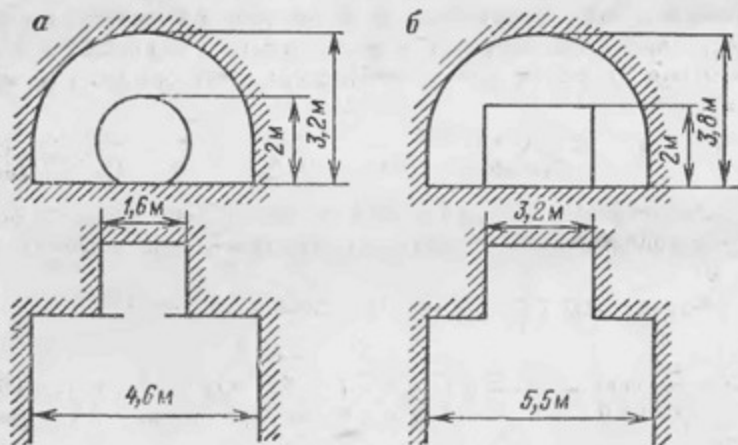


Рис. 14.5. Схема проведения выработок с опережающим забоем в зонах высокой (а) и невысокой (б) степени опасности

или выбросоопасному и невыбросоопасному слоям песчаника, рекомендуются следующие схемы расположения шпуров:

если выбросоопасный слой песчаника находится в нижней или в средней части забоя выработки, то бурение врубных шпуров обязательно в этих слоях песчаника;

если выбросоопасный слой песчаника находится в верхней части забоя выработки и выходит за пределы проектного контура выработки, то рекомендуется располагать заряды только в нижней части забоя;

если слой песчаника высокой степени выбросоопасности, то расстояние между верхним рядом шпуров и нижней границей выбросоопасного слоя песчаника должно быть 1,5—2,0 м;

если слой песчаника невысокой степени выбросоопасности, то это расстояние может быть уменьшено до 0,5—1,0 м;

если невыбросоопасный слой песчаника находится в верхней части забоя в пределах проектного контура выработки, то используются предыдущие рекомендации, но минимальное расстояние для первого случая уменьшается до 1,0—1,5 м, а во втором случае — до 0,5 м.

14.4.5. Торпедирование (гидровзрывная обработка) призабойной части угольного массива

Торпедирование как способ борьбы с внезапными выбросами угля и газа может применяться на пологих тонких и средней мощности пластах.

При торпедировании угольного массива без предварительного нагнетания воды в пласт взрывание зарядов производится в скважинах диаметром 55—60 мм. Длина скважин L принимается в зависимости от величины зоны разгрузки l_p в необработанном массиве.

l_p , м	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5
L , м	8,5	9,0	10,0	11,0	12,0	13,5

Расстояние между скважинами не должно превышать в пластах 2 м, в комбайновой части лавы и в подготовительных выработках — 2,5 м.

Масса заряда в скважине определяется по формуле

$$Q = q' (L - l_3), \quad (14.7)$$

где l_3 — общая длина забойки, м ($l_3 = 3,5$ м при $L = 8,5$ м, $l_3 = 4,0$ м при $L = 8,5 \div 9,5$ м и $l_3 = 5,0$ м при $L \geq 10$ м); q' — масса 1 м заряда, кг/м.

Торпедирование угольного массива с предварительным нагнетанием воды в пласт производится с использованием скважин диамет-

ром 45 мм и длиной 8 м. В этом случае расстояние между скважинами не должно превышать: в нишах и в забоях подготовительных выработок — 2,5 м, в комбайновой лаве — 3 м. Массу зарядов ВВ при нагнетании воды в пласт принимают равной 2,5—3,5 кг, а общую длину забойки не менее 3,5 м. Скважины для пластового торпедирования бурят с наклоном 4—7°, что обеспечивает заполнение ее водой.

Применяют сплошной колонковый заряд ВВ II класса (скальный аммонит № 1 прессованный), детонирующий шнур и электродетонаторы мгновенного действия. Изготовление монозаряда осуществляют путем помещения ВВ в специальный шланг или путем обматывания их суровой бязью.

Иницирование зарядов производится двумя последовательно расположенными патронами-боевиками. Соединение электродетонаторов в одном заряде параллельное, а соединение проводов разных зарядов последовательное.

Взрывание скважинных зарядов производится за один прием. Количество одновременно взрывающихся скважинных зарядов не должно превышать 10.

14.4.6. Документация при сотрясательном взрывании

Сотрясательное взрывание требует применения увеличенных размеров опасных для людей зон (табл. 14.12).

На производство сотрясательного взрывания составляются следующие документы:

паспорт БВР;

инструкция по организации производства сотрясательного взрывания;

приказ по шахте, которым регламентируется порядок производства сотрясательного взрывания и утверждаются лица, ответственные за его выполнение в каждом забое (группе забоев);

журнал производства сотрясательного взрывания по шахте;

объявление о месте и времени производства сотрясательного взрывания, оно вывешивается до спуска людей в шахту в ламповых и у стволов (шурфов) шахт, где спускаются люди;

разрешение на выполнение сотрясательного взрывания вне графика или в выходные дни.

При вскрытии пласта руководство подготовкой и производством сотрясательного взрывания с поверхности осуществляет главный инженер шахты (шахтостроительного управления) или его заместитель. Во всех остальных случаях разрешено возлагать руководство на начальника смены (помощника главного инженера) и начальника проходки (в шахтостроительной организации).

Непосредственно в забое выработки контроль за подготовкой

Таблица 14.12

Минимальное удаление людей при производстве сотрясательного взрывания

Место взрывания зарядов	Безопасное расстояние, на котором находятся люди	
	связанные со взрыванием	не связанные со взрыванием
Угольные и смешанные забои очистных и подготовительных выработок, забои выработок, проводимые по выбросоопасным породам	600 м от забоя, не менее 200 м по свежей струе воздуха*	1000 м от забоя за посты охраны
Пересечение особо выбросоопасных крутых пластов	На поверхность	На поверхность
Пересечение крутых выбросоопасных и невыбросоопасных пластов, если для последних установлены опасные показатели выбросоопасности	1000 м по свежей струе воздуха	За посты охраны
На участке приближения и удаления от таких пластов	600 м по свежей струе воздуха	За посты охраны
Пересечение выбросоопасных пологих и наклонных пластов, если установлены опасные значения показателей выбросоопасности, в крутых пластах после гидровываивания	600 м по свежей струе воздуха	1000 м по свежей струе воздуха

* Свежая струя начинается у места слияния исходящей из взрывающегося забоя струи воздуха со свежей струей.

и производством сотрясательного взрывания возлагается на начальника участка или его заместителя (помощника).

Не менее одного раза в неделю руководство сотрясательным взрыванием должно осуществляться главным инженером шахты, а непосредственно в забое выработки — начальником участка.

14.5. ЗАБОЙКА ШПУРОВ И СКВАЖИН

Забойка представляет собой твердый, пластичный, сыпучий, жидкий или комбинированный материал, размещенный в свободной от заряда ВВ части шпура (скважины), обеспечивающий его (ее) замкнутость и не способный воспламениться от продуктов детонации.

Песчано-глиняная забойка выполняется из влажной смеси одной части песка и двух-трех частей глины. Перед применением песчано-глиняная смесь смачивается водой, тщательно переме-

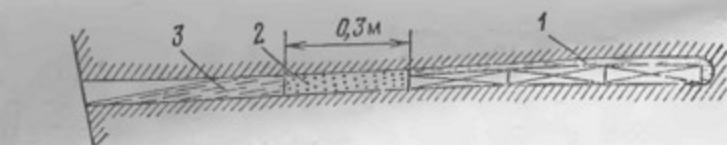


Рис. 14.6. Конструкция комбинированной забойки:

1 — заряд; 2 — запирающая забойка; 3 — водяная забойка



Рис. 14.7. Амбула с обратным клапаном

шивается и отбивается до получения тестообразной массы, содержащей 15—18 % влаги, из которой затем приготавливаются забоечные пыжи длиной около 0,1 м.

Для улучшения запирающего действия забойки из глины и песчано-глинистых смесей на практике применяют шнековые приспособления для приготовления пыжей и перемешивания забоечного материала.

Согласно Единым правилам безопасности, при глубине шпуров от 0,6 до 1,0 м забойка должна занимать половину глубины шпура, а при глубине шпура более 1,0 м — не менее 0,5 м.

В настоящее время песчано-глиняную забойку как самостоятельный вид забойки целесообразно применять в шахтах, не опасных по газу или пыли.

Простейшим видом гидрозабойки является забойка, получаемая путем заливки воды непосредственно в шпуры (скважины). В этом случае вода располагается над зарядом и в радиальном зазоре между стенками шпура и поверхностью патронов.

Для предотвращения раздвижки патронов ВВ эта забойка применяется в сочетании с запирающей забойкой из водонепроницаемых материалов (песка, граншлака и др.), досылаемой до заряда ВВ и имеющей длину не менее 0,3 м (рис. 14.6). Поэтому этот вид забойки получил название двухслойной или комбинированной.

Универсальным видом гидрозабойки является забойка из водонаполненных полиэтиленовых амбул (рис. 14.7) с обратным клапаном, которые выпускаются серийно производственно-экспериментальным управлением по буровзрывным работам Минуглепрома СССР (ПЭУ БВР).

Техническая характеристика амбул

Наружный диаметр амбул после заполнения водой, мм	37—38
Толщина стенок, мм	0,1—0,15
Длина амбулы, мм	350
Вместимость, мл	230—240

Рис. 14.8. Амбула с компенсирующей складкой конструкции КНИУИ:

1 — полиэтиленовая амбула; 2 — припаянная полоска из полиэтилена



Амбулы заполняют водой в призабойном участке выработки до начала заряжания шпуров под давлением не более 0,05 МПа.

Для предотвращения раздвижки патронов ВВ и перекрытия радиального зазора между шпуром и поверхностью амбулы (4—12 мм) гидрозабойка из амбул должна применяться только в сочетании с запирающей забойкой из глины или смеси глины с песком длиной не менее 0,25 м (три пыжа). Амбулу с водой следует размещать между зарядом ВВ и запирающей забойкой, плотно прижимая ее к патрону-боевику с одной стороны и поджимая забойкой с другой стороны.

Для полного перекрытия сечения шпура ВостНИИ предложено в водонаполненные амбулы с обратным клапаном помещать химреагент, состоящий из карбоната натрия, кристаллической шавелевой кислоты и экстракта солодкового корня в отношении 1:1:1. Перед помещением амбулы с водой в шпур патрончик с химреагентом разламывают на 2—3 части.

КНИУИ предложена амбула с компенсирующей складкой, диаметр которой при введении в шпур составляет 36—38 мм, а после расклинивания — 45 мм (рис. 14.8).

Самоудлиняющиеся амбулы ИГД им. А. А. Скочинского обеспечивают запирание заряда ВВ и перекрытие поперечного сечения шпура непосредственно в процессе ее заполнения водой (рис. 14.9). Амбула представляет собой оболочку, изготовленную в виде трубки, один торец которой наглухо запаян, а на противоположном конце имеется фасонный вырез со встроенным в него обратным клапаном. Фасонный вырез выполняется в виде трубки длиной 0,18—0,20 м, через которую жидкость из водонаполняющего устройства поступает в амбулу. Амбулы выпускаются трех типоразмеров с общей длиной 800, 1200 и 1800 мм (включая длину отростка).

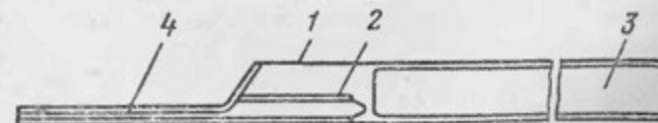


Рис. 14.9. Самоудлиняющаяся амбула конструкции ИГД им. А. А. Скочинского: 1 — корпус амбулы; 2 — обратный клапан; 3 — подворачиваемая часть амбулы; 4 — отросток

Для создания внутренней забойки оболочка ампулы складывается вдоль продольной оси и вводится в шпур с таким расчетом, чтобы конец отростка выходил из шпура на 20—30 мм.

14.6. ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНАЯ СРЕДА ПРИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ

Под предохранительной средой понимают специально создаваемую в призабойном участке выработки перед взрыванием шпуровых зарядов полидисперсную газовзвесь для превращения ее в невзрывчатую систему.

14.6.1. Водораспылительные завесы

Водораспылительные завесы создают путем распыления воды из размещенных определенным образом в призабойном участке выработки полиэтиленовых сосудов взрывом специального заряда ВВ [5].

Для создания завесы применяют стандартные полиэтиленовые сосуды с полезной вместимостью 20 и 30 л. Первые подвешиваются в выработке, а вторые укладываются на почву (рис. 14.10). Полиэтиленовые сосуды должны иметь ширину в сложенном виде 480—520 мм (диаметр 320—350 мм), длину 500—600 мм — при вместимости 20 л и 700—800 мм — при вместимости 30 л. Толщина стенок сосудов должна быть $0,10 \pm 0,02$ мм.

Для распыления воды применяется патрон угленита Э-6 или ВВ типа 12ЦБ массой 0,2 кг. Для распыления воды из сосудов вместимостью 30 л используются патроны СП-1, ионит.

Заряды ВВ в сосудах с водой должны располагаться следующим образом: в подвешенном — вертикально в центре сосуда так, чтобы толщина слоя воды со всех сторон заряда была одинакова, в укладываемых на почву выработки — в центре, на дне сосуда. В последнем случае патрон ВВ должен укладываться параллельно забою выработки. Допускается нахождение заряда в сосуде с водой не

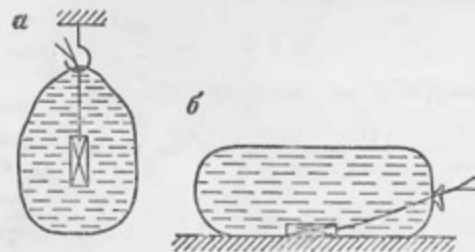


Рис. 14.10. Общий вид сосудов с водой для создания водораспылительной завесы:
а — подвешиваемых; б — укладываемых

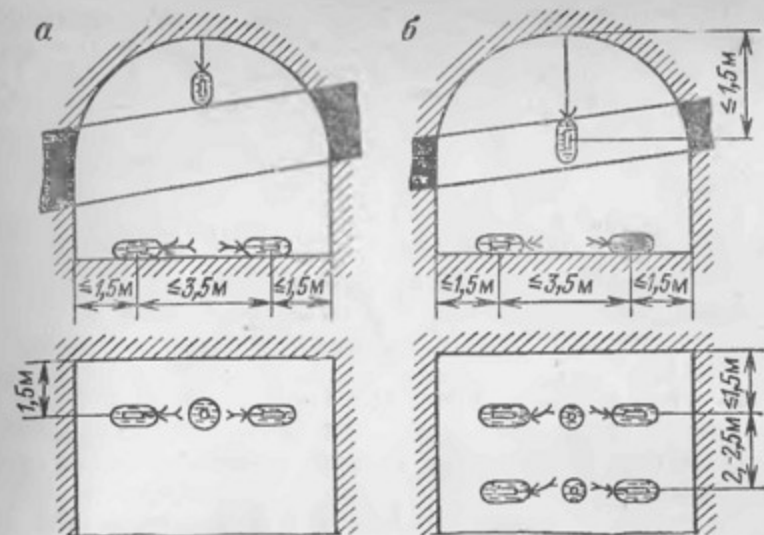


Рис. 14.11. Схемы расположения сосудов с водой для создания водораспылительной завесы:
а — однорядная; б — двухрядная

более 30 мин. В случаях, когда не представляется возможность выполнить это требование, должны быть приняты меры для предотвращения проникновения воды в заряд ВВ.

Сосуды подвешивают с помощью шпагата или взрывного магистрального провода к крючьям, прикрепленным к элементам крепи. Разрешается подвешивать пустые сосуды с последующей заливкой воды через прорезанные в верхних частях сосудов отверстия.

Допускается в отдельных случаях осуществлять подвеску сосудов без крючьев, т.е. непосредственно к элементам шахтной крепи. Снаряженные полиэтиленовые сосуды для создания водораспылительных завес обладают высоким дробящим действием. Поэтому запрещается укладывать их на рельсах, решетках, транспортере, на полках или подмостках.

Введение заряда ВВ в сосуд, залитый водой, должно осуществляться только мастером-взрывником после окончания всех операций по заряжанию шпуров перед началом монтажа взрывной цепи.

Сосуды вдоль оси выработки могут располагаться в один или два ряда, т.е. в одной или двух плоскостях поперечного сечения выработки (рис. 14.11). Двухрядная завеса называется локализирующей, так как она способна не только флегматизировать рудничную атмосферу, но и локализовать возникшие у забоя выработки небольшие

(до 5 м³) очаги воспламенения. Локализирующую завесу необходимо создавать в следующих наиболее опасных условиях угольных шахт: при сотрясательном взрывании в подготовительных выработках; при наличии на расстоянии до 20 м от забоя выработки суффлярных выделений метана; при взрывании зарядов по углю на пластах с относительным метановыделением более 10 м³ на 1 т суточной добычи;

при взрывании по породе на вгору открытую поверхность при относительном метановыделении более 10 м³ на 1 т суточной добычи.

При использовании водораспылительных завес врубовые шпуровые заряды должны инициироваться электродетонаторами с замедлением не менее 25 и 30 мс (по номиналу) в выработках с одной открытой поверхностью или ниже 25 и 15 мс (по номиналу) в выработках с двумя открытыми поверхностями. Допускается применять как в сосудах, так и во врубе электродетонаторы мгновенного действия (нулевой серии замедления) или первой серии замедления в следующих случаях:

при взрывной отбойке горной массы с использованием ВВ V или VI классов предохранительности;

при создании в призабойном участке двухрядной завесы независимо от типа ВВ, применяемых для взрывания.

При определении схемы расположения сосудов в каждом ряду необходимо руководствоваться следующими размерами зоны эффективного действия завесы: по вертикали (высоте выработки) 2,0 м — для сосудов, уложенных на почве, и 3,5 м — для подвешенных сосудов.

При этом сосуды первого ряда должны располагаться на расстоянии 1,5 м от забоя, подготовленного к взрыванию, и от боков выработки. Причем при взрывании по породе на вторую открытую

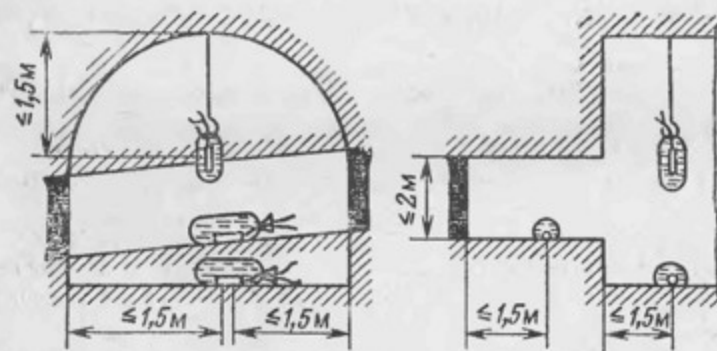


Рис. 14.12. Схема расположения сосудов с водой в забоях с опережающей полостью

поверхность сосуда первого ряда должны располагаться в опережающей полости (рис. 14.12). При этом подвешенные сосуды должны располагаться от кровли выработки на расстоянии не более 1,5 м.

Сосуды с водой в одном ряду по ширине выработки и между отдельными рядами следует располагать на расстоянии до 3,5 м друг от друга.

При взрывных работах по нарушенному массиву рекомендуется первый ряд сосудов располагать на расстоянии не более 1,0 м от забоя, а второй — на 2,0—2,5 м от первого. Кроме того, при наличии опережающей полости высотой 0,4 м и площадью поперечного сечения 0,3 м² и более один из сосудов с водой должен укладываться в ней, а при меньших размерах полости места подвески (укладки) сосудов должны обеспечивать проникновение воды в видимые пустоты.

Удельное количество воды в каждом ряду завесы должно приниматься равным 4 л на 1 м² площади поперечного сечения выработки в месте расположения сосуда.

Схема расположения сосудов с водой в призабойном участке выработки и применяемые для распыления воды взрывчатые материалы указывают в паспорте БВР.

В верхних и средних нишах лав, а также в нарезных выработках, проводимых по углю на пластах пологого падения мощностью до 2,0 м, количество воды на забой для каждого взрывания определяется по допустимому расстоянию между центрами сосудов равному 3,5 м. В этом случае должны применяться полиэтиленовые сосуды емкостью 20 или 30 л, укладываемые на почве выработки в один ряд. В нишах, проводимых по пластам мощностью более 2,0 м, необходимое количество и емкость сосудов, а также общий расход воды на взрывание принимаются такими же, как и для подготовительных выработок, т. е. удельное количество воды принимается из расчета не менее 4 л/м² площади поперечного сечения забоя.

В угольных шахтах водораспылительные завесы должны применяться в следующих условиях.

1. При проведении тупиковых подготовительных выработок:

по углю или по углю и породе на пластах, опасных по пыли, независимо от их газообильности;

по углю или по породе на пластах, опасных по газу, при относительном выделении метана более 10 м³ на тонну суточной добычи по участку, в том числе на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа;

по углю или по породе при наличии в призабойном пространстве (на расстоянии до 20 м от забоя) суффлярных выделений метана;

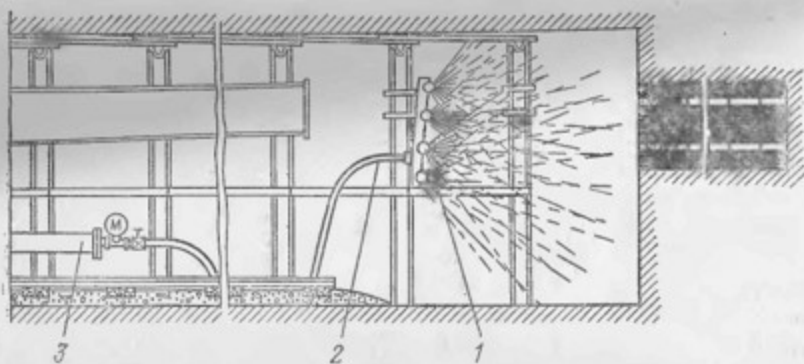


Рис. 14.13. Схема создания высоконапорных водяных завес длительного действия с распылительным устройством РЗ-7:

1 — коллектор с распылителями; 2 — водопровод; 3 — став для подвода воды

по выбросоопасным породам;

по крепким пустым породам с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова 5 и более, где возникает необходимость применять непродохранительные ВВ и отмечается выделение метана.

2. В нарезных выработках и особо опасных нишах очистных забоев, а также в рассечках щитовых забоев, проводимых на пластах, опасных по газу и пыли.

3. В опережающих полостях большого диаметра (200 мм и более), в которые выделяется метан и заполнение которых забоечным материалом затруднительно (в случаях, когда создание водораспылительных завес в указанных условиях невозможно, запрещается образование таких полостей в выработке).

14.6.2. Водовоздушные завесы

Предохранительные среды, создаваемые взрывным способом, не могут надежно предотвращать воспламенение метановоздушной смеси от выгорающих зарядов ВВ и других источников с временем действия более одной секунды. В связи с этим МакИИИ разработаны водовоздушные завесы длительного действия двух видов: высоконапорные (форсуночные) водяные завесы; завесы с помощью водоежекторной установки.

Высоконапорные водяные завесы (рис. 14.13) создаются распылительными устройствами типа РЗ-7, соединяющими семь зонтичных форсунок в одном корпусе. Эти распылители располагаются под определенными углами на трубчатом коллекторе, имеющем дуговую или прямолинейную форму.

Техническая характеристика распылителей РЗ-7 и создаваемых ими завес

Рабочее давление воды, МПа	>1,0
Расход воды, л/с	0,25—0,28
Площадь факела завесы, м ²	1,3—1,5
Эффективная длина факела, м	3,5
Дисперсность воды в завесе, мкм	<100
Диаметр выходных отверстий, мм	2,0—3,0
Габаритные размеры (диаметр×длина), мм	70×40
Масса распылителя РЗ-7, кг	<0,35

Для создания эффективной водовоздушной завесы при шпуровом методе взрывания необходимо определять: минимальный расход воды; количество распылителей; горизонтальные и вертикальные углы наклона распылителей в коллекторе.

Высоконапорные завесы длительного действия предназначены для предотвращения взрывов газа и пыли при взрывных работах в забоях:

- тупиковых подготовительных выработок, проводимых по углю или по породе и углю;
- верхних и средних ниш;
- выработок, проводимых по завалам;
- скважинных зарядов (торпедирование) для разупрочнения труднообрушаемой кровли.

При монтаже и обслуживании форсуночных завес необходимо иметь в виду, что эти установки эффективно работают только при высоком давлении воды, требуют тщательную ее очистку от механических примесей из-за малых размеров отверстий в распылителях и имеют ограниченную дальность действия.

Для создания водовоздушной завесы с помощью энергии сжатого воздуха при низконапорном давлении воды следует применять водоежекторную установку типа ВЭУ-600, которая включает пневматический распылитель ПВФ-2, состоящий из пяти распылительных насадок и установленный в специальном эжекторе или без такого эжектора (непосредственно в выработке).

Водоежекторная установка ВЭУ-600 у забоя тупиковой выработки располагается у конца вентиляционной трубы на расстоянии 0,5—1,0 м от верха и 6—7 м от забоя (рис. 14.14).

Техническая характеристика ВЭУ-600

Рабочее давление воды, МПа	>0,3
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	>0,25
Минимальный расход воды, на 1 м выработки л/с	0,2
Расход сжатого воздуха, м ³ /с	0,06—0,08
Дисперсность завесы, мкм	80—200
Диаметр факела завесы, м	<3,5
Длина факела завесы, м	<12
Количество эжектируемого воздуха, м ³ /с	1,7—2,0

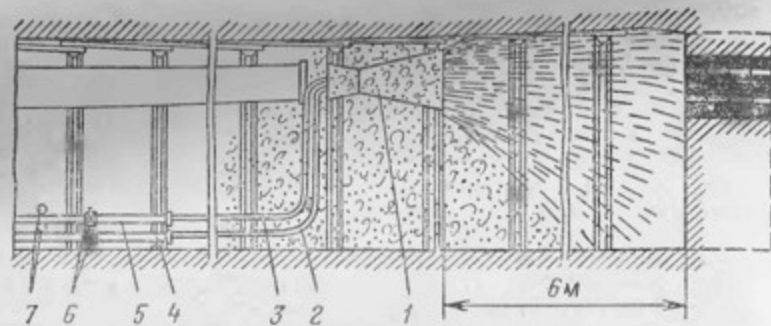


Рис. 14.14. Схема создания предохранительной среды с помощью водоэжекторной установки:

1 — эжекторная установка; 2 — водопровод; 3 — воздухопровод; 4 — став для подвода воды; 5 — став для подвода воздуха; 6 — вентили; 7 — манометры

Продолжение

Скорость воздушного потока на выходе, м/с . . .	7—8
Габаритные размеры (диаметр×длина), мм . . .	600×850
Масса установки, кг . . .	<35
Диаметр выходных сечений сопел распылителя, мм . . .	10—14

Каждая распылительная насадка обеспечивает создание факела водовоздушной завесы площадью 2,5 м², а общая площадь факела ПВФ-2 составляет 12,0—12,5 м².

Для подачи воды и сжатого воздуха к распылителю используются резиновые шланги с внутренним диаметром не менее 20 мм. Водоэжекторную установку рекомендуется применять:

- а) при взрывании шпуровыми зарядами:
 - в тупиковых подготовительных выработках, проводимых по углю или по углю и породе, площадью сечения до 12 м²;
 - в верхних и средних нишах очистных выработок;
 - в подготовительных выработках площадью сечения до 12 м², проводимых по завалам;

- б) при взрывании скважинными зарядами (торпедирование) для разрушения труднообрушаемой кровли и для других целей (пылеподавления).

14.6.3. Высокократная воздушно-механическая пена

Пена представляет собой ячеистую среду, состоящую из пузырьков воздуха, оболочкой которых является водный раствор пенообразователя.

Идея способа создания предохранительной среды заключается в том, что перед взрыванием шпуровых зарядов ВВ прибойный участок выработки заполняется высокократной пеной.

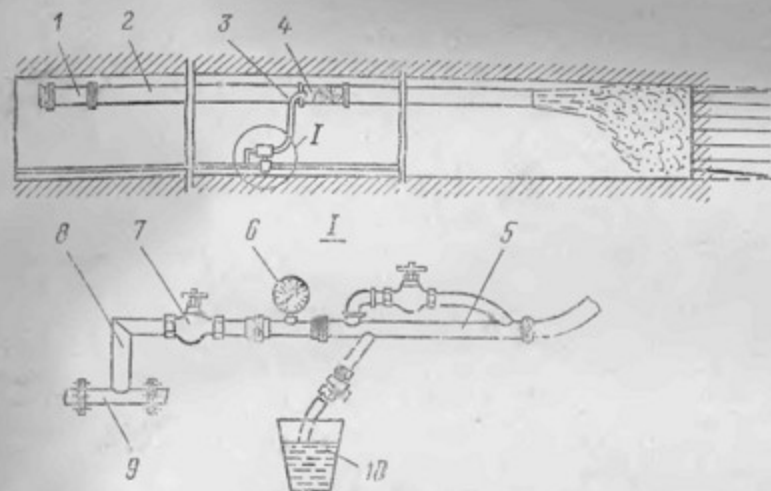


Рис. 14.15. Схема пеногенератора для создания предохранительной среды из пены:

1 — вентилятор местного проветривания; 2 — вентиляционный трубопровод; 3 — шланг для подачи пенообразующего раствора; 4 — пеногенератор; 5 — пеносмеситель; 6 — манометр; 7 — вентиль; 8 — колено; 9 — став для подвода воды; 10 — сосуд с пенообразователем

Для создания предохранительной среды разработан способ дистанционного заполнения прибойного участка выработки высокократной пеной, основным звеном которого является пеногенератор с кольцевым зазором 10—15 мм между пакетом сеток и цилиндрическим корпусом.

Предложено два типа пеногенератора с кольцевым зазором: ПГЗ-1 (конструкция МакНИИ) и ПГП-В (конструкция Карагандинского отделения ВостНИИ). Принципиальное отличие их друг от друга состоит в том, что в пеногенераторе ПГЗ-1 распыление пенообразующего раствора осуществляется винтовой форсункой перпендикулярно к пакету сеток, а в ПГП-В — щелевой форсункой параллельно пакету сеток. Способ дистанционного формирования предохранительной среды показан на рис. 14.15.

Пеногенераторы ПГЗ-1 и ПГП-В должны содержать пакет из двух сеток, установленный в корпусе на поперечной оси с непрерывной фиксацией кольцевого зазора.

Сетки могут быть льняными или капроновыми с размером ячеек от 1,5×1,5 до 4,0×4,0 мм и должны располагаться в пакете на расстоянии 10—15 мм друг от друга.

Для получения водного раствора пенообразователя необходимой концентрации следует применять в комплексе с пеногенератором

ром ПГЗ-1 пеносмеситель ПС-2,5, в комплекте с пеногенератором ПГП-В—ЭС-В.

При отсутствии водопроводного става с необходимым давлением воды раствор преобразователя может готовиться в отдельном резервуаре и насосом типа БНМ-18 или сжатым газом подаваться на распылитель пеногенератора.

Для получения высокократной воздушно-механической пены в шахтах при взрывных работах следует применять пенообразователь ПО-1 или ПО-1А («Прогресс»).

При применении пены в режиме длительно действующей среды, т. е. при повторном заполнении призабойного участка выработки пеной после взрывания или когда нарушена взрывная сеть и не последовало взрыва, возникает необходимость в гашении пены (естественная усадка равна примерно 0,7 м/ч).

При использовании пенягентов КНШ или КАВ-1 гашение пены необходимо осуществлять разбрызгиванием их из эластичных сосудов, имеющих в крышке 2—3 отверстия диаметром 1 мм (расход пеногасителя на 1 м³ пены составляет: для КНШ—3 см³; для КАВ-1—0,5 см³).

Порядок применения пены регламентирует Инструкция по применению воздушно-механической пены для создания предохранительной среды при взрывных работах в тупиковых выработках угольных шахт.

Для получения высокократной пены и надежного заполнения ею призабойного участка выработки необходимо обеспечить следующие условия:

- а) жесткость воды не более 20 мг-экв/л и РН=6—8;
 - б) концентрацию пенообразователя в растворе 4—5 % для ПО-1, 3—4 % для ПО-1А марки 20 и 2,0—2,7 % марки 30;
 - в) скорость проходящего через сетки воздушного потока 5—12 м/с;
 - г) пеногенератор должен располагаться не далее 150 м от забоя;
 - д) пенообразующий воздуховод должен состоять из целых вентиляционных труб, соединенных заводскими хомутами, и в призабойной части быть подвешенным у кровли выработки.
- В случае проветривания выработки двумя или несколькими воздуховодами пеноподающий должен подходить к забою ближе воздухоподающего;
- е) дальность броска пены должна превышать расстояние труб от забоя при скорости движения воздуха в конце воздуховода перед включением пеногенератора не менее 7 м/с;
 - ж) давление воды в водопроводном стае и расход ее должны соответственно составлять 0,2 МПа и не менее 2,5 л/с.

15. МЕХАНИЗАЦИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

С целью повышения производительности и безопасности труда на взрывных работах отраслевыми институтами в содружестве с крупными предприятиями Минцветмета СССР, Минчермета СССР, Минстройматериалов СССР, Минуглепрома СССР, Минтрансстроя и других министерств созданы и внедрены схемы и средства комплексной механизации взрывных работ. В результате этого, например, в системе Минцветмета СССР объем применения наиболее эффективных и безопасных гранулированных и водосодержащих взрывчатых веществ (ВВ) на открытых работах достиг 90 %, а на подземных — 42 % общего объема их потребления.

На Лениногорском, Норильском, Зырянском, Сорском и Зангезурском комбинатах Минцветмета СССР, активно внедряющих комплексную механизацию взрывных работ доля ручного труда на операциях с ВВ сократилась с 80—95 до 30—35 %, а производительность увеличилась в 1,8—2 раза, значительно улучшились условия безопасности.

Особенно высокие результаты были достигнуты на предприятиях, где комплексная механизация взрывных работ сочетается с современными формами организации труда. Так, например, на созданном в Минчермете СССР предприятии «Кривбассвзрывпром» годовой объем взорванной горной массы на одного взрывника составляет 700 тыс. м³, уровень механизации при зарядании скважин — 93 %, забойки — 75 %, погрузочно-разгрузочных работ на складах ВМ — 75 %.

Существующий способ доставки ВВ с заводов-изготовителей потребителю в мешках не способствует внедрению полной механизации процессов подготовки ВВ, так как требует разработки и внедрения комплекса машин и оборудования, включающего машины для выгрузки мешков из вагонов, различные погрузчики, пакетотформирующие и пакеторазборочные машины, установки для растаривания мешков с ВВ, машины для уничтожения порожней тары. Многие из этих машин несовершенны или существуют только в опытных образцах.

Пакетная технология может сохраниться при доставке на карьеры малой производительности с расходом ВВ до 500 т в год. Более крупные предприятия должны ориентироваться на бестарную и контейнерную технологию.

Практика передовых отечественных и зарубежных предприятий показывает, что отказ от преждевременного превращения больших масс аммиачной селитры во взрывчатое вещество за многие сотни километров от места его потребления позволяет получить более дешевые ВВ.

1 т ВВ, приготовленная на предприятии, на 50—100 руб. дешевле своего заводского аналога.

В настоящее время, за исключением отдельных случаев доставки ВВ в районы Крайнего Севера и приравненные к нему, наиболее эффективным является применение мягких контейнеров небольшой вместимости (до 1 т) со свободной засыпкой в них ВВ.

Созданием и выпуском оборудования для механизации взрывных работ занимается НПО «Уралгормаш», в состав которого входит НИПИгормаш и Карпинский машиностроительный завод. Серийно выпускаются машины МЗ-3А, МЗ-4, забочные машины ЗС-1Б и ЗС-2М для открытых горных работ и зарядные машины ЗМБС-2 и ЗМК-1 для подземных работ.

В настоящее время разработкой и изготовлением оборудования, предназначенного для механизации взрывных работ, в различных отраслях промышленности занимается ряд подразделений научно-исследовательских и опытно-конструкторских организаций. Широкое распространение получили разработанные этими организациями зарядные устройства, машины и оборудование типа «Курама», «Вахш», ПЗЛ-100, ЗП-2, ЗП-25, типоразмерный ряд машин «Ульба», МПР-30, УРВ-2, МЗ-8 и др.

Несмотря на большую разницу в грузоподъемности и конструктивные различия машин МЗ-3А, МЗ-8 и МЗ-4, их смешанная производительность практически одинакова и в среднем не превышает 20 т.

Зарядные машины типа МЗ-4 большой грузоподъемности (25 т и более) не нашли широкого применения, так как они не эффективны при зарядании блоков ограниченных размеров, а передвижение их ограничено внутрикарьерными дорогами.

В последние годы разработаны прогрессивные зарядные машины МЗ-2П, Акватол-1У, ТЗУ-Т для зарядания скважин на открытых работах гранулированными и водосодержащими ВВ, в том числе и «под столб воды», которые должны получить широкое применение на карьерах и объектах строительства.

Схемы комплексной механизации взрывных работ, позволяющие принимать и перерабатывать грузы в мешках, экономически оправдано внедрять на складах с годовым расходом ВВ не менее 1500 т.

Строительство и эксплуатация механизированных пунктов по изготовлению таких ВВ экономически оправдано при объеме производ-

ства не менее 5 тыс. т в год. Поэтому для подавляющего числа предприятий изготовление этих ВВ собственными силами оказывается экономически нецелесообразным.

15.1. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ МЕХАНИЗАЦИИ ПОГРУЗОЧНО-РАЗГРУЗОЧНЫХ РАБОТ С ВВ

В настоящее время на горных предприятиях для механизации ПРТС работ применяются следующие средства: вилочные ручные гидравлические тележки и штабелеры; аккумуляторные электропогрузчики; дизельные и карбюраторные автопогрузчики; автомобильные грузоподъемные краны; электротали; мостовые электрические краны.

При механизированной погрузке и разгрузке ВВ в хранилищах допускается только применение специальных аккумуляторных погрузчиков во взрывобезопасном исполнении типа ЭПВ-1,25 во взрывозащищенном исполнении ВЗГ. Погрузчики типа ЭПВ-1,25 изготавливаются в двух сериях: 612 — для штабелирования грузов на высоту 2,75 м и 614 — для штабелирования на высоту 1,5 м. Для работы в хранилищах складов ВМ с низкими потолками при двухъярусном штабелировании пакетов ВВ могут применяться погрузчики серии 614, высота которых при максимально поднятых вилках 2760 мм. Недостатками погрузчиков ЭПВ-1,25 являются их низкая маневренность, малая емкость аккумуляторных батарей, возможность работы только на ровных и твердых покрытиях, а также необходимость строительства и содержания пунктов их технического обслуживания. Щелочные аккумуляторы электропогрузчиков работоспособны при температурах не ниже -21°C и не выше $+45^{\circ}\text{C}$, что вызывает большие сложности при работе в зимнее время и в районах с жарким климатом.

Электропогрузчики ЭПВ-1,25 используют в сочетании с автопогрузчиками, которые выполняют все погрузочно-разгрузочные операции на территориях железнодорожных разгрузочных площадок и складах ВМ, а электропогрузчики ЭПВ-1,25 — внутри хранилищ. В качестве автопогрузчиков применяются дизельные типа ДВ и бензиновые типа БВ болгарские погрузчики «Балканкар».

Грузопереработка ВВ в пакетах на территории склада ВМ и разгрузочной площадке осуществляется электропогрузчиками общепромышленного исполнения, а также электропогрузчиками различной грузоподъемности и высоты подъема груза. Для таких условий наиболее широкое применение получили надежные в эксплуатации четырехопорные электропогрузчики серии ЕВ и автопогрузчики с карбюраторным (БВ) и дизельным (ДВ) двигателями производства болгарской фирмы «Балканкар».

15.2. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ РАСТАРИВАНИЯ МЕШКОВ С ВВ

Растаривание — одна из основных операций по подготовке гранулированных ВВ к заряданию. На складах ВМ горных предприятий растаривание ВВ производится как на стационарных механизированных растаривающих пунктах (МРП), так и с помощью передвижных установок (рис. 15.1 и 15.2).

Наибольшее распространение на горных предприятиях получили стационарные МРП. Типовой МРП включает: галерею с ленточным конвейером, растаривающий агрегат, бункер-накопитель, установленный на опорных металлоконструкциях, и систему пылеподавления.

По наклонному ленточному конвейеру мешки с ВВ подаются к растаривающему агрегату. В качестве растаривающего агрегата в большинстве случаев используют установку УРВ-2. Мешки, поступающие с ленточного конвейера на лоток виброконвейера УРВ-2, перемещаясь по нему под действием вибрации, разрезаются установленным на лотке ножом; содержимое мешков просивается через приемную решетку и попадает в бункер-накопитель. Комки ВВ измельчаются в щековой дробилке и затем также поступают в бункер-накопитель, отходы мешкотары по специальному лотку сбрасываются в емкость для сбора тары.

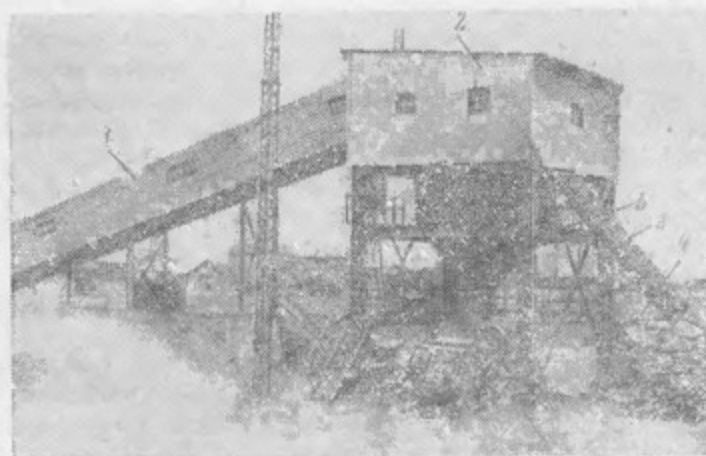


Рис. 15.1. Общий вид стационарного механизированного растаривающего пункта:

1 — галерея с конвейером для подачи мешков и ВВ; 2 — помещение с растаривающей установкой УРВ-2; 3 — желоб сброса тары; 4 — емкость для пустых мешков; 5 — бункер с ВВ; 6 — зарядная машина

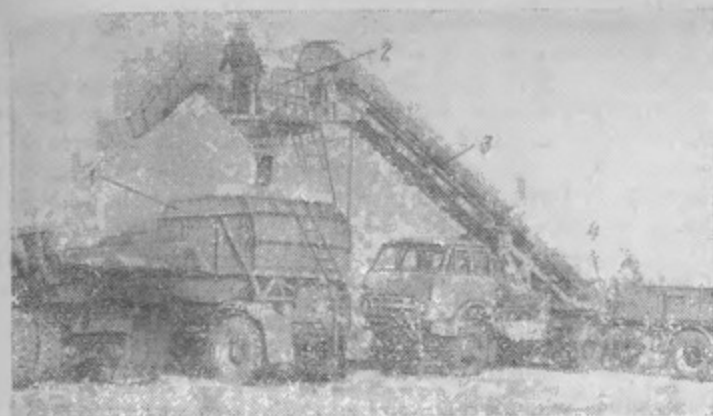


Рис. 15.2. Общий вид передвижной растаривающей установки МПР-30:

1 — зарядная машина; 2 — узел растаривателя; 3 — конвейер для подачи мешков с ВВ; 4 — узел загрузки конвейера

Описанный стационарный МРП с незначительными изменениями эксплуатируется на подавляющем большинстве горных предприятий Минчермета, Минцветмета и Минуглепрома СССР, применяющих механизацию при подготовке ВВ к заряданию.

На предприятиях «Кривбассвзрывпром», «КМАвзрывпром» эксплуатируются установки МПР-30, производительность которых достигает 120 т в смену (см. рис. 15.2).

Установка МПР-30 смонтирована на шасси автомобиля КраЗ-256Б или МАЗ-503А и состоит из следующих основных узлов: ленточного конвейера, полиповоротной платформы, растаривателя, гидросистемы и опоры.

Конвейер имеет длину 12 м, в рабочем положении угол наклона конвейера к горизонту составляет 16°. Для предотвращения скольжения мешков с ВВ по ленте она снабжена специальными скребками.

Последовательность работы погрузочно-растаривающей установки МПР-30 следующая. Машина устанавливается на территории базисного или расходного склада ВМ вблизи вагона МПС. Включением гидродвигателя, приводящего в движение ленточный конвейер и растариватель, заканчивается подготовка растаривающей установки к работе.

В дальнейшем ВВ в мешках из вагона или из штабеля подается на конвейер установки МПР-30, которым транспортируется к приемной воронке растаривателя. Мешки с ВВ падают с конвейера на шипы вращающегося барабана. Захваченный шипами мешок, вращаясь вместе с барабаном, попадает на вертикальный нож, а затем

на горизонтальный клиновидный. Растаренное ВВ через решетку и выпускную телку сыпается в бункер зарядной машины.

Применение на горных предприятиях погрузочно-растаривающих пунктов и установок по растариванию мешков позволяет повысить производительность труда рабочих и снизить себестоимость переработки ВВ. В условиях железорудных карьеров Кривбасса и Днепровского ГОКа внедрение растаривающих установок УРВ-2 и МПР-30 позволило довести производительность труда рабочих на данной операции грузопереработки ВВ до 60 т/смену, а себестоимость — снизить с 0,95 до 0,8 руб/т.

15.3. КОНТЕЙНЕРНАЯ ДОСТАВКА ВВ

Контейнерная схема доставки, переработки и хранения ВВ может осуществляться по двум вариантам.

Первый вариант (основной) включает: доставку контейнеров с ВВ на железнодорожных платформах от завода-поставщика до прирельсовых площадок базисных складов ВВ или до пунктов перевалки контейнеров с одного вида транспорта на другой; хранение контейнеров с ВВ на открытых площадках складов ВВ; доставку мешков с ВВ в контейнерах на стационарные пункты подготовки их к механизированному заряданию, на очистные блоки карьеров или на перегрузочные пункты, размещаемые на площадках подземных рудников.

По второму варианту на прирельсовых площадках мешки и ящики с ВВ перегружаются из крытых железнодорожных вагонов в универсальные контейнеры.

Доставка и переработка ВВ в большегрузных универсальных контейнерах позволяет:

- полностью перейти на перевозку ВВ в контейнерах на железнодорожных платформах;

- устранить повреждения тары и потери ВВ при транспортировании;

- повысить производительность труда и уровень механизации погрузочно-разгрузочных работ;

- хранить ВВ в контейнерах на открытых площадках и за счет этого снизить затраты на строительство хранилищ;

- избегать вредного воздействия погодных условий на качество ВВ и потери их при перевозках и переработках;

- упростить организацию перевозок ВВ;

Для перевозки тарно-штучных грузов заводы МПС выпускают универсальные контейнеры грузоподъемностью до 30 т, из числа которых УУК и СК-1 разрешены для перевозки промышленных ВВ второй группы.

Нижее дана оценка технико-экономической эффективности по основным элементам затрат.

Стоимость тары: бумажный мешок разового пользования — 0,22 руб.; строп-контейнер типа СК-1 — 15 руб.; мягкий контейнер типа МКР-1,0М — 5—7 руб. (вместимость до 1 т); контейнер типа УУК-5 — 311 руб. Сроки использования тары: бумажный мешок и мягкий контейнер используются однократно; строп-контейнер СК-1 до списания должен переработать до 10 т ВВ, а жесткий контейнер — не менее 600 т.

Затраты (в руб. на 1 т ВВ) по указанным видам упаковочной тары: пакет из мешков в строп-контейнерах типа СК-1 — 6,7 (в том числе мешки — 5,2); строп-контейнер СК-1 — 1,5; мягкий специализированный контейнер МКР-1,0М — 6,2; контейнер универсальный типа УУК-5 — 0,55.

При поставке ВВ в пакетах и мягких контейнерах в крытых вагонах и универсальными контейнерами на платформах затраты по таре практически одинаковы. При доставке мешков с ВВ навалом в контейнерах затраты составляют 5,77 руб. на 1 т ВВ, т. е. снижаются на 1 руб. на 1 т ВВ.

Эксплуатационные затраты складываются из трудовых затрат на погрузочно-разгрузочные, транспортные и складские работы. Затраты труда на погрузку мешков и ящиков с ВВ вручную, а также пакетов и мягких контейнеров с ВВ электропогрузчиками в крытые вагоны и универсальные контейнеры примерно одинаковы и составляют 0,4—0,45 руб. на 1 т ВВ. Производительность погрузки и разгрузки контейнеров с 5 т ВВ может увеличиться более чем в 5 раз, и трудовые затраты не будут превышать 0,2 руб. на 1 т ВВ.

Транспортные расходы. Для расчета по прейскуранту 10-01 приняты стоимости доставки ВВ в крытых вагонах — 0,015 руб/(т·км), контейнерами на платформах — 0,003 руб/(т·км) и установлены следующие транспортные расходы в зависимости от расстояния доставки от 500 до 3500 км (в руб. на 1 т ВВ): в крытых железнодорожных вагонах 7,5—52,5; контейнерами на железнодорожных платформах 1,5—10,5.

Ожидаемый экономический эффект при объеме перевозки ВВ от 500 до 20 000 т на расстояние от 500 до 3500 км может составить от 8 до 840 тыс. руб.

Расходы на хранение ВВ. При доставке ВВ в универсальных контейнерах возможно хранение их на открытых бетонированных площадках даже в суровых климатических условиях. Это позволит резко сократить капитальные затраты на строительство хранилищ, упрощается организация грузопереработки, сокращается число перегрузочных операций и лиц, имеющих контакт с ВВ.

Ниже приведены сводные данные по сравнительной оценке вариантов поставки ВВ горным предприятиям.

Поставка 1 т ВВ, руб.:	
пакетами в строи-контейнерах СК-1	0,95
мягкими контейнерами МКР-1,0 М	1,0
Перевозка 1 т ВВ железнодорожным транспортом на расстояние 500—3500 км, руб	6—24
Хранение 1 т ВВ контейнерами на открытых площадках, руб.	10
Сокращение расходов вследствие замены хранилища (240 т) на открытую площадку (480 т), тыс руб.	100—120
Уровень механизации погрузочно-разгрузочных работ, %	>80
Сокращение числа лиц, имеющих контакт с ВВ при погрузочно-разгрузочных работах, %	>50

Опытно-промышленная грузопереработка сыпучих ВВ в мешках, пакетах и контейнерах показала, что при доставке в районы Крайнего Севера наиболее целесообразно применять в качестве упаковки ВВ мягкие контейнеры типа МКР-1,0М и транспортировку их в жестких контейнерах типа СК-3—5, а при доставке в центральные районы — мягкие контейнеры типа МКР-1,0М и МКР-1,0С и транспортировку их в крытых железнодорожных вагонах.*

15.4. СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ ЗАРЯЖАНИЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН В ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

В соответствии с требованиями стандартов на зарядные машины и практикой использования зарядных устройств по показателям назначения можно выделить четыре основные группы средств, механизующих процессы заряжания и доставки ВВ в подземных условиях, а также подгруппу самоходных зарядных машин:

I группа — зарядчики для шпуров диаметром 32—46 мм, длиной до 2 м и расходом ВВ на взрыв до 50 кг в выработках с высотой забоя 2 м при максимальной вместимости шпура 5 кг.

II группа — зарядчики для шпуров и скважин диаметром 32—65 мм длиной 5 м, расходом ВВ на один взрыв до 800 кг и максимальной вместимостью шпура или скважины не более 40 кг.

III группа — зарядные устройства и машины для скважин диаметром 56—125 мм, глубиной до 50 м и со сменной производительностью до 4000 кг при максимальной вместимости скважин до 120—150 кг.

IV группа — зарядные устройства и машины для скважин диаметром до 200 мм, для массовых взрывов со сменной производительностью более 4000 кг при максимальной вместимости скважин до 400 кг.

* Показатели грузопереработки оценены по состоянию техники на 1 квартал 1987 г.

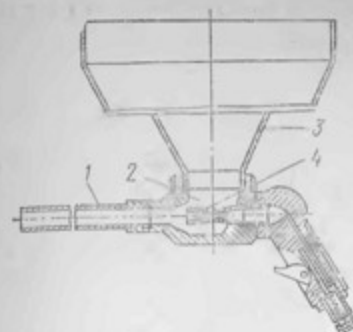


Рис. 15.3. Эжекторный зарядчик типа «Курама»: 1 — зарядный шланг; 2 — камера; 3 — бункер; 4 — эжектор



Рис. 15.4. Магнетально-эжекторный зарядчик «Картун»



Рис. 15.5. Зарядная машина «Ульба-100»

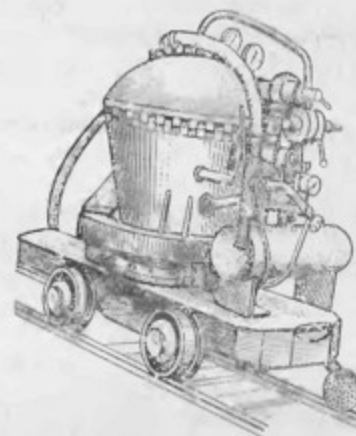


Рис. 15.6. Зарядная машина «Ульба-400»

Зарядно-доставочные самоходные машины предназначены для доставки ВВ в забой и заряжания шпуров в выработках площадью сечения более 16 м² при высоте забоя 3,5 м и более и объема заряжания шпуров до 1000—1200 кг/смену, а также в скважину любого направления диаметром 56—200 мм.

Этим показателям назначения соответствует типоразмерный ряд зарядных машин, разработанных ВНИИцветметом, в который входят: эжекторные зарядчики типа «Курама», ЗЭП-Г и ЗЭП-В, которые относятся к I группе и выпускаются опытным заводом ВНИИцветмет (рис. 15.3).

Нагнетательно-эжекторный зарядчик для шпуров и скважин малого диаметра «Катунь» показан на рис. 15.4 (зарядчик II группы).

Зарядная машина «Ульба-100» (зарядчик III группы) предназначена для зарядки скважин (рис. 15.5).

Зарядная машина «Ульба-400» (рис. 15.6) — машина IV группы и ее самоходный вариант «Ульба-400С». Все машины серийно выпускаются Востокмашзаводом (г. Усть-Каменогорск). Технические характеристики типоразмерного ряда зарядных устройств «Катунь» и «Ульба» приведены ниже.

Техническая характеристика зарядных устройств «Катунь» и «Ульба»

Тип зарядчика	«Катунь»	«Ульба-100»	«Ульба-400» «Ульба-400С»
Техническая производительность, кг/с	0,17—0,42	0,17—1,7	0,17—2,00
Диаметр зарядящихся шпуров, скважин, мм	36—70	56—125	70—250
Угол наклона зарядящихся шпуров, скважин, градус	0—360	0—360	0—360
Длина пневмодоставки ВВ, м	60	≤300	≤300
Внутренний диаметр зарядного трубопровода, мм	20; 25	25; 32; 40	25; 32; 40
Расход сжатого воздуха, л/с	≤50	≤130	≤170
Расход воды, л/с	0,025	≤0,1	≤0,7
Вместимость нагнетательной камеры, л	50	150	400
Вместимость бака для воды, л	2	4,7	25
Рабочее давление в нагнетательной камере, МПа	≤0,8	≤0,8	0,2—0,7
Производительность загрузки, кг/с	—	—	2,0
Масса, не более, кг	26	65	710
Основные размеры, мм:			
длина	580	800	2000
ширина	440	660	1100
высота	960	1400	1700

Вариант машины «Ульба-400С» отличается тем, что собственно зарядное устройство «Ульба-400» установлено на самоходное шасси. На шасси также установлены гидрофицированная площадка и резервный бункер для ВВ вместимостью 0,9 т ВВ.

Стабилизация расхода в этих машинах обеспечивается с помощью регулятора расхода воздуха прямого действия.

Расход жидкой добавки стабилизируется за счет параллельного включения пилателя для жидкости с нагнетателем для ВВ.

Функция защиты от закупорки зарядного трубопровода решена за счет применения автоматической блокировки, которая при выходе на критический режим работы системы зарядки ограничивает подачу ВВ и жидкости в трубопровод.

Контроль состояния системы зарядки осуществляется с помощью манометров, установленных на входе машины и на нагнетательной камере. Показания этих манометров характеризуют сопротивление транспортной магистрали и соответственно возможности машины по производительности.

Пневмовакuumная загрузка осуществляется с помощью эжектора, установленного на верхней части нагнетательной камеры, крана и рукава с наконечником, который стыкуется с любыми доставочными смкостями. Все машины комплектуются специальными насадками «Факел» трех типоразмеров (36, 60 и 100 мм).

Машины создают возможности для автоматизации процесса формирования заряда в скважине посредством использования насадки-автомата.

В зарядчике ЗП-2 при подаче воздуха под поршень 4 перемещается шток 3, а клапаном 2 закрывается загрузочное окно (рис. 15.7). При этом открывается отверстие 6 и воздух поступает в камеру дозирования 1 и выдавливает размещенную там порцию ВВ в зарядный шланг. После этого под действием пружин 5 шток 3 опускается вниз, и цикл работы повторяется. Зарядчик ЗП-2 изгото-

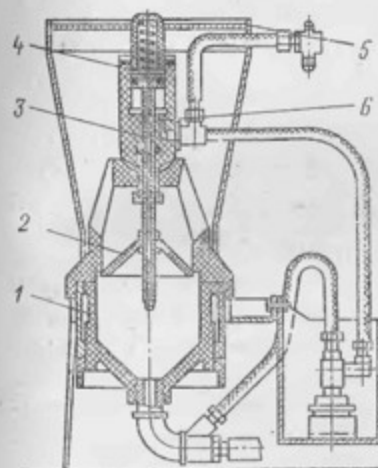


Рис. 15.7. Порционный зарядчик ЗП-2

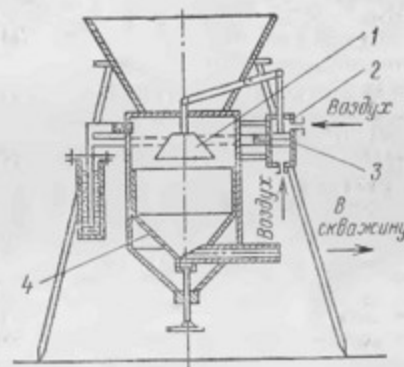


Рис. 15.8. Пневмозарядчик ЗМК-1

тавливает ремонтно-механическая база Ленингорского полиметаллического комбината.

В заряднике ЗМК-1 клапан 1 связан с поршнем 3 расположенным в пневмоцилиндре 2, после заполнения дозирующей камеры 4 происходит аэрирование ВВ, и оно по шлангу подается в скважину (рис. 15.8). Зарядник ЗМК-1 изготавливает Карпинский машиностроительный завод.

Техническая характеристика зарядников для шпуров

Тип зарядника	ЗЭП-Г типа «Курама»	ЗП-2	ЗМК-1
Техническая производительность, кг/с	0,2	0,6	0,5
Диаметр шпуров, мм	36—46	36—46	36—70
Глубина шпуров (скважин), м	<3	<5	<50
Плотность заряжания, кг/дм ³	<1,1	<1,1	<1,1
Вместимость, кг	7	40	35
Масса без шлангов, кг	2,2	15	35

Для обеспечения безотказной детонации гранулированных ВВ в шпуровых зарядах необходимо соблюдение ряда условий при их формировании зарядными устройствами.

Для нормального протекания процесса укладки гранулированного ВВ в шпуре конец зарядной трубки должен находиться от движущегося «забоя» на одном и том же оптимальном расстоянии. При этом оси шпура и зарядной трубки должны совпадать. Для соблюдения этого условия заряжающий, установив в начальный момент конец зарядной трубки от боевика или забоя на оптимальном расстоянии, по мере подвигания «забоя» заряда должен отодвигать и трубку с зарядником до завершения цикла заряжания за один прием. Для шпуров диаметром 40 мм это условие соблюдается при технической производительности зарядника не более 0,2 кг/с (12—15 кг/мин).

При большей производительности заряжания, например, пневматических порционных зарядников (ЗП-2, ЗМК-1 и др.) шпуры заряжают практически при неподвижной зарядной трубке. При этом расстояние от ее конца до заряда по мере заряжания меняется от максимального до минимально допустимого по выносу частиц ВВ из шпура. Естественно, в этом случае плотность ВВ в заряде непостоянна и уменьшается от устья шпура к забою. Этим обстоятельством, а также большими потерями скорости частиц ВВ в трубопроводе вследствие высокой весовой концентрации смеси, достигающей у порционных зарядников в момент подачи порции в шпур до 30—40 кг/мин, объясняются относительно низкие (1,03—1,07 г/см³) средние показатели по плотности заряжания и ее изменения в каж-

дой порции ВВ, доставленной в забой от насыпной плотности до 1,2 г/см³.

В связи с изложенным получившие широкое распространение при шпуровой отбойке порционные зарядники ЗП-2 и ЗМК-1 по мере освоения серийного производства будут заменены на более совершенные.

В соответствии с принятыми решениями Межведомственного совета по взрывному делу в качестве основы при создании перспективного типажа зарядных машин для подземных рудников признаю целесообразным иметь ряд зарядных машин и устройств, предусматривающий пять типоразмеров: ЗШ-10, ЗШ-40, ЗШ-120, ЗШ-400, ЗШ-1200. Признаком, определяющим, к какому типоразмеру отнести ту или иную зарядную машину для подземных работ, является масса максимального заряда ВВ, формирование которого в шпуре или скважине она обеспечивает при непрерывном процессе заряжания. Зарядные машины и устройства должны обеспечивать:

формирование заряда ВВ в шпуре или скважине за один прием; регулирование и поддержание в заданных пределах концентрации смеси воздух-ВВ и скорости ее движения, а следовательно, и технической производительности;

заряжание скважин диаметром 70—250 мм любого направления при длине зарядного шланга до 300 м;

контроль за качеством укладки в скважине и количеством заряжаемого ВВ;

дозированный ввод заданного количества жидких добавок в ВВ в процессе заряжания;

равномерную укладку ВВ в шпуре с заданной плотностью по всей его длине;

измельчение гранул до такой степени, чтобы обеспечить в заряде из грубодисперсных гранулированных ВВ постоянство механической смеси заданной дисперсности.

15.5. СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ ЗАРЯЖАНИЯ И ЗАБОЙКИ СКАЖИН НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

В настоящее время средства для механизации взрывных работ на карьерах большой производственной мощности имеют большую единичную мощность и состоят из зарядных и смесительно-зарядных машин для гранулированных и водосодержащих ВВ заводского и местного изготовления, забочных машин и машин для удаления воды из скважин.

15.5.1. Зарядные машины для гранулированных ВВ

Зарядная машина МЗ-ЗА предназначена для транспортирования и заряжания скважин на открытых горных работах игда-

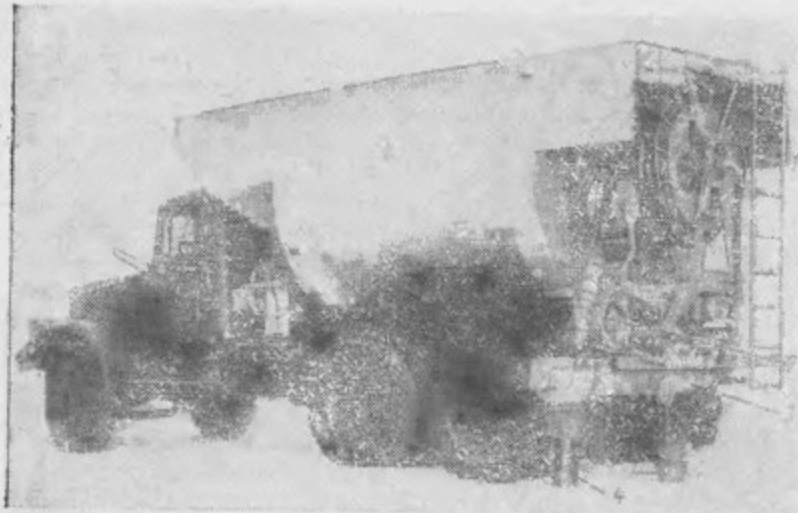


Рис. 15.9. Зарядная машина МЗ-3Б:

1 — барабан; 2 — устройство для откачки воды из скважины; 3 — шланг для подачи воды; 4 — зарядный рукав

нитом, а также ВВ заводского изготовления, допущенными Госгортехнадзором СССР для механизированного заряжания. Выгрузка из бункера машины и транспортирование ВВ к устью скважины осуществляются системой шнеков, которые служат и для смешения аммиачной селитры с дизельным топливом при изготовлении игданита.

Машина МЗ-3Б выполняет те же операции, что и МЗ-3А, но в отличие от нее дополнительно оснащена устройствами для рассредоточения зарядов в скважине пневмозатворами и для удаления воды из скважин (рис. 15.9). Базой для машин МЗ-3А и МЗ-3Б служат шасси автомобиля КраЗ-256Б.

Машина МЗ-4 предназначена и функционально выполняет те же операции, что и МЗ-3А. Основным отличием машины является высокая грузоподъемность. Базой служат шасси автомобиля БелАЗ-540А. Этот фактор определяет область применения машины — крупные карьеры. Кроме того, не разрешается движение таких машин по автодорогам общего пользования. Машины МЗ-3А и МЗ-4 серийно изготавливаются Карпинским машиностроительным заводом, выпуск машин МЗ-3Б планируется начать с 1987 г.

Машина МДЗ-1М предназначена для доставки сухих акваторных смесей к местам производства взрывных работ и перегрузки смесей ВВ в установки типа «Акватор», а также для доставки и заряжания скважин гранулированными ВВ (рис. 15.10).

Оборудование смонтировано на шасси автосамосвала КраЗ-256Б

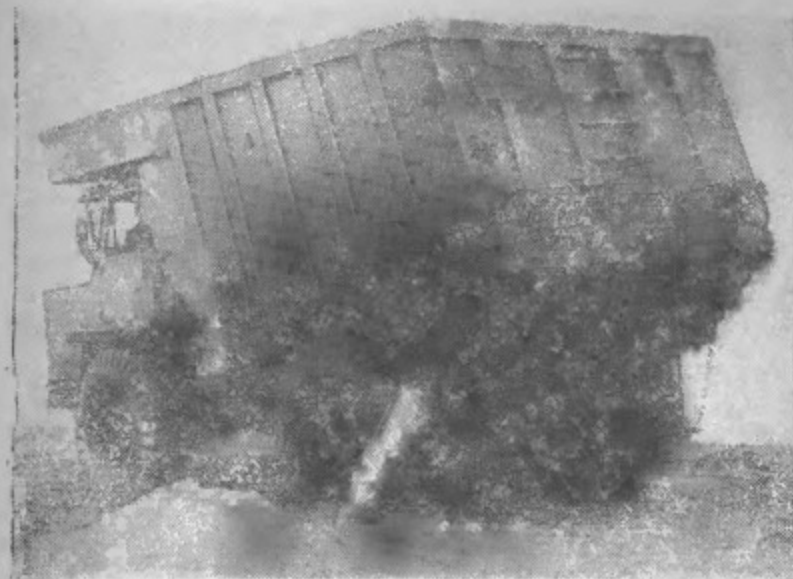


Рис. 15.10. Зарядная машина МДЗ-1М

и состоит из следующих основных узлов: бункера, двух шнеков — наружного поворотного с дозатором и внутреннего подптитывающего неповоротного, пневмосистемы, системы увлажнения ВВ.

Система увлажнения предназначена для смачивания ВВ в летнее время с целью уменьшения пыления и снятия статического электричества. Изготовитель — Востокмашзавод.

Машина МЗ-8 представляет собой бункер, смонтированный на автомобиле МАЗ-563Б, с размещенными внутри него пневматическими диафрагмами для перемещения ВВ. ВВ из бункера самотеком поступает в дозатор, откуда также самотеком в скважину. Изготовитель ППП Кривбассвзрывпром.

ППП Кривбассвзрывпром совместно с ИГТМ АН УССР создала для машины МЗ-8 приставку ИПИ для изготовления игданита (рис. 15.11). Специалистами предприятия разработано устройство доставочно-зарядное (УДЗ) на базе большегрузных автомобильных прицепов. Устройство УДЗ представляет собой зарядную емкость, как и на машине МЗ-8, смонтированную на базе прицепа. Поезд из 2—3 устройств УДЗ трактором-буксировщиком транспортируется на борт карьера. На борту карьера загруженные взрывчаткой вещества УДЗ отцепляют, а разгруженные устройства трактором доставляют



Рис. 15.11. Зарядная машина МЗ-8 с приставками ИПИ для приготовления иуданита:
1 и 2 — емкости соответственно для жидкого горючего и порошкообразной добавки

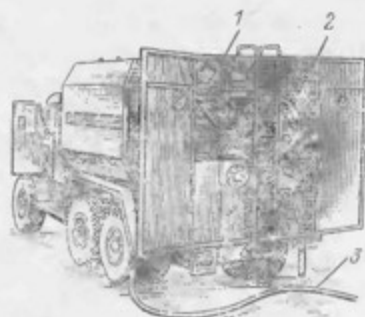


Рис. 15.12. Смесительно-зарядная машина «Акватол-1У»:
1 — бак с ВВ; 2 — шлангоизмотка-тель; 3 — зарядный шланг

на склад за новой порцией ВВ. Другим трактором или зарядной машиной заполненные УДЗ (по одному) доставляют на блоки, где и заряжают скважины.

Техническая характеристика зарядных машин для карьеров

Тип зарядной машины	МЗ-3А	МЗ-3Б	МДЗ-1М	МЗ-8	МЗ-4
Грузоподъемность, т	10	10	10	7	25
Производительность, кг/мин	300	600	350	650	450
Вместимость, м ³ : бункера	11,3	11,3	11,5	9,0	26,6
смесительной камеры дозатора	220	—	150	90	—
бака солярового масла	700	700	1000	—	1500
Масса машины с ВВ, т	23,5	23	23,5	20	49,5

В соответствии с принятыми Межведомственным советом по взрывному делу решениями в качестве основы при создании перспективного типажа зарядных машин для открытых горных работ признано целесообразным иметь пять типов зарядных машин: МЗП-6, МЗП-10, МЗВ-10, МЗВ-20 и МЗ-25 грузоподъемностью 6, 10, 20 и 25 т. Зарядные машины должны обеспечивать:

заряжание скважин сухими гранулированными ВВ с полученной плотности формируемого заряда выше 1,0;

заряжание обводненных скважин водостойчивыми водосодержащими ВВ по технологии «под столб воды»;

заряжание группы скважин с одной стоянки зарядной машины при глубине их до 30 м и длине зарядного шланга до 60 м с получением плотности формируемого заряда выше 1,0;

дозированный ввод в поток заряжаемого ВВ жидких компонентов;

автоматизированное формирование скважинных зарядов с заданными энергетическими параметрами по заранее составленной программе.

Для работ на небольших по производительности карьерах и строительных объектах с объемом потребления до 500 т/год могут использоваться зарядные машины типа ЗШ-120, ЗШ-400 и ЗШ-1200, созданные для подземных рудников. Для этих условий особенно перспективным является создание машин, построенных по модульному принципу, что позволяет резко увеличить коэффициент использования шасси машин и тем самым повысить экономическую эффективность их использования.

15.5.2. Смесительно-зарядные машины для водосодержащих ВВ

Машина «Акватол-1У» (рис. 15.12) предназначена для приготовления, доставки, заряжания водосодержащих взрывчатых веществ типа акватолов и ВВ на основе горячего раствора окислителя (ГЛТ, карбатола, ифзаниты). Эта машина разработана Гипроникелем, а выпускается Востокмашзаводом.

Машина обеспечивает приготовление 10 т водосодержащих ВВ непосредственно в бункере-смесителе, а также приготовление горячего раствора окислителя «острым паром», что исключает сооружение на месте работ стационарного пункта.

Машина смонтирована на самосвале КрАЗ-256Б и имеет бункер-смеситель, смеситель-дозатор с насосом и барабан-извлекатель зарядного шланга.

Компоненты окислителя или взрывчатого вещества загружаются в бункер-смеситель с помощью погрузчиков, из бункера пункта снаряжения зарядных машин, с помощью доставочно-зарядных машин типа МДЗ-1М с эстакады или МЗ-3 (пневматическая перегрузка).

По окончании заряжания скважин горячая вода из рубашки бункера-смесителя используется для вымывания остатков ВВ из рабочих узлов машины.

Гипроникелем создана смесительно-зарядная машина «Акватол-3» на базе большегрузного автосамосвала БелАЗ, которая проходит испытания на Лебединском ГОКе.

Техническая характеристика смесительно-зарядной машины «Акватор-1У»

Грузоподъемность, т	10,0
Вместимость, м³:	
бункера-смесителя	8
смесителя-дозатора	0,6
рубашки бункера-смесителя	0,5
бака для раствора структурирующего агента	0,14
Производительность заряжения, кг/с	14
Длина зарядного рукава, м	10 и 30
Диаметр зарядного рукава, мм	66
Масса машины с грузом ВВ, кг	23500

15.5.3. Заблочные машины

Заблочные машины ЗС-1М и ЗС-2М предназначены для транспортировки заблочного материала к заряжаемым скважинам и их механизированной забойки.

Принцип работы машины ЗС-2М (рис. 15.13) аналогичен машине ЗС-1М, но в отличие от последней она имеет вместо одного два рабочих органа, каждый из которых работает автономно и состоит из бункера, донного скребкового конвейера, расположенного перпендикулярно к продольной оси автомобиля с разгрузочными лотками в зоне видимости шофера-оператора. Базой машин ЗС-1М и ЗС-2М являются соответственно автомобили МАЗ-5549 и КраЗ-256В1. Выхлопными газами автомобилей происходит обогрев стенок бункеров, что предотвращает намерзание к ним заблочного материала при минусовых температурах.

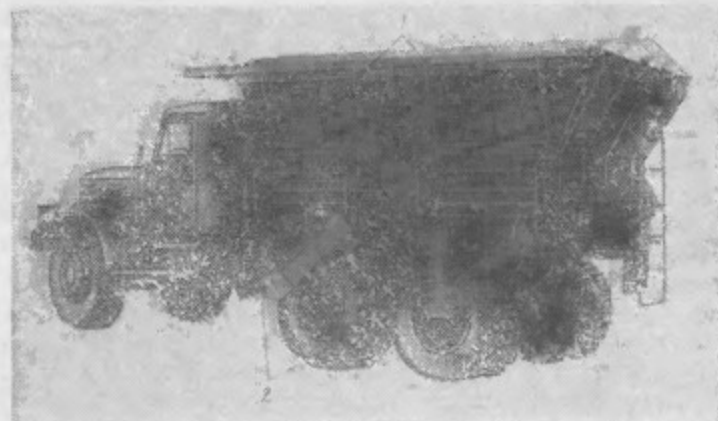


Рис. 15.13. Заблочная машина ЗС-2М:
1 — загрузочные бункера; 2 — разгрузочные лотки

Техническая характеристика заблочных машин

Тип заблочной машины	ЗС-1М	ЗС-2М
Грузоподъемность, т	5	11
Диаметр скважин, мм	> 190	> 190
Производительность, кг/мин	1700	1700
Вместимость одного бункера, м³	4	4,4
Масса полная, т	13,35	23,5

Разработчик заблочных машин — НИПИГормаш, изготовитель — Карпинский машиностроительный завод.

15.5.4. Установка для осушения скважин УОС-250

Установка для осушения скважин УОС-250 предназначена для удаления воды из взрывных скважин перед их заряжением.

Техническая характеристика установки УОС-250

Глубина осушения скважин, м	25
Техническая производительность погружного насоса, дм³/мин	300—350
Диаметр осушаемых скважин, мм, не менее	190
Привод барабана и погружного насоса	Гидравлический
Марка насоса гидравлического привода	НШ50-2Л
Масса установки, кг	5300

Установка для осушения скважин УОС-250 смонтирована на шасси автомобиля ГАЗ-66-02 и представляет собой обогреваемый кузов, в котором установлен шланговый барабан с гидроприводом и гидроаппаратура привода центробежного насоса для откачки воды из скважины. Управление установкой для осушения скважин осуществляется с пульта управления, расположенного в кабине автомобиля, одним шофером-оператором.

Серийное производство установки для осушения скважин УОС-250 планируется с 1987 г. на Карпинском машиностроительном заводе.

15.6. СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ОБЪЕКТАХ С НЕБОЛЬШИМ ПОТРЕБЛЕНИЕМ ВВ

15.6.1. Карьеры

С уменьшением масштабов производства экономическая эффективность комплексной механизации взрывных работ снижается из-за роста удельных капитальных вложений и увеличения численности обслуживающего персонала.

В настоящее время механизация взрывных работ на объектах с ограниченным объемом потребления ВВ не получила еще широко-

го применения, что сдерживает дальнейший прогресс в области взрывной подготовки горных пород на большом числе объектов строительства и карьеров промышленности строительных материалов.

Склады ВМ, как правило, удалены на значительные расстояния от железнодорожных разгрузочных площадок, что вызывает необходимость осуществления промежуточных перевозок ВВ автотранспортом. По данным треста «Союзвзрывпром», на долю погрузочно-разгрузочных операций приходится 60 % всех затрат ручного труда, а трудоемкость зарядки и забойки скважин составляет соответственно 25 и 15 %.

Механизированная грузопереработка ВВ в мешкотаре осуществляется по пакетной схеме, предусматривающей разгрузку ВВ на приемной площадке, транспортирование пакетированного ВВ автотранспортом до склада ВМ, разгрузку и размещение пакетов с ВВ в хранилищах. Внедрение пакетной грузопереработки ВВ с применением авто- и электропогрузчика ВМ экономически обосновано для условий производства треста при пропускной способности склада ВВ не менее 1000 т ВВ в год. Механизацию складов ВМ с годовой пропускной способностью 400—1000 т ВВ технически и экономически целесообразно осуществлять с применением малогабаритных автопогрузчиков отечественного и зарубежного производства грузоподъемностью 1—3 т, оборудованных нейтрализаторами выхлопных газов и пламеискрыгасителями.

Механизацию работ на складах с пропускной способностью менее 400 т в год предусматривается осуществлять с применением средств малой механизации — ручных гидравлических тележек и штабелеров. Для условий их успешной эксплуатации нужно твердое и ровное покрытие транспортных поверхностей. Для условий складских операций с пакетированными на поддонах мешками с ВВ эффективно применять финские ручные гидравлические вилочные тележки Рокла RH-240 и RH-242 и штабелеры Рокла PVK-81 (рис. 15.14). Тележки RH-240 и RH-242 имеют грузоподъемность 2400 кг и могут без особых усилий передвигаться вручную. Ручные штабелеры PVK-81 имеют грузоподъемность 800 кг и высоту подъема 1,5 м, что позволяет эффективно использовать их при разгрузке ВВ на поддонах с автотранспорта и осуществлять двухъярусное штабелерование пакетов с ВВ в хранилищах складов ВМ.

В целях сохранения от самопроизвольного развала пакетов из мешков ВВ при их транспортировке автомобильным транспортом применяются различные средства пакетирования:

склеивание жидким стеклом уложенных на поддонах бумажных мешков и обвязка мешков специальными гибкими капроновыми стропами с укладкой сформированного пакета на поддон;

эффективным средством пакетирования мешков является приме-

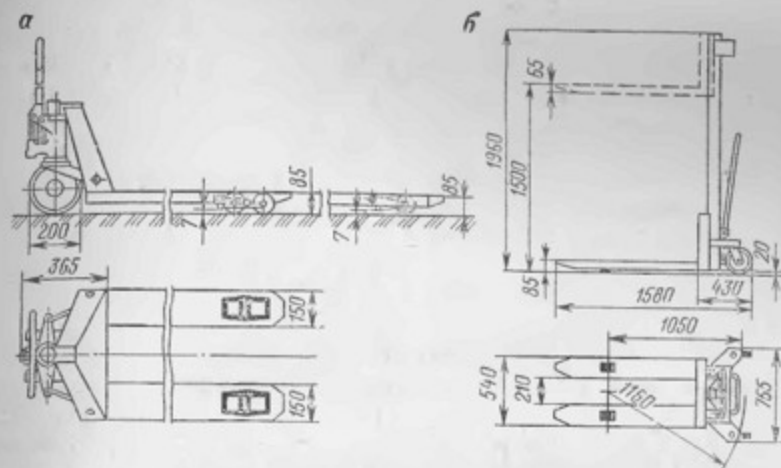


Рис. 15.14. Ручные гидравлические тележки:
а — Рокла RH-240; б — штабелер PVK-81

нение пакетирующих самозатяжных полуторавесных многооборотных стропов типа СП-4Ф конструкции Балтийского ЦПКБ Минморфлота СССР.

Все модификации стропов СП-4Ф изготавливаются из капроновой ленты ЛТК-50-22 (ширина 50 мм, разрывное усилие 22 кН). Строп состоит из замыкающей 7 и несущей 10 частей (рис. 15.15). Замы-

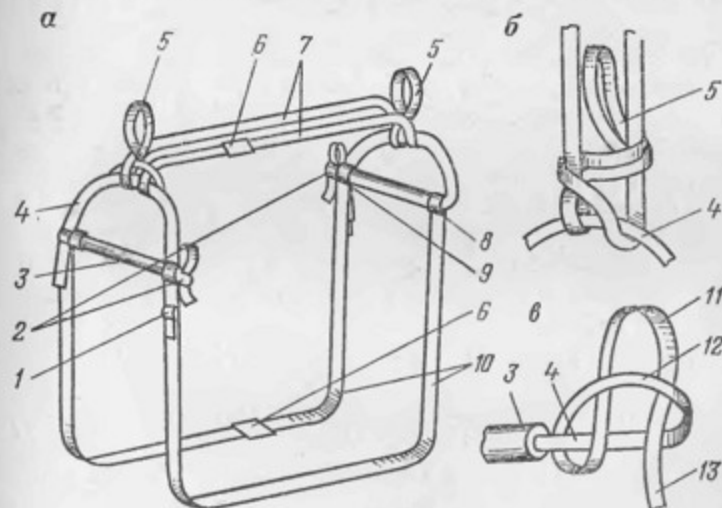


Рис. 15.15. Пакетирующий строп СП-4Ф:

а — общий вид; б — схема затяжки грузонесущего узла; в — схема крепления пластмассовой трубки

кающая часть представляет собой замкнутую петлю, сделанную из куска ленты с помощью сшивки 6. Несущая часть состоит из сшитых особым способом двух лент и двух пластмассовых трубок 3, играющих роль распорок. Обе ленты одинаковые, на одних концах их имеются петли 9, на других — верхняя 1 и нижняя 8 нашивные петли и двойные отрезки 4 для образования подъемных петель.

В собранном виде у стропа в замыкающей части 7 имеются подъемные петли 5. Несущую часть 10 собирают присоединением лент одна к другой. Отрезок ленты 4 пропускают через концевую петлю 9 другой ленты, трубку 3 и через одну из нашивных петель 1 или 8.

На оставшемся конце завязывают стопорный узел 2, пропуская ходовой конец 13, сложенный петлей 11 вдвое, под собственный шланг 12. Возможность выбора нашивных петель при сборе несущей части делает стропа СП-4Ф универсальными, так как их можно использовать для формирования пакетов разных размеров.

Затягивание стропа производится погрузчиком под собственной массой пакета при его подъеме с помощью специальных штыревых захватов или вилов за петли 5. Мешки с ВВ формируются в пакеты различного размера массой до 1 т: при трехрядном расположении — в 5—7 слоев (15—20 мешков); при четырехрядном расположении — в 5—6 слоев (20—24 мешка). Погрузка пакетов в автотранспортные средства производится вилами непосредственно за петли стропов или после их предварительной установки на поддоны. Аналогичным образом производится разгрузка автомобилей на складе ВМ и установка пакетов в хранилища.

По данным хронометражных наблюдений, применение стропов дает возможность уже на первой стадии формирования грузопотока — при разгрузке вагонов снизить в 2 раза трудоемкость работ и довести уровень их механизации до 50 % по сравнению с ручной разгрузкой. При поставке с заводов-изготовителей уже пакетированных в стропа мешков с ВВ имеется возможность практически полностью механизировать процесс разгрузки вагонов. Переход на поставку пакетированной продукции хотя и уменьшит примерно на 50 % трудоемкость разгрузки вагонов и полностью ликвидирует на этом этапе тяжелый физический труд, однако в целом по всем технологическим процессам этот выигрыш в трудоемкости составит всего 4 %.

Трестом «Союзвзрывпром» разработаны пакетировочные спецмашины на базе большегрузных автомобилей: АВМ-1 на шасси автомобиля ЗИЛ-133Г1 и АВМ-2 на шасси автомобиля МАЗ-5334. Конструктивно машины АВМ-1 и АВМ-2 выполнены в виде шестисекционных изолированных друг от друга отсеков для размещения в каждом пакете из мешков ВВ массой 1 т, закрывающихся двух-

створчатыми дверьми на замок. Загрузка и разгрузка пакетированного на поддонах ВВ осуществляется вилочными погрузчиками. Применение пакетодоставочных машин АВМ-1 и АВМ-2 обеспечивает надежную сохранность ВВ при их транспортировании.

Как видно из рис. 15.16, комплексная механизация взрывных работ экономически обоснована при годовых расходах ВВ свыше 2000 т. Распределение карьеров строительных материалов и суммарное количество ВВ в зависимости от годового расхода приведены ниже.

Годовой расход ВВ, т . . .	<400	401—1000	1001—2000	>2000
Число карьеров, % . . .	52	25	15	8
Суммарное количество расходуемого ВВ, % . . .	20,5	21,5	24,5	33,5

Спецстройлабораторией треста «Союзвзрывпром» разработана транспортно-зарядная машина БЗА на базе автомобиля КраЗ-257Б, представляющая собой шестисекционный бункер суммарной вместимостью 10 т ВВ.

Каждая секция бункера имеет самостоятельные выпускные отверстия, перекрываемые шиберной заслонкой. Выпуск ВВ из бункера осуществляется в объемные дозаторы вместимостью по 80 кг, из которых ВВ поступает в заряжаемые скважины. Техническая производительность БЗА 30 т/ч.

Для забойки скважин большого диаметра 250—400 мм спецупрaвления треста «Союзвзрывпром» успешно используют автосамосвалы. Применение автосамосвалов для забойки скважин является экономически оправданным мероприятием, так как специальные забойные машины имеют крайне низкий коэффициент использования во времени. Кроме того, производительность забойки скважин автосамосвалами в 2,5—3 раза выше, чем забойными машинами.

В табл. 15.1 приведены данные по трудоемкости в расчете на 1 т ВВ и уровню механизации всех процессов при ручной и механизированной схемах переработки ВВ. Данные таблицы получены по хронометражным наблюдениям в Краснодарском СУ треста «Союзвзрывпром».

Применение комплексной механизации взрывных работ на основе пакетной технологии грузопереработки ВВ позволяет довести

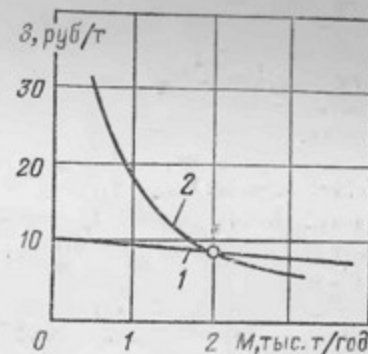


Рис. 15.16. Зависимость приведенных затрат Z от годового расхода ВВ M при ручной (1) и механизированной (2) грузопереработке

Таблица 15.1

Сравнительная эффективность ручной и механизированной схем переработки ВВ

Операция	Ручная грузопереработка		Механизированная грузопереработка с применением стро-пов СП-4Ф	
	Трудоем-кость ра-бот, чел-ч/т	Уровень механизации, %	Трудоем-кость ра-бот, чел-ч/т	Уровень механизации, %
Разгрузка ВВ из желез-нодорожных вагонов в автомашины	0,35/0,35	0/0	0,17/0,17	47,1/47,1
Перевозка ВВ от разгру-зочной площадки до склада	0,06/0,06	100/100	0,06/0,06	100/100
Разгрузка ВВ на скла-де	0,56/0,56	0/0	0,09/0,09	88,9/88,9
Погрузка ВВ на складе в автомашины	0,46/0,46	0/0	—/—	—/—
Растаривание ВВ и за-грузка зарядной маши-ны	—/—	—/—	0,31/0,31	35,5/35,5
Доставка ВВ на объект	0,23/0,23	100/100	0,22/0,22	100/100
Зарядание скважин	1,68/0,47	0/0	0,28/0,07	92,9/100
Забойка скважин	0,72/1,85	0/0	0,33/1,01	100/100

Примечание. В числителе дроби приведены значения для диаметра скважин 150 мм, а в знаменателе — 400 мм.

уровень полностью механизированных работ до 84,5 % и снизить трудоемкость ручных работ в 2,5 раза. При этом производительность труда при зарядании скважин увеличивается в 6 раз, а при забойке — в 2 раза.

15.6.2. Объекты транспортного строительства

При производстве работ в транспортном строительстве не могут использовать машины, применяемые в других отраслях, из-за низкого коэффициента их использования, сложности и большой стоимо-сти существующих схем загрузки их емкостей.

Трестом «Трансвзрывпром» и МГИ при участии ЦНИИСа и СКГМИ разработана транспортно-зарядная машина «Калуга». В комплект зарядной установки, смонтированной на автоприцепе,

входят: пневмозарядчик ЗМБС-2; герметически закрывающаяся ем-кость для ВВ вместимостью 2 м³, оборудованная специальной аэра-ционной решеткой; барабан для токопроводящего пневмошланга, кассетирующее устройство переменного объема для соединения ем-кости с пневмозарядчиком и объемный дозатор (рис. 15.17).

Для выдачи ВВ из емкости в бункер пневмозарядчика или в объемный дозатор применен способ псевдооживления ВВ. Заря-жание скважин производится по двум технологическим схемам.

По первой схеме (рис. 15.18, а) зарядную машину загру-жают ВВ на складе и транспортируют к месту взрывных работ, на которое подъезд ни автомобилем, ни трактором невозможен. Пнев-мозарядчик и камеру зарядной машины подсоединяют к ресиверу передвижного компрессора. Сжатый воздух подается под аэрацион-ную решетку емкости зарядной машины, и в ней создается избыточ-ное давление 0,02—0,03 МПа. В результате псевдооживленное ВВ по трубопроводу перемещается в бункер пневмозарядчика ЗМБС-2, оборудованного дополнительным кассетирующим устройством. Пнев-мозарядчик ЗМБС-2 подает ВВ сжатым воздухом под давлением через электропроводящий шланг в скважину на расстояние до 100 м по горизонтали и до 50 м по вертикали.

Пневмозарядчик потребляет 3—4 м³/мин сжатого воздуха, за-рядная емкость — 0,6—0,8 м³/мин. Производительность зарядания составляет 1—2 т/ч в зависимости от дальности транспортирования ВВ. Повышение производительности труда взрывников при малой за-рядной емкости машины «Калуга» и средних расстояниях от склада до заряжаемого блока (6—7 км) не достигается.

По второй схеме (рис. 15.18, б) зарядная машина «Ка-луга» эксплуатируется в тех случаях, когда возможен подъезд за-рядной установки к заряжаемому блоку. Перемещение псевдоожи-женного ВВ происходит из емкости по трубопроводу не в пневмоза-рядчик ЗМБС-2, а в объемный дозатор, расположенный над устьем скважины, или непосредственно в скважину. Благодаря низким ско-ростям (3—4 м/с) перемещения ВВ по зарядному трубопроводу резко снижено явление электризации, уменьшаются пыление ВВ и разрушение гранул. При относительной влажности воздуха 90 % статическое электричество в зарядном трубопроводе не обнаружено, при относительной влажности воздуха 50 % разность потенциалов не превышает 200 В. Производительность зарядания 150—160 кг/мин при расходе сжатого воздуха 1 м³/мин. По этой схеме смачивание ВВ не требуется, и зарядная машина «Калуга» может использоваться и при отрицательных температурах наружного воз-духа.

Для работы в особенно сложных крутокосякорных условиях тре-стом «Трансвзрывпром», ЦНИИСом, ПКБ «Главстроймеханизация»

Рис. 15.17. Объемный дозатор

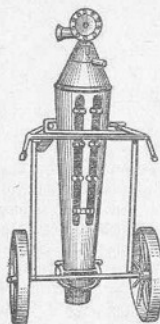
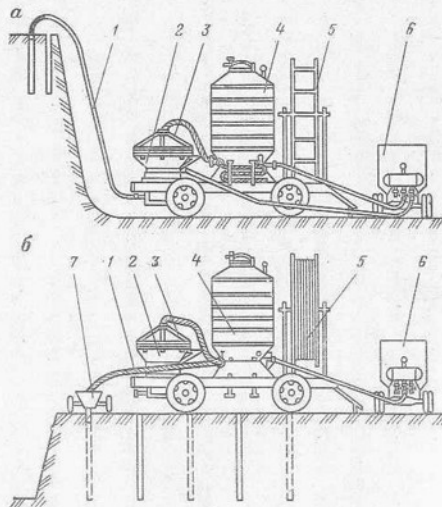


Рис. 15.18. Технологические схемы работы транспортно-зарядной машины «Калуга» при зарядании скважин:

а — с применением пневмозарядчика; б — с использованием объемного дозатора; 1 — шланг; 2 — бункер пневмозарядчика; 3 — кассетирующее устройство; 4 — бункер для ВВ; 5 — барабан для зарядного шланга; 6 — передний компрессор; 7 — объемный дозатор



в содружестве с ВНИИцветметом разработана зарядная машина ТЗУ-Т с рабочим органом «Ульба-400».

В комплект зарядной установки, смонтированной на автоприцепе, входит зарядный узел «Ульба-400». Машина ТЗУ-Т используется для зарядания скважин на объектах дорожного строительства при отсутствии средств загрузки ВВ в емкость зарядной машины. Особенно эффективна ее эксплуатация при необходимости транспортирования ВВ в скважины, расположенные сверху на склонах косогор. Вместимость нагнетательной камеры ТЗУ-Т 400 дм³, а водяного бака — 30 дм³, давление сжатого воздуха 0,5—0,8 МПа, расход сжатого воздуха 2—10 м³/мин. Дальность подачи ВВ по горизонтальной до 300 м, по вертикали до 100 м. ТЗУ-Т работает совместно с передвижным компрессором. Через всасывающий шланг эжекторного узла ВВ из мешка или специального ящика всасывается и поступает в нагнетательную камеру. После заполнения нагнетательной камеры всасывающий канал перекрывается, ВВ из камеры по нагнетательному шлангу сжатым воздухом транспортируется в скважину.

В тресте «Трансвзрывпром» внедрена схема механизации складских работ с использованием автофургона и напольных тележек.

По этой схеме производится разгрузка ВВ из вагона в автофургон с частичной предварительной укладкой мешков в специальные контейнеры непосредственно в вагоне. Контейнеры транспортируются в автофургон с помощью ручной напольной тележки. Разгрузка и погрузка контейнеров на складе выполняется с помощью грузоподъемного борта, а транспортирование в помещение склада осуществляется напольными тележками.

Техническая характеристика автофургона

Грузоподъемность механизма заднего борта, т	1,21
Максимальное время подъема заднего борта, с	30
Максимальное время опускания заднего борта, с	10
Масса без груза, т	5,3

Основными частями автофургона (рис. 15.19) являются: шасси 1, фургон 2, задняя стенка грузоподъемного борта 4 и механизм подъема 3.

Автофургон устанавливают под загрузку задним бортом как можно ближе к двери вагона так, чтобы совместить уровень пола вагона и автомобиля. На пол вагона и автофургона укладывают металлический настил. В вагоне мешки в ВВ перекладывают в специальный контейнер грузоподъемностью 1 т, представляющий собой конструкцию из деревянных брусков, обшитых алюминиевыми листами и уголками с двумя откидными боковыми стенками. При загрузке в него мешков стенки устанавливаются в вертикальное положение. После загрузки их стягивают стропами (с-боков и в верхней

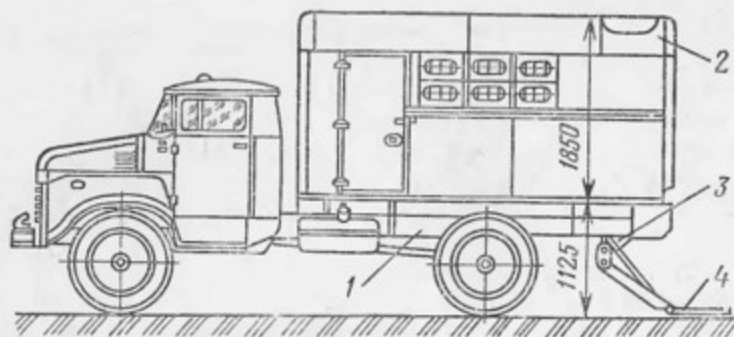


Рис. 15.19. Автофургон с грузоподъемным бортом

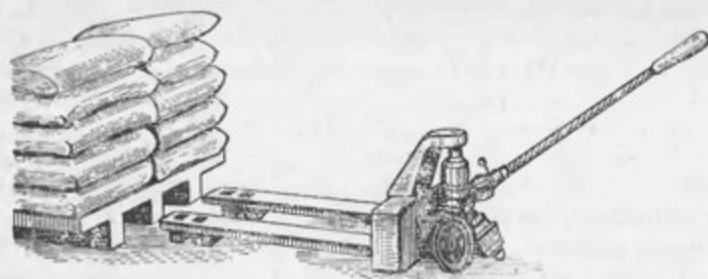


Рис. 15.20. Ручная напольная тележка

части контейнера). В нижней части контейнер имеет пазы для размещения в них подъемных вилок напольной тележки или погрузчика. Масса контейнера без груза 120 кг. Загруженный контейнер доставляют в автофургон ручной напольной тележкой с подъемными вилами. Тележка оборудована гидравлическим устройством для подъема вилок с ручным приводом (рис. 15.20). Перед началом транспортирования грузного контейнера вилы заводят в пазы основания контейнера и поднимают его с помощью ручного гидравлического подъемника. По данным замеров, усилие в момент трогания тележки с грузом 1 т на бетонном полу составляет 0,89 кН, а в момент передвижения — 0,41 кН. Усилие при вкатывании на грузоподъемный борт автофургона составляет 1,53 кН, а при передвижении внутри кузова — 0,46 кН. В автофургон загружают четыре контейнера с ВВ, причем последний из них устанавливают непосредственно на тележке.

В случае затруднительного подъезда автофургона к двери вагона его загружают непосредственно с земли. При этом грузную

тележку устанавливают на грузоподъемный борт, который предварительно опускают в крайнее нижнее положение. Затем грузный борт поднимают до совмещения с полом автофургона и закатывают тележку внутрь. После освобождения ее от контейнера цикл загрузки повторяют в такой же последовательности. Последний контейнер устанавливают в автофургон непосредственно на тележке. Разгрузочные работы выполняют в обратной последовательности.

15.7. ТИПОВЫЕ СХЕМЫ МЕХАНИЗАЦИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

По заданию Минцветмета СССР Центральным проектным конструкторско-технологическим бюро (ЦПКТБ) Минцветмета Казахской ССР совместно с КазПТИ в 1980—1983 гг. разработаны Типовые схемы комплексной механизации взрывных работ для карьеров и подземных рудников (альбомы 424А-ТВР и 424БТВР), согласованные с Госгортехнадзором СССР и утвержденные Минцветметом СССР.

Характеристика типовых схем приведена в табл. 15.2. При разработке этих схем в основу были положены следующие факторы: способ разработки месторождения (подземный, открытый); вид поставки ВВ с завода-изготовителя на горное предприятие (в мешках навалом в вагоне; в мягких контейнерах в вагоне; россыпью в специальных жестких контейнерах на платформах); способ грузопереработки ВВ на базисном складе и руднике: пакетный; пакетный с перезатариванием ВВ в контейнеры малой емкости (пакетно-контейнерный); пакетный с перепуском растаренных ВВ по скважине в бункер подземного расходного склада; контейнерный с перезатариванием ВВ из среднетоннажных в малые контейнеры или с перепуском ВВ по скважине (для условий подземного рудника); контейнерный с использованием контейнера в качестве бункера транспортно-зарядной машины (для условий карьера).

Структура типовых схем показана на рис. 15.21. Типовые схемы I, II, III (для подземных рудников) и V (для карьеров) с пакетной переработкой ВВ на базисном складе предложены для условий, когда ВВ на горное предприятие поставляется в мешках навалом в железнодорожном вагоне. Осуществление этих схем потребует внесения изменений в организацию работ и соответствующего оснащения на горном предприятии.

Применение типовых схем IV (для подземных рудников), VI и VII (для карьеров) с контейнерной грузопереработкой потребует организационных изменений и соответствующего оснащения не только на горном предприятии, но и на заводе-изготовителе и на железнодорожном транспорте.

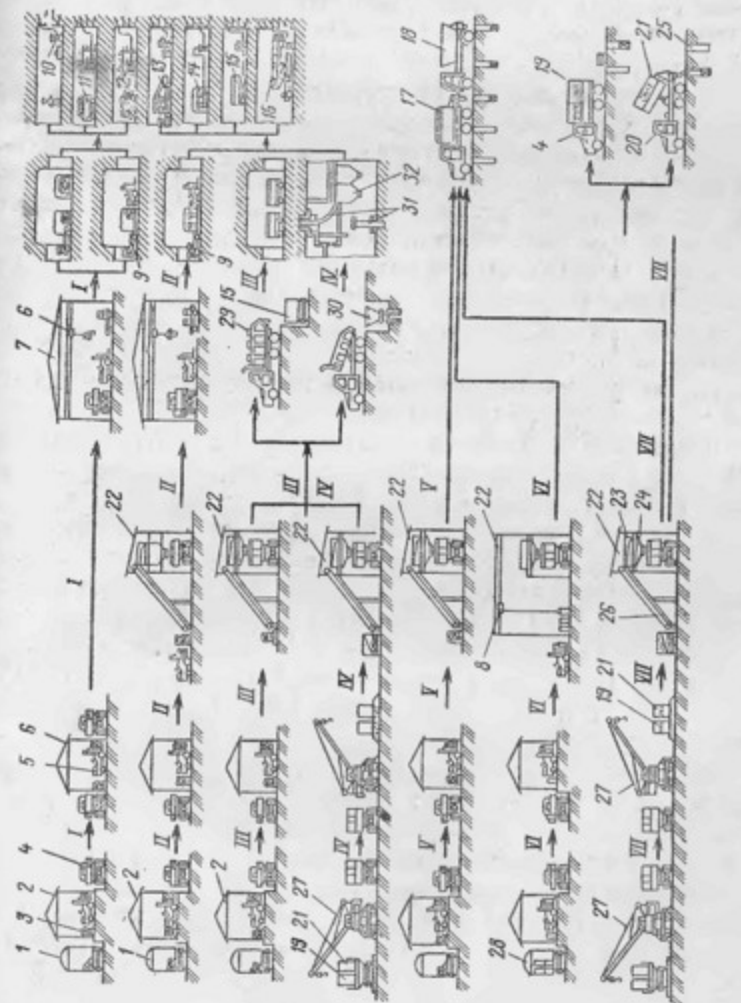
Рекомендуемые схемы механизированной переработки и зарядания ВВ

Номер схемы (условное наименование)	Основные особенности схемы	Приспособления, устройства, машины
Подземные разработки		
I (пакетная)	Формирование пакетов при разгрузке железнодорожного вагона, пакетная грузопереработка на базисном складе и подземном руднике, разборка пакетов и растаривание ВВ на расходном складе или непосредственно при зарядании на месте производства взрывных работ. Ручные операции: формирование и разборка пакетов, растаривание ВВ, загрузка зарядного механизма, монтаж и демонтаж зарядного трубопровода в выработках, изготовление патронов-боевиков, монтаж взрывной сети	Деревянные поддоны, стяжные устройства (строп-контейнеры и автопогрузчики, грузовые автомобили, электро-тельферы, электровозный или самоходный транспорт, зарядные устройства и машины
II (пакетно-контейнерная)	Формирование пакетов при загрузке железнодорожного вагона, пакетная грузопереработка на базисном складе, растаривание ВВ из мешков и затаривание в контейнеры малой емкости на стационарном пункте, контейнерная грузопереработка на подземном руднике. Ручные операции: формирование и разборка пакетов, монтаж и демонтаж зарядного трубопровода в выработках, изготовление патронов-боевиков, монтаж взрывной сети	То же, что и в схеме I с дополнением: стационарного пункта растаривания с ленточным транспортером (питателем), растаривающей установкой, бункера-накопителя, системы аспирации; контейнеров (канистр) вместимостью от 20 до 150—200 л, контейнеровозов
III (пакетная с перепуском ВВ в подземные бункера)	Грузопереработка на базисном складе и растаривание ВВ аналогично схеме II, перепуск гранулированных ВВ по трубопроводу, продолжен-	Дополнительно к оборудованию схемы II: специальный большегрузный автомобиль с бункерами; оборудование пункта пе-

Номер схемы (условное наименование)	Основные особенности схемы	Приспособления, устройства, машины
IV (контейнерная)	Помощью по скважине или стволу шахты, в бункер подземного расходного склада; доставка и зарядание при помощи доставочно-зарядных машин или расфасовки в контейнеры малой емкости; доставка в забой контейнеровозами и зарядание с использованием зарядных устройств и машин. Поставка гранулированных ВВ с завода-изготовителя россыпью в среднетоннажных специализированных контейнерах, контейнерная грузопереработка на базисном складе с хранением контейнеров с ВВ на открытых площадках, расфасовка в контейнеры малой емкости и последующая переработка груза аналогично схеме II или перепуск гранулированных ВВ в подземные бункера с последующей грузопереработкой аналогично схеме III. Ручные операции: монтаж и демонтаж зарядного трубопровода, изготовление патронов-боевиков и монтаж взрывной сети	репуска гранулированных ВВ, подземные бункера с дозаторами и контрольно-весовым оборудованием; спецвагоны и цистерны для перевозки ВВ, доставочно-зарядные машины. Специализированные контейнеры грузоподъемностью 3—5 т, контейнеры малой емкости; подъемно-транспортное оборудование для грузопереработки контейнеров; оборудование пункта расфасовки или пункта перепуска ВВ в подземные бункера, контейнеровозы, спецвагоны и цистерны для перевозки ВВ; доставочно-зарядные машины и зарядные устройства
Открытые разработки		
V (пакетная)	Формирование пакетов при разгрузке железнодорожного вагона, пакетная грузопереработка на базисном складе, растаривание ВВ из мешков в бункер-накопитель стационарного пункта, доставка ВВ в карьер и зарядание скважин транспортно-зарядными машинами, забойка заряженных скважин с помощью забоечных машин.	Деревянные поддоны, стяжные устройства (строп-контейнеры), электро- и автопогрузчики, грузовые автомобили, стационарный пункт растаривания ВВ с ленточным транспортером (питателем), растаривающей установкой, бункером-накопителем, системой аспирации; автоприцеп для мешкотары,

Номер схемы (условное наименование)	Основные особенности схемы	Приспособления, устройства, машины
VI (с мягкими контейнерами)	Ручные операции: формирование и разборка пакетов, изготовление и установка в скважинах инициирующих зарядов, монтаж взрывной сети, зарядка скважин в труднодоступных местах на уступе карьера	транспортно-зарядные машины, забоечные машины
VII (с жесткими контейнерами)	Поставка на горное предприятие гранулированных ВВ в мягких контейнерах вместимостью до 1 т, контейнерная грузопереработка на базисном складе, перегрузка ВВ в бункер-накопитель с последующей грузопереработкой и заряданием скважин аналогично схеме I. Ручные операции: зарядание скважин в труднодоступных для зарядной машины местах; изготовление и установка в скважинах инициирующих зарядов, монтаж взрывной сети	То же, что и в схеме I, за исключением деревянных поддонов, стяжных устройств, ленточного транспортера и растаривающей установки, но с включением электротельфера или кран-балки во взрывобезопасном исполнении
	Поставка на горное предприятие гранулированных ВВ россыпью в среднетоннажных специализированных контейнерах, контейнерная грузопереработка на базисном складе с хранением ВВ в контейнерах на открытых площадках; доставка ВВ в карьер в контейнерах, установленных на самосвалах; зарядание скважин из контейнеров через дозатор, механизированная забойка скважин. Ручные операции аналогичны схеме II	Специализированные контейнеры грузоподъемностью 3—5 т, подъемно-транспортное оборудование для грузопереработки контейнеров, автосамосвалы, забоечные машины

Рис. 15.21. Структура типовых схем комплексной механизации взрывных работ:



1—IV — номера типовых схем для подземных разработок; V—VII — номера типовых схем для открытых разработок; 1 — железнодорожный вагон; 2 — крытая прирельсовая площадка; 3 — пакет мешков с ВВ на поддоне; 4 — грузовой автопогрузчик; 5 — автопогрузчик; 6 — хранящее базисного склада; 7 — пункт перегрузки ВВ на поддонном рулике; 8 — электротельфер; 9 — платформа для перевозки пакетов и контейнеров; 10 — зарядное устройство; 11 — шахтный вагон для перевозки ВВ в мешках или ящиках; 12 — зарядная шала; 13 — контейнер; 14 — контейнер малой емкости; 15 — сплывающий для бестранспортной перевозки гранулированных ВВ; 16 — самоходная машина для зарядки шпуров; 17 — транспортно-зарядная машина; 18 — забоечная машина; 19 — жесткий контейнер УУК; 20 — автосамосвал; 21 — жесткий контейнер СК-1; 22 — пункт механизированной подготовки ВВ; 23 — растаривающая установка; 24 — бункер-накопитель; 25 — скважина; 26 — ленточный конвейер; 27 — автосамосвал; 28 — мягкий контейнер; 29 — транспортно-зарядная машина; 30 — приемная воронка ВВ; 31 — трубопровод в скважине для перепуска ВВ; 32 — приемный бункер ВВ.

При реализации данных схем на предприятиях рекомендуется следующее оборудование: поддон деревянный 2-заходный 1200×800, 1600×800 мм; строп-контейнер СК-1; спецконтейнер СК-1—5; электропогрузчики ЭПВ-1,0 и ЭПВ-1,25; автопогрузчики 4022 и 4043М; тягачи контейнерные на базе КрАЗ-221Б, КрАЗ-258, МАЗ-504В; грузовые автомобили ГАЗ-66, ЗИЛ-130, КрАЗ-256Б, МАЗ-503А; автокран МКА-16; кран мостовой электрический; растаривающие установки УРВ-2, МПР-30; зарядные устройства; доставочные и зарядные машины; транспортно-зарядные машины; забоечные машины; спецмашины для осушения и очистки скважин от бурового шлама; фильтр рукавный ФРУ III-30; вентилятор ВЦ; конвейер ленточный с шириной ленты 650 мм; конвейер винтовой 4032Н; полиэтиленовые рукава для зарядки скважин с проточной водой гранулированными ВВ на основе аммиачной селитры.

В шахте для доставки предусматриваются вагонетки с глухим кузовом любого типа, используемые на предприятии для доставки руды, без каких-либо конструктивных изменений. Внутренняя поверхность вагонетки для доставки ВВ покрывается антикоррозионной мастикой или полиэтиленовой пленкой. Это исключает затраты на изготовление спецвагонов и унифицирует подвижной состав на подземных рудниках. Для безопасности перевозки ВВ контактным электровозом вагон-контейнер сверху закрывается полотном из термостойкого диэлектрического материала ПЭВ, разработанного ВНИИБТГ.

Технико-экономические показатели типовых схем для усредненных условий предприятия приведены в табл. 15.3.

Применение комплексной механизации при грузопереработке ВВ и на взрывных работах позволяет снизить трудоемкость этих работ в 2—5 раз и повысить уровень механизации в 2,5—6 раз.

В условиях подземного рудника механизация грузопереработки ВВ и взрывных работ, даже без учета снижения стоимости ВВ, дает положительный экономический эффект. Для рудников с небольшим расходом ВВ (до 300—400 т/год) при существующем способе поставки ВВ на горные предприятия более рационально применение механизированного зарядания с использованием на погрузочно-разгрузочных операциях недорогих ручных тележек или других приспособлений малой механизации.

Применение типовых схем I и II в условиях открытых разработок в сравнении с «ручной» технологией позволяет в 2,8—3,5 раза снизить трудоемкость работ. Однако при этом не обеспечивается снижение удельных затрат (этот показатель по схемам I и II будет меньше, чем по схеме с ручной технологией, при расходе ВВ по карьеру более 8,5 тыс. т/год). Такое положение объясняется тем, что экономия за счет резкого сокращения трудозатрат при механиз-

Таблица 15.3

Технико-экономические показатели различных схем механизированной переработки и зарядания ВВ

Номер схемы (условное наименование)	Трудоем- кость грузо- переработки 1 т ВВ, чел.-ч	Себестои- мость пере- работки и зарядания 1 т ВВ при годовом рас- ходе 2000 т, руб.	Сметная стоимость ком- плекса, тыс. руб.	Уровень механиза- ции, %
Подземные разработки				
I (пакетная)	12,92	85	217	60,9
II (пакетно-контейнер- ная)	12,21	89	377	75,0
III (пакетная с перепус- ком ВВ в подземные бункера)	11,60	82	490	79,0
IV (контейнерная)	9,50	76	327	83,5
Ручные операции	27,18	110	—	25,0
Открытые разработки				
V (пакетная)	4,55	49,6	547,2	82,4
VI (контейнерная с мяг- кими контейнерами)	3,78	46,3	573,5	88,5
VII (контейнерная с жесткими контейнерами)	2,40	29,0	269,3	91,7
Ручные операции	13,01	38,3	—	14,3

зированной технологии не перекрывает увеличение капитальных затрат на строительство и оборудование. Повышение общего экономического эффекта указанных схем может быть обеспечено за счет снижения стоимости оборудования.

Наиболее перспективной по данным ЦПКТБ как для подземных, так и для открытых разработок является технологическая схема комплексной механизации взрывных работ с жесткими среднетоннажными специализированными контейнерами, при которой обеспечивается наименьшая трудоемкость работ.

15.8. ОЦЕНКА СХЕМ МЕХАНИЗАЦИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

Для гранулированных ВВ в настоящее время в качестве грузо-транспортных элементов приняты мешки с массой ВВ 42 кг, которые на некоторых базисных складах ВВ формируются в пак-

ты на поддонах по 20—25 шт. и дальше транспортируются с помощью электропогрузчиков с минимальным применением ручного труда.

Рассмотрим исходные схемы транспортно-перегрузочных операций с ВВ в мешках для ручного заряжания скважин.

На заводах по производству ВВ в основном преобладают ручные операции по погрузке мешков в транспортные средства непосредственно (погрузка в автотранспорт) или с одной перегрузкой при перевозке в железнодорожных вагонах.

На горном предприятии в зависимости от организации складского хозяйства ручные операции с перегрузкой мешков выполняются при выгрузке их из вагонов и автомашин на базисных складах ВМ, передаче с базисных на расходные склады, при перевозке ВВ к месту взрыва, выгрузке на взрываемый блок и зарядании скважин.

При формировании пакетов из мешков с ВВ на поддонах число ручных операций уменьшается в 3—4 раза.

Таким образом, при ручном зарядании за счет формирования пакетов-контейнеров на поддонах на заводах-изготовителях можно снизить число ручных операций по перегрузкам партий ВВ с 6—8 при автомобильном и железнодорожном транспорте соответственно до двух (рис. 15.22).

Из применяемых в настоящее время схем механизации взрывных работ на карьерах видно, что вся цепочка транспортно-перегрузочных операций для ВВ заводского изготовления от завода до выдачи ВВ на транспортных средствах с расходного склада остается неизменной. Разница состоит в том, что машина с ВВ от расходного склада идет непосредственно на взрываемый блок (ручное зарядание), или на пункт подготовки ВВ для загрузки зарядных машин. Трудоемкость работ при доставке мешков с ВВ к каждой заряжаемой скважине и подаче их на конвейер для последующего разрезания на установке УРВ-2 примерно одинакова. При применяемых схемах механизации взрывных работ с использованием заводских ВВ, упакованных в мешки, число ручных операций по перегрузке ВВ от завода до расходного склада не сокращается.

Наблюдения показывают, что производительность труда ручного и механического зарядания, особенно при использовании объемных дозаторов или шнековых податчиков, применяемых на зарядных машинах МЗ-3 и МЗ-4, примерно одинакова. Это связано с тем, что при ручном зарядании взрывник осуществляет только одну операцию — высыпание ВВ из мешка в скважину, а при механизированном две — наполнение дозатора и высыпание из него в скважину.

Использование мягких контейнеров одноразового или многоразового использования для доставки ВВ заводского изготовления на

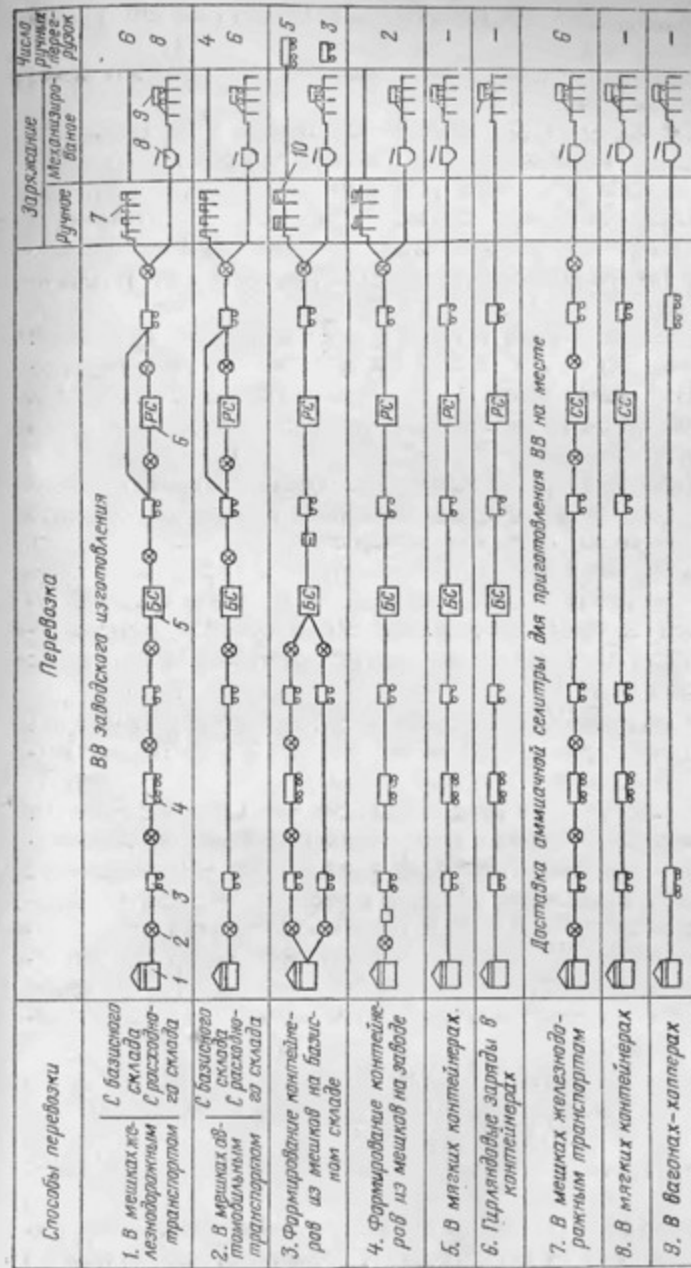


Рис. 15.22. Структура механизированных и ручных работ при доставке ВВ с завода до взрываемого блока:

1 — завод или цех по производству ВВ и аммиачной селитры; 2 — погрузочно-разгрузочные операции; 3 — автомобильный транспорт; 4 — железнодорожный транспорт; 5 — базисный склад ВВ; 6 — расходный склад ВВ; 7 — зарядный блок; 8 — пункт подготовки ВВ для загрузки зарядных машин; 9 — зарядная машина; 10 — пакеты из мешков с ВВ.

расходный склад, а затем на пункт загрузки зарядных машин позволяет исключить все ручные операции с перегрузкой ВВ, однако транспортная цепочка, показанная на рис. 15.22, сохранится в плане числа погрузочно-разгрузочных операций от завода до пункта загрузки зарядных машин.

Пункты, созданные для растаривания мешков с ВВ и загрузки зарядных машин, непригодны для приема и переработки контейнеров ВВ и потребуют реконструкции в части подачи ВВ к бункеру и опорожнения контейнера. Имеющееся оборудование (наклонный ленточный конвейер и растаривающая установка УРВ-2), работающие на многих предприятиях, непригодно для приема ВВ в контейнерах.

При поставке селитры в мешках для изготовления простейших бестротилового ВВ на местах их применения из цепочки перегрузочных операций исключаются две операции по базисному складу, так как селитра доставляется сразу на склад, т. е. сохраняется шесть перегрузочных операций.

При доставке в мягких контейнерах ручные операции исключаются. При этом приемные пункты аммиачной селитры должны быть переоборудованы для приема контейнеров.

Кардинальным решением по сокращению перегрузочных операций является доставка аммиачной селитры в вагонах-хопперах непосредственно на пункт приготовления ВВ по схеме Сорского молибденового комбината. При этом селитра доставляется без всяких перегрузочных операций.

В случае применения гранулолома в качестве сенсibilизатора в составе водосодержащих ВВ (ифзаниты, ГЛТ и т. д.) цепочка ручных операций по его доставке сохраняется.

Таким образом, при применяемых схемах взрывных работ на карьерах механизированными (при доставке ВВ в мешках и на поддонах) являются только процессы разгрузки ВВ у скважин и их заряжения. Все остальные процессы в пределах точности инженерных расчетов имеют практически одинаковую трудоемкость операций, начиная от завода до выдачи с расходного склада ВВ. Поэтому применяемые схемы механизации взрывных работ с поставкой ВВ в мешках не отвечают требованиям научно-технического прогресса в этой области.

Контейнерная доставка требует обязательного комплексного решения вопросов конструирования (реконструкции) пунктов загрузки зарядных машин или приготовления ВВ.

Более эффективна доставка гранулированной селитры в вагонах-хопперах непосредственно на пункты приготовления ВВ. Однако это целесообразно при больших объемах потребления ВВ и существенной разнице в высотных отметках положения вагона-хопера

и пункта смешивания компонентов, а потому не может быть реализовано повсеместно.

Новым интересным решением схемы механизации взрывных работ на карьерах при взрывании обводненных скважин в условиях дефицита водоустойчивых ВВ может стать применение гирляндных зарядов из неводоустойчивых ВВ с использованием водонепроницаемых оболочек. При этом гирляндные заряды должны изготавливаться на заводах и укладываться в контейнеры с суммарной массой заряда в гирлянде 150, 200 и 250 кг. Для механизированной укладки в контейнер, извлечения и опускания в скважину каждая гирлянда с обоих концов имеет грузовые петли. Боевик устанавливается между двумя любыми элементами гирлянды. При этом полностью исключаются трудозатраты, связанные с перегрузкой ВВ.

Применяемые схемы механизации взрывных работ с использованием мешков с ВВ не снижают затрат ручного труда при перегрузочных операциях, мало увеличивают производительность труда взрывников. Рациональным является применение доставки с заводов мешков с ВВ на поддонах, за счет чего удастся сократить число ручных перегрузок мешков с восьми до двух;

прогрессивная схема доставки ВВ в мягких контейнерах требует обязательного применения пунктов загрузки зарядных машин и реконструкции существующих и нецелесообразна при небольших объемах потребления ВВ;

потребление бестротилового ВВ, изготавливаемых на местах применения, особенно эффективно с точки зрения снижения ручного труда при доставке аммиачной селитры в мягких контейнерах или хопперах.

15.9. МЕХАНИЗИРОВАННОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ ИГДАНИТА НА ПРИСКАХ СЕВЕРО-ВОСТОКА СССР

В настоящее время основным типом ВВ, используемым для разработки россыпей Северо-Востока СССР, является игданит, доля которого превысила 60 % общего объема потребления ВВ.

Созданный ВНИИ-1 комплекс «Берелех» позволил механизировать приготовление игданита в объединении «Северовостокзолото» на 100 % и в объединении «Якутзолото» на 60 %. В настоящее время в промышленной эксплуатации находятся 35 комплексов «Берелех». Одновременно была создана технология бестарного хранения аммиачной селитры (АС) в буртах вместимостью 600 т.

Исследования, проведенные ВНИИ-1 и ИПКОН АН СССР по оценке пригодности для изготовления игданита аммиачной селитры (ГОСТ 2—75) десяти различных заводов-изготовителей, показали, что АС, не подвергнутая специальной обработке, способна удерживать

лишь 3,2—4 % дизельного топлива (ДТ). Низкая стабильность игданита сокращает допустимое время нахождения зарядов в скважинах, что ограничивает объемы массовых взрывов, увеличивает их количество и приводит к неоправданным издержкам от простоев буровых станков, землеройной техники, а в целом к снижению технико-экономических показателей взрывных работ. Наиболее перспективны два метода повышения стабильности: введение в дизельное топливо поверхностно-активных веществ (ПАВ) и введение в состав игданита на стадии смешивания его компонентов дисперсных горючих добавок.

Наилучшие результаты получены при использовании композиции, состоящей из неионогенных и катионного ПАВ. Добавка этой композиции в сочетании с сорастворителем ПАВ к ДТ обеспечивает высокую стабильность игданита при температуре от -5 до -45°C в течение 72 ч. Стабильный игданит превосходит по своим взрывным характеристикам обычный в среднем на 22 %.

В соответствии с принятой технологией, наряду с введением в состав игданита добавок ПАВ и сорастворителя, для повышения точности выдерживания состава ВВ предусмотрено также изменение схемы дозирования жидкого компонента на широко применяемом для изготовления игданита измельчительно-смесительном агрегате ИСИ-2.

Схема дозирования жидкого горючего компонента при изготовлении игданита на агрегате ИСИ-2 показана на рис. 15.23. Согласно приведенной схеме, на нагнетательной ветви магистрали жидкого горючего компонента от шестеренчатого насоса устанавливаются

регулятор расхода (дроссель) жидкого компонента и обратный клапан. Для осуществления контроля за расходом жидкого горючего компонента в системе его подачи предусматривается установка двух дозаторов, оборудованных соответствующей запорной арматурой. Из накопительной емкости жидкий компонент самотеком поступает через входные клапаны в дозаторы, после чего входные краны устанавливаются в закрытое положение.

Подача жидкого компонента в смесительный шнек ИСИ-2 через расширительную форсунку осуществляется установкой одного из кранов дозаторов в открытое положение с последующим включением насоса. Расход жидкого горючего компонента устанавливается с помощью дросселя, при этом избыточное количество его возвращается через обратный клапан в работающий дозатор.

Непрерывное дозирование обеспечивается переменной работой дозаторов посредством переключения одного дозатора на другой после опорожнения работающего дозатора. Благодаря тому что вместимость каждого дозатора рассчитана на вместимость бункера-накопителя готового игданита, создается возможность постоянного контроля за соблюдением соотношения смешиваемых компонентов, и по мере необходимости осуществляется корректировка в подаче жидкого горючего компонента. Введение добавок композиции ПАВ и сорастворителя при изготовлении стабильного игданита осуществляется в накопительную емкость с ДТ.

В настоящее время во ВНИИ-1 разработана и прошла промышленные испытания на предприятиях объединения «Северовостокзолото» технология изготовления трехкомпонентного игданита, обладающего одновременно улучшенной стабильностью и повышенной энергией взрыва.

Для изготовления этого игданита был применен разработанный ВНИИ-1 комплекс оборудования ИСИ-20 производительностью 20 т ВВ в час.

Разработан принципиально новый способ получения алюминизированных ВВ методом холодного смешивания компонентов в условиях горных предприятий.

Дисперсный горючий компонент равномерно распределяется в жидкой добавке с образованием однородной суспензии, которой обрабатываются гранулы аммиачной селитры, при этом поверхностный контакт между дисперсным компонентом и гранулами АС усиливается наличием в составе ВВ добавок ПАВ. Применение этой технологии для приготовления многокомпонентных составов позволяет исключить расслоение взрывчатой смеси в процессе ее приготовления, транспортирования и заряжания. В основу устройства для приготовления суспензий был положен принцип работы струйного аппарата в режиме жидкость—воздух по замкнутой гидравличес-

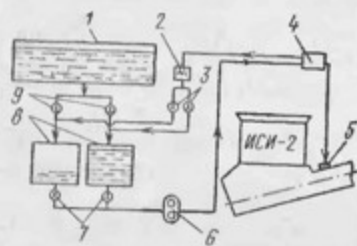


Рис. 15.23. Усовершенствованная схема дозирования жидкой горючей добавки при изготовлении игданита на агрегате ИСИ-2:

1 — накопительная емкость дизельного топлива; 2 — обратный клапан; 3 — краны; 4 — дроссель; 5 — расширительная форсунка; 6 — насос; 7 — выходные краны дозаторов; 8 — дозаторы; 9 — входные краны дозаторов

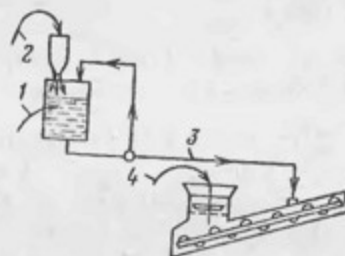


Рис. 15.24. Схема смешивания компонентов игданита:

1 — жидкая горючая добавка; 2 — дисперсный алюминий; 3 — суспензия; 4 — гранулированная АС

кой схеме (рис. 15.24). При этом в качестве рабочей жидкости использовалась жидкая горючая добавка, циркулирующая между насосом и баком по кольцевому трубопроводу. Загрузка дисперсного компонента (порошок алюминия) в смесительный бак устройства производилась из поставляемой тары — стальных барабанов посредством гибкого шланга под воздействием разрежения, создаваемого струей рабочей жидкости в смесительной камере гидроэлеватора. Устройство для приготовления суспензий, получившее название гидровакуумный смеситель, вошло в состав комплекса ИСИ-20 для изготовления трехкомпонентных игданитов с повышенной энергией взрыва.

15.10. МЕХАНИЗИРОВАННОЕ ПРИГОТОВЛЕНИЕ И ЗАРЯЖАНИЕ ВОДОСОДЕРЖАЩИХ ВВ

Взрывчатые смеси на основе горячего раствора аммиачной селитры типа ГЛТ-20 освоены на Лебединском ГОКе по разработкам Ленинградского горного института с участием НИИКМА. В 1975 г. на комбинате был построен пункт приготовления горячего раствора селитры, который в 1976 г. прошел опытно-промышленные испытания.

В состав комплекса входят стационарный механизированный пункт приготовления горячего раствора окислителя, машина Акватол-1У для доставки готового раствора окислителя в карьер и добавки там из машины МЗ-3А тротила.

Заряжание скважин горячелюющими водосодержащими ВВ производится по следующей схеме (рис. 15.25). На стационарном механизированном пункте, состоящем из склада селитры, технологического помещения и других вспомогательных отделений, производится растаривание с измельчением слежавшейся селитры, приготовление горячего раствора окислителя, загрузка готового раствора в машину Акватол-1У.

По первоначальной схеме применялись доставочная машина УДС и смесительно-зарядная СЗА.

Доставочная машина УДС, представляющая собой переоборудованную спецавтомашину АГУ-8К (для перевозки жидкого кислорода), перевозит готовый раствор со стационарного пункта на заряжаемый блок. Одновременно с приготовлением раствора селитры вторая машина — смесительно-зарядный агрегат СЗА загружается гранулолом по схеме механизации, принятой для погрузочно-разгрузочных работ при загрузке машин МЗ-4 и МЗ-8, и направляется на заряжаемый блок, где включается в работу с доставочной машиной УДС.

Смесительно-зарядный агрегат СЗА-1 представляет собой переоборудованную машину СУЗН-5А, имеет бак-смеситель для приго-

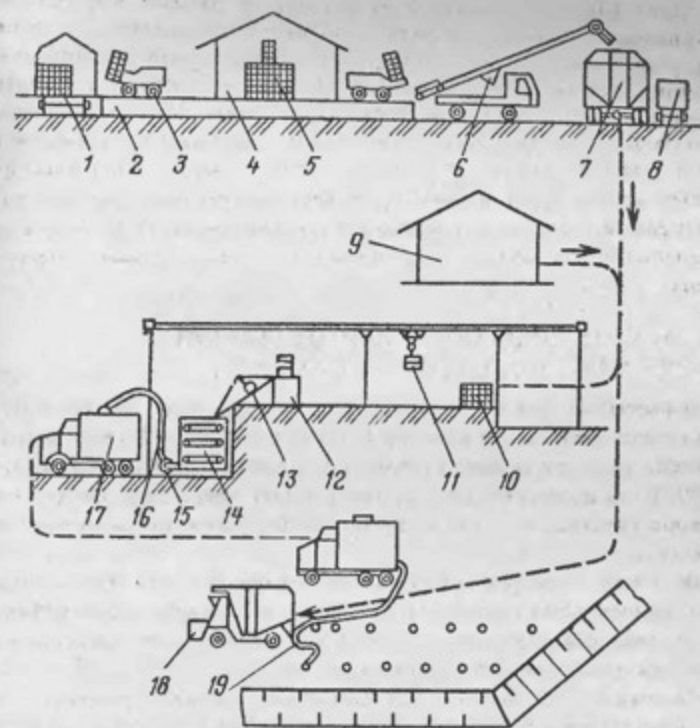


Рис. 15.25. Схема механизации взрывных работ с водосодержащими ВВ:

1 — железнодорожный крытый вагон; 2 — эстакада; 3 — электропогрузчик; 4 — хранилище; 5 — поддон с ВВ; 6 — передвижной растариватель; 7 — транспортно-зарядная машина; 8 — тележка для тары; 9 — склад для АС; 10 — штабель мешков с АС; 11 — кран-балка с поддоном для мешков; 12 — эстакада; 13 — бункер с дробилкой для измельчения слежавшейся аммиачной селитры; 14 — бак-нагреватель с подогревом воды и загустителя; 15 — насос; 16 — шланг; 17 — доставочная машина; 18 — смесительно-зарядный агрегат; 19 — шланг для заряжания

товления водосодержащих ВВ. На заряжаемом блоке жидкая фаза (раствор АС) подается из резервуара УДС, а твердая фаза — шнеком из бункера СЗА-1. Смесь перемешивается центробежным насосом в бункере-смесителе за счет циркуляции смеси по круговой системе и после 2—3-минутного перемешивания этим же насосом подается в скважину. Раствор из цистерны УДС выдавливается сжатым воздухом, подаваемым в верхнюю полость цистерны из ресивера машины.

Изготовленная на комплексе взрывчатая смесь ГЛТ-20 имеет плотность заряжания в 1,4—1,5 раза выше по сравнению с гранулированными ВВ.

Применение взрывчатой смеси ГЛТ-20 обеспечивает снижение себестоимости 1 т ВВ в 1,7—2 раза и дает возможность уменьшить объем бурения скважин на 15—20 % за счет повышения объемной энергии заряда ВВ. С учетом ГЛТ-20 целесообразно применять в первом ряду скважин с увеличенным значением линии сопротивления по подошве или взрывать блоки с расширенной сеткой скважин.

На предприятии разработана навесная конструкция шлангоизвлекателя, позволяющая производить зарядание ГЛТ-20 «под столб воды».

На практике известны следующие способы зарядания обводненных скважин текучими ВВ: «через столб воды», в предварительно осушенные скважины, «под столб воды».

Зарядание «через столб воды» применимо для полностью нерастворимых ВВ. Для ВВ, содержащих селитру, этот способ зарядания испорчен из-за полного растворения селитры. Растворение селитры идет до полного насыщения раствора. При прохождении ГЛТ-20 «через столб воды» теряется до 60 % селитры. Введение загустителя снижает растворение, но даже при увеличенном содержании загустителя в раствор уходит до 40 % селитры. Применение сшивок может снизить растворение селитры до 4—8 %.

Возможна технология зарядания с предварительным осушением, однако эффективных установок для осушения не имеется, и такая технология усложняет зарядание из-за появления дополнительной машины на блоке.

При зарядании ВВ «под столб воды» зарядный шланг опускают на забой скважины и по мере заполнения скважины взрывчатой смесью поднимают синхронно с помощью соответствующих механизмов. Для составов с загустителями потери АС при зарядании «под столб воды» не превышают 5 %. В процессе отработки технологии зарядания «под столб воды» оказалось, что во время зарядания нет необходимости синхронно поднимать шланг, так как ВВ типа ГЛТ-20 за время прохождения по шлангу не успевает остыть. Чем глубже скважина, тем легче заряд идет по шлангу под собственным весом. Шланг легко извлекается из заряда, и чем больше воды в скважине, тем легче поднимать шланг.

Заряженное «под столб воды» ВВ быстро остывает, превращается в твердое вещество, практически контакт со скважиной и водой остается только по поверхности заряда, и размывания не происходит. Полностью обводненные скважины в заряженном состоянии в течение 7 суток не давали изменения расстояния от устья скважины до заряда.

Рудник «Медвежий ручей» Норильского ГМК. Для проверки эффективности применения высокоплотных водосо-

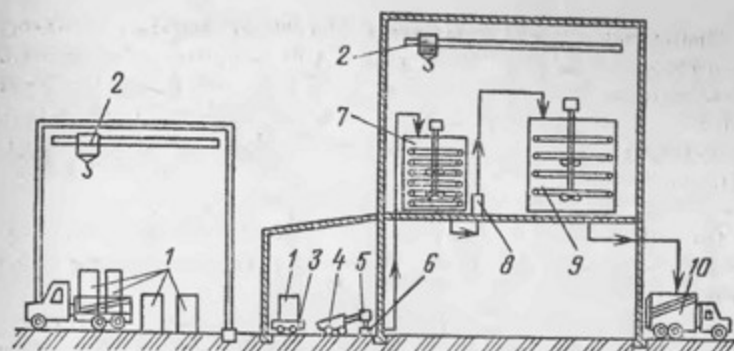


Рис. 15.26. Схема устройства пункта приготовления раствора окислителя: 1 — контейнеры; 2 — таль; 3 — тележка; 4 — рыхлитель; 5 — просеиватель; 6 — камерный пневмонасос; 7 — технологический бак; 8 — насос; 9 — накопительный бак; 10 — агрегат раствора окислителя

державших ВВ, изготавливаемых на основе горячего водного раствора аммиачной селитры и гранулированного тротила, в 1970 г. был создан механизированный комплекс стационарных установок и зарядных агрегатов в результате сотрудничества комбината с ИПКО-Ном АН СССР, ЛГИ, Гипроникелем.

Комплекс состоит из пункта приготовления раствора-окислителя, пункта подготовки сухих компонентов, линии подготовки металлических дисперсных горючих добавок, а также транспортно-зарядных и транспортно-доставочных агрегатов.

На пункте приготовления раствора окислителя (рис. 15.26) контейнеры с аммиачной селитрой выгружают с автотранспорта с помощью электротали на контейнерную площадку вместимостью до 20 контейнеров. Контейнер ставят на тележку и подают в здание пункта, где мешки с аммиачной селитрой выгружают на растариватель-рыхлитель с просеивателем. Разрыхленная аммиачная селитра камерным пневмонасосом подается в бак для приготовления водного раствора, оборудованный механической мешалкой и змеевиками с горячим паром.

Готовый раствор аммиачной селитры насосом подают в бак-накопитель.

Устройство пункта подготовки сухой гранулированной аммиачной селитры и гранулированного тротила показано на рис. 15.27. Доставленную на пункт аммиачную селитру и гранулированный тротил выгружают в шатбелы или же подают непосредственно на стол растаривания.

Для рыхления слежавшейся аммиачной селитры на пункте установлена дробилка. Разрыхленная аммиачная селитра накапливается в бункере, а гранулированный тротил растаривают и накапливают

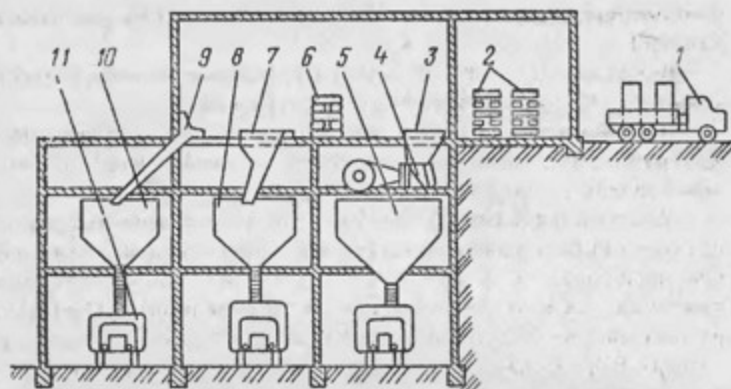


Рис. 15.27. Схема устройства пункта подготовки сухих компонентов:

1 — автомашина с контейнерами; 2 — штабель АС; 3 — стол для растаривания АС; 4 — дробилка; 5 — бункер-накопитель АС; 6 — штабель ТНТ; 7 — стол для растаривания ТНТ; 8 — бункер-накопитель ТНТ; 9 — лоток; 10 — бункер для АС и ТНТ; 11 — зарядная машина

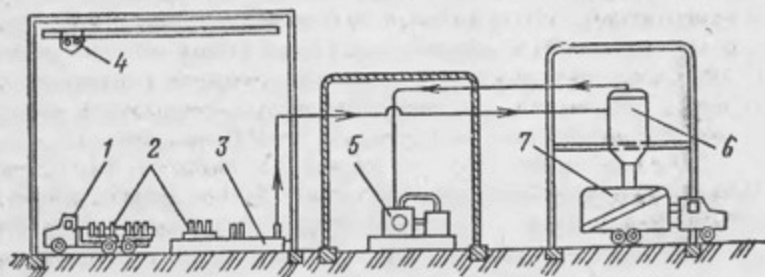


Рис. 15.28. Схема линии подготовки металлических горючих добавок:

1 — автомашинка; 2 — поддоны с бочками; 3 — эстакада; 4 — таль; 5 — вакуум-насос; 6 — бункер-осадитель; 7 — зарядный агрегат

в другом бункере. Затем аммиачную селитру и тротил поочередно подают в отдельные бункера зарядных агрегатов, например СУЗН-5а.

Линия для переработки металлических порошков (рис. 15.28) состоит из площадки для поддонов с бочками металлических добавок, здания для размещения технологического оборудования и эстакады с бункером-осадителем.

С помощью вакуум-насоса металлические добавки из бочек подают в бункер-осадитель, а из бункера самотеком в зарядный агрегат (см. рис. 15.28).

С помощью описанных технологических линий в условиях рудника «Медвежий ручей» опробованы простейшие взрывчатые составы типа игданита, металлизированного игданита, а также высоко-

плотные водосодержащие составы типа акватол (ифзанитов и карбатов).

Всего за 1971—1983 гг. механизированным способом приготовлено более 60 тыс. т ВВ местного изготовления.

С применением ВВ местного изготовления из рудника «Медвежий ручей» подготовлено более 60 млн. м³ горной массы по скальным породам с коэффициентом крепости $f=10+16$.

Многолетний опыт применения ВВ, изготавливаемых на месте ведения взрывных работ, показал, что новые составы имеют объемную концентрацию энергии в 1,5—4 раза выше как за счет высокой плотности, так и за счет повышенной теплоты взрыва. Поэтому разрушающая способность зарядов ВВ в 1,5—3 раза выше, чем у заводских ВВ, что позволяет существенным образом улучшить качество подготовки горной массы при одновременном снижении затрат на взрывную отбойку на 30—60 %.

Накопленный опыт подтверждает возможности приготовления ВВ в зависимости от горнотехнических условий непосредственно на местах работ из нескольких компонентов, в том числе из невзрывчатых. Так, приготовление ифзанита марки Т-80 осуществляли преимущественно с использованием трех агрегатов: двух СУЗН-5а, доставляющих на блок 15—20 т сухих компонентов, и одного агрегата АРО, доставляющего 8—10 т раствора окислителя. Всего за один рейс с помощью трех агрегатов доставляется на блок 20—30 т исходных компонентов для заряжания 50—100 скважин.

Освоена также технология заряжания скважин с использованием четырех агрегатов: двух агрегатов СУЗН-5а и одного агрегата АРО для приготовления ифзанита, а также одного агрегата СУЗН-5а, изготавливающего игданит для заряжания верхней части скважины. Использование высокоплотных водосодержащих ВВ в нижней части скважины в сочетании с дешевым игданитом в верхней части скважины позволяет более рационально вести взрывные работы.

Затраты на создание механизированного комплекса, включая стационарные пункты, зарядные агрегаты, а также на выполнение научно-исследовательских работ с 1970—1983 гг. составили 1,8—2 млн. руб.

Экономический эффект от применения взрывчатых составов местного изготовления за указанный период по руднику «Медвежий ручей» составили более 10 млн. руб.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Антоненко Л. К., Зотеев В. Г. Опыт применения специальной технологии заоткоски скальных уступов в СССР и за рубежом. Минчермет СССР. М., изд. ЦНИИТЭИ черной металлургии, вып. 1, 1986.
2. Антоненко Л. К., Зотеев В. Г. Специальная технология погашения скальных уступов глубоких карьеров. — Горный журнал, 1983, № 5, с. 18—19.
3. Яфони В. Г., Гейман Л. М., Комир В. М. Справочное пособие по взрывным работам в строительстве. Киев, Будивельник, 1982.
4. Богацкий В. Ф., Фридман А. Г. Охрана инженерных сооружений и окружающей среды от вредного действия промышленных взрывов. М., Недра, 1982.
5. Бондаренко И. М., Перегудов В. В., Яценко С. С. Опыт механизации взрывных работ на предприятии Кривбассвзрывпрома. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 224—230.
6. Бротанек И., Вода Я. Контурирование взрывание в горном деле и строительстве. М., Недра, 1983.
7. Вайнштейн Б. И. Эмпирические соотношения для оценки предохранительных свойств ВВ. — В кн.: Взрывное дело, № 84/31. М., Недра, 1982, с. 49—54.
8. Вайнштейн Б. И., Чернов К. С., Песоцкий М. К. Анализ методов определения работоспособности ВВ. — В кн.: Взрывное дело, № 84/41. М., Недра, 1982, с. 75—83.
9. Временная инструкция по определению границ опасных зон при подготовке массовых взрывов в подземных условиях. М., изд. Минчермета СССР, 1980.
10. Временное руководство по оборудованию и эксплуатации за-слопа для автоматического взрывоподавления АВП-1. Макеевка, изд. МакНИИ, 1985.
11. Граевский М. М. Справочник по электрическому взрыванию зарядов. М., Недра, 1983.
12. Гранин А. В., Саблин Г. И., Самарский Л. А. Механизация погрузочно-разгрузочных и транспортно-складских работ на комбинате «Печенганикель» при изготовлении водосодержащих ВВ. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 204—216.
13. Гукин А. А., Малый А. С., Савченко С. К. Ударные воздушные волны в горных выработках. М., Недра, 1983.
14. Гукин В. И. Дробление валунов взрывным методом при прокладке трубопроводов в горных условиях. — Строительство трубопроводов, 1984, № 6, с. 25—26.
15. Егупов А. А., Самойлов В. И., Жученко Е. И. Повышение эффективности применения игланита на прииска Северо-Востока СССР. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 195—201.
16. Единые правила безопасности при взрывных работах. М., Недра, 1976.
17. Инструкция о порядке транспортирования, хранения и уче-

та взрывчатых веществ в контейнерах, размещаемых на открытых площадках складов ВМ горных предприятий цветной металлургии. Алма-Ата, изд. ЦИКТБ, КазНТИ, 1985.

18. Инструкция о порядке хранения, использования и учета взрывчатых материалов. М., изд. Гортехнадзора СССР, 1984.

19. Инструкция по применению водораспылительных завес при взрывных работах в угольных шахтах. Макеевка, изд. МакНИИ, 1984.

20. Кантор В. Х. Внедрение комплексной механизации взрывных работ в тресте «Союзвзрывпром». — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 46—57.

21. Кольев А. С., Крутиков Г. П., Якимов В. А. Бестарная технология взрывных работ на Сорском молибденовом комбинате. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 86—90.

22. Кук М. А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. М., Недра, 1980.

23. Кутузов Б. Н. Взрывные работы. М., Недра, 1980.

24. Кутузов Б. Н. Перспективные схемы механизации взрывных работ на карьерах. — В кн.: Взрывное дело № 87/44. М., Недра, 1985, с. 70—75.

25. Кушнеров П. И. Безопасность электровзрывания в угольных шахтах. М., Недра, 1980.

26. Кушнеров П. И., Пивылов Б. Н. Исследование опасности применения ЭД с повышенным сопротивлением. — Безопасность труда в промышленности, 1983, с. 8—10.

27. Механизация взрывных работ при строительстве дорожных выемок/ В. И. Пугачев, Н. Н. Казаков, Г. Н. Медведев, Ю. Г. Волох. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 43—46.

28. Механизация зарядания скважин в транспортном строительстве/ В. И. Пугачев, Я. Х. Эстеров, Н. Н. Казаков, Ш. Н. Марголин. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 39—42.

29. Механизация взрывных работ/ М. Ф. Друкотанный, Э. Н. Ефремов, Н. М. Бондаренко и др. — М., Недра, 1984.

30. Мирный В. Н. Зарядная техника для карьеров. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 107—112.

31. Монингор Г. Г., Филиппов П. А., Новиков В. М. и др. Результаты промышленных испытаний образования возникающих взрыванием скважинных зарядов. — Горный журнал, 1984, № 8, с. 40—42.

32. Нормативные документы по применению сотрясательного взрывания. Макеевка, изд. МакНИИ, 1983.

33. Нормативный справочник по буровзрывным работам/ Ф. А. Андреев, В. Л. Барон, Н. В. Гуров, В. Х. Кантор. М., Недра, 1986.

34. Опыт механизированного применения ВВ местного изготовления на руднике «Медвежий ручей» Норильского комбината/ Ю. П. Мамашев, Т. С. Головкин, В. Н. Гридчин и др. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 220—224.

35. Павлютенков В. М. Перспективные направления в развитии смесительно-зарядных машин. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 64—69.

36. Перечень рекомендуемых промышленных взрывчатых материалов. М., Недра, 1987.

37. Плужников В. Ф. Совершенствование техники, технологии и механизации взрывных работ в цветной металлургии. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 10—18.

38. Повышение эффективности проходки горных выработок. — Металлургическая и горнорудная промышленность, 1983, № 1, с. 13—16.

39. Покровский Г. И. Взрыв. М., Недра, 1980.
40. Попов Г. И., Калашников А. Т., Куликов В. С. Организация механизированного заряжания обводненных взрывных скважин водосодержащими ВВ в условиях Лебединского карьера. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 216—219.
41. Правила перевозки взрывчатых материалов автомобильным транспортом. М., изд. Госгортехнадзора СССР, 1984.
42. Практика освоения механизированного комплекса изготовления водосодержащих ВВ на комбинате «Печенганиксель»/А. В. Гранин, М. А. Гольд, Г. И. Саблин и др. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 150—158.
43. Проектирование взрывных работ в промышленности/Э. Б. Башкуев, А. М. Бейсбаев, В. Ф. Богацкий и др. М., Недра, 1983.
44. Проектирование взрывных работ/Б. Н. Кутузов, Ю. К. Валушин, С. А. Давыдов и др. М., Недра, 1977.
45. Рекомендации по технологии производства взрывных работ в мерзлых и скальных грунтах при сооружении магистральных трубопроводов параллельно действующим стальным подземным трубопроводам (Р-442-81). М., изд. ВНИИСТА, 1982.
46. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. М., Недра, 1984.
47. Рихтер Е. Б. Перспективы комплексной механизации взрывных работ на угольных разрезах. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 30—33.
48. Руководство по применению водовоздушных завес при взрывных работах в угольных шахтах. Макеевка, изд. МакНИИ, 1984.
49. Руководящий технический материал. Комплекс объектов механизированной подготовки ВВ. Основные требования на проектирование комплекса. Свердловск, изд. ВНИИБТГ, ИГД Минчермета СССР, 1981.
50. Руководство по безопасному взрыванию электродетонаторов в обводненных породных забоях угольных шахт/В. И. Чикунов, В. И. Климов, Ю. Д. Коробов, Ю. П. Токмачев. Кемерово, изд. ВостНИИ, 1982.
51. Силаев А. А., Кузнецов В. А. Контурное взрывание при строительстве сооружений. — Горный журнал, 1980 г., № 3, с. 37—40.
52. Скоробогатов В. М., Мицук А. И. Типоразмерный ряд зарядных машин для подземных рудников. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 91—107.
53. Скоробогатов В. М. Состояние и пути развития комплексной механизации взрывных работ в народном хозяйстве. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 4—10.
54. Справочник инженера-шахтостроителя/Под ред. В. В. Белого. М., Недра, 1983.
55. Справочник по горнорудному делу/Под ред. В. А. Гребенюка, Я. С. Пыжьянова, И. Е. Ерофеева. М., Недра, 1983.
56. Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород взрывом. М., Недра, 1983.
57. Типовое положение о порядке проверки знаний правил, норм и инструкций по технике безопасности руководящими и инженерно-техническими работниками. М., Металлургия, 1983.
58. Типовые схемы комплексной механизации взрывных работ для карьеров. Алма-Ата, изд. КазПТИ, 1983.
59. Типовые схемы комплексной механизации взрывных работ для подземных рудников. Алма-Ата, изд. КазПТИ, 1983.
60. Типовые схемы комплексной механизации взрывных работ для предприятий цветной металлургии/И. Е. Ерофеев, Л. А. Цай, А. М. Бейсбаев и др. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 18—24.
61. Указания о порядке допуска к руководству горными и взрывными работами на предприятиях, в организациях и на объектах, подконтрольных Госгортехнадзору СССР. М., Металлургия, 1983.
62. Хартеев В. Г., Околызин Е. Н., Шаманский Л. Н. Схема механизации взрывных работ для карьеров малой и средней производительности. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 57—60.
63. Шнайдер М. Ф., Бейсбаев А. М. Безопасность проведения массовых взрывов. М., Недра, 1982.
64. Эффективность контейнерной схемы механизации взрывных работ на предприятиях цветной металлургии/Л. А. Цай, Я. Н. Маисуров, И. К. Ситников и др. — В кн.: Взрывное дело, № 87/44. М., Недра, 1985, с. 25—29.

ПРИЛОЖЕНИЕ

ФОРМА 1

Наименование предприятия (организации), которому принадлежит склад

Книга учета прихода и расхода взрывчатых материалов

На «___» 19__ г.

Наименование ВМ

Приход							Расход					
Число, месяц	Остаток на каждое число	Откуда, по какому документу получено	Дата изготовления	№ партии	Приход за сутки	Всего с начала месяца	Число, месяц	Куда и по какому документу отпущено	№ партии	Расход за сутки	Всего с начала месяца	Подпись проверяющего склада и замечания
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13

ФОРМА 2

Наименование предприятия (организации), которому принадлежит склад

Книга учета выдачи и возврата взрывчатых материалов

На «___» 19__ г.

Дата выдачи	Фамилия, взрывника (мастера-взрывника)	Дата, № наряда-путевки	Наименование выдаваемых ВМ, номера изделий	Единица измерения	Количество выданных ВМ	Подпись взрывника (мастера-взрывника) в получении ВМ	Количество израсходованных ВМ	Количество возвращенных ВМ, номера изделий	Подпись раздатчика (зав. складом) в получении ВМ	Подпись взрывника (мастера-взрывника) о сдаче ВМ
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11

Примечания: 1. При использовании ВМ различных видов графы 4, 6, 8 и 9 должны быть дополнительно разделены для записи в каждой графе только одного вида ВВ или СИ, а также ступеней замедления электродетонаторов. При необходимости предприятия (организации) могут вносить в форму книги изменения, согласованные с местным органом контролирующей организации.

2. При выдаче ВМ записываются номера патронов ВВ, ЭД или КД, полученные взрывником. При возврате ВМ записываются номера возвращенных единиц.

[illegible]

Предприятие _____ участок _____ смена _____

Наряд-путевка № _____ 19 _____

на производство взрывных работ _____

взывнику (старшему взывнику) _____

(фамилия, инициалы)

фамилии других взывников, выполняющих взрывные работы _____

Место работы (наименование выработок, объектов)	Подлежит взыванию						Выписано						Выдано															
	Число штуров (сква- жин), шт.		Длина штура (скважины), м		Масса заряда на один штур (скважи- ну), кг		ВВ по типам, кг		Электродето- наторов по за- медлениям, шт.		Капсюлей-детонато- ров, шт.		Огнепроводного штура, м		Детонирующего штура, м		ВВ по типам, кг		Электродето- наторов по замедлениям, шт.		Капсюлей-детона- торов, шт.		Огнепроводного штура, м		Детонирующего штура, м			
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22							
1																												
Всего выписано																												
Всего выдано																												

Начальник участка (его помощник), технический руководитель взрывных работ _____

Начальник ВГБ (его помощник) _____

ВМ выдал _____

Дата выдачи _____

ВМ получил _____

Взрывные работы разрешаю (наименование выработки, объекта) _____

Продолжение формы 4

Место работы (наименование выработок, объектов)	Взвешено			Израсходовано							Подпись руко- водителя взрывных работ в дан- ной смене, подтверждаю- щего расход взрывчатых материалов	
	Число шпуров (скажин или др.), шт.	Длина одного шпура (скажи- ны), м	Масса заряда, кг	ВВ по типам, кг		Электродето- наторов по замедлениям, шт.		Капсюлей- детонато- ров, шт.	Огнепро- водного шпура, м	Детони- рующего шпура, м	13	14
				5	6	7	8					
1		3	4									

Всего израсходовано _____

Всего возвращено _____

Остаток ВМ возвратил _____
(азыжник, фамилия)

Дата _____

Остаток ВМ принял _____
(заведующий складом или раздатчик)

Фамилия лица надзора — руководителя взрывных работ в данной смене _____

Фамилии рабочих, привлекаемых к доставке ВВ _____

Примечания. 1. При необходимости предприятия могут вносить в форму наряда-путевки изменения, согласованные с органами госгортехнадзора, соответствующих инспекций министерств.

2. При изменении горно-геологических или других условий в забое разрешается выписывать меньшее количество ВМ, чем предусмотрено паспортом ВВР, получать меньшее количество ВВ, чем указано в наряде-путевке, а также уменьшать заряды в шпурах и скажинах с учетом фактического положения.

СОДЕРЖАНИЕ

Предисловие (Б. Н. Кутузов)	3
1. Основные свойства и классификации массивов горных пород по взрываемости	4
1.1. Классификация механических свойств пород (Б. Н. Кутузов)	4
1.2. Классификации массивов горных пород по взрываемости на карьерах (Б. Н. Кутузов)	6
1.3. Классификация горных пород по дробимости (В. Н. Мосинцев)	12
1.4. Метод определения взрываемости монолитных пород (Б. Н. Кутузов)	20
1.5. Метод определения расчетного удельного расхода ВВ в массиве (Б. Н. Кутузов)	21
2. Промышленные ВВ	24
2.1. Общие сведения (Б. Н. Кутузов, Л. В. Дубнов)	24
2.2. Классификация и характеристика промышленных ВВ (Л. В. Дубнов, В. М. Скоробогатов)	27
2.3. Промышленные ВВ I класса для открытых горных работ (Б. Н. Кутузов, Л. В. Дубнов, В. М. Скоробогатов)	49
2.4. Промышленные ВВ II класса для открытых и подземных горных работ, кроме шахт опасных по газу или пыли (Л. В. Дубнов, Б. Н. Кутузов, В. М. Скоробогатов)	50
2.5. Предохранительные промышленные ВВ III—VII классов (Л. В. Дубнов, В. М. Скоробогатов)	53
2.6. Физико-химические свойства ВВ (Л. В. Дубнов)	54
2.7. Упаковка и расфасовка ВВ заводского изготовления (Л. В. Дубнов)	57
3. Средства и технология инициирования зарядов промышленных ВВ	59
3.1. Средства и технология огневого и электроогневого инициирования (П. И. Кушнеров, Б. Н. Кутузов, В. М. Скоробогатов)	59
3.1.1. Средства огневого инициирования	59
3.1.2. Технология огневого и электроогневого способов инициирования	62
3.1.3. Средства электроогневого инициирования зарядов ВВ	65
3.1.4. Меры безопасности при огневом и электроогневом способах инициирования зарядов	68
3.2. Средства и технология электрического инициирования (П. И. Кушнеров, Б. Н. Кутузов, В. М. Скоробогатов)	68
3.2.1. Электродетонаторы	69
3.2.2. Провода для электровзрывания	77
3.2.3. Взрывные приборы	78

3.2.4. Контрольно-измерительные приборы	86
3.2.5. Технология электрического инициирования ВВ	93
3.2.6. Меры безопасности при электрическом инициировании зарядов	98
3.3. Средства и технология инициирования ВВ с помощью ДШ (Б. Н. Кутузов, П. И. Кушеров)	106
3.3.1. Средства инициирования ВВ с помощью ДШ	106
3.3.2. Технология инициирования ВВ с помощью ДШ	108
3.3.3. Меры безопасности при использовании ДШ	111
4. Общие вопросы применения взрывчатых материалов (А. Г. Фридман)	113
4.1. Допуск ВМ к применению	113
4.2. Персонал для производства взрывных работ	119
4.3. Персонал для производства взрывными работами	123
4.4. Персонал для обслуживания складов ВМ	128
4.5. Получение разрешений на производство взрывных работ, хранение, приобретение и перевозку ВМ	129
4.6. Классификация ВМ по опасности в обращении и условиях применения	131
5. Склады, контроль качества, уничтожение взрывчатых материалов (А. Г. Фридман)	134
5.1. Классификация складов ВМ	134
5.2. Базисные склады	137
5.3. Расходные склады	140
5.3.1. Поверхностные и полуглубленные расходные склады ВМ	141
5.3.2. Подземные и углубленные расходные склады ВМ	142
5.4. Хранение ВМ на складах	149
5.5. Порядок получения, учета, выдачи и возврата ВМ	152
5.6. Порядок транспортирования ВМ на склады и к местам производства взрывных работ	156
5.7. Подготовка ВМ к взрывным работам	163
5.8. Контроль качества ВМ	164
5.9. Уничтожение негодных к применению ВМ	177
6. Правила безопасного ведения взрывных работ (А. Г. Фридман)	181
6.1. Опасные зоны и определение безопасных расстояний при взрывных работах	181
6.2. Порядок охраны опасных зон. Сигнализация при взрывных работах	189
6.3. Режимы взрывных работ	191
6.4. Общие вопросы безопасности работ при зарядании шпуров, скважин и камер	196
6.5. Меры безопасности при механизированном зарядании взрывчатыми веществами зарядных полостей	201
6.6. Меры защиты электровзрывных сетей от посторонних токов	206
6.6.1. Меры защиты от электротяговых токов	206
6.6.2. Меры защиты от токов утечек	208
6.6.3. Меры защиты от токов электростатических разрядов	209
6.6.4. Меры защиты от токов электромагнитных влияний	211
6.6.5. Меры защиты от токов грозовых разрядов	213

7. Дробящее, сейсмическое и воздушное действие взрыва зарядов ВВ	214
7.1. Основные понятия (Б. Н. Кутузов)	214
7.2. Дробящее действие взрыва в окружающей среде (В. Н. Мосинец)	216
7.3. Сейсмическое воздействие взрыва на окружающие объекты (В. Н. Мосинец)	225
7.4. Воздушное и гидравлическое воздействие взрыва (В. Н. Мосинец)	240
8. Взрывные работы на карьерах (Б. Н. Кутузов)	244
8.1. Общие сведения	244
8.2. Горно-геологическая оценка массивов пород в пределах карьерного поля	249
8.3. Требования к крупности дробления горной массы	250
8.4. Определение основных параметров взрывных работ	251
8.4.1. Диаметр скважин	251
8.4.2. Расчетный удельный расход ВВ	254
8.4.3. Короткозамедленное взрывание	256
8.5. Типовой проект массового взрыва	264
8.6. Расчет параметров массового взрыва скважинными зарядами	266
8.7. Получение заданной степени дробления горных пород при массовом взрыве	271
8.8. Определение рациональной степени дробления горных пород взрывом	273
9. Контурное взрывание (Б. Н. Кутузов)	278
9.1. Контурное взрывание на карьерах и в гидротехническом строительстве	278
9.2. Контурное взрывание при проведении подземных выработок	283
10. Взрывные работы в транспортном строительстве (В. И. Пугачев)	286
10.1. Общие сведения	286
10.2. Нормативная и проектная документация	287
10.3. Расчет зарядов и параметров расположения скважин	296
10.4. Выбор схемы и определение параметров короткозамедленного взрывания	304
10.5. Взрывные работы на крутых косогорах и прижимах при устройстве полувывемок	306
10.6. Взрывание камерными зарядами	312
10.7. Производство взрывов на сброс и обрушение	314
10.8. Производство взрывов при уширении выемок под второй путь	317
11. Взрывные работы при строительстве газонефтепроводов (В. М. Глоба)	325
11.1. Общие сведения	325
11.2. Применяемые методы ведения взрывных работ и рекомендуемые типы ВВ	328
11.3. Взрывные работы при подготовке полосы строительства магистральных трубопроводов	330
11.4. Сооружение траншей в скальных грунтах	333

11.4.1. Шпуровые заряды	333
11.4.2. Скважинные заряды на выброс	335
11.5. Сооружение траншей и каналов на болотах	336
11.6. Сооружение подводных траншей для прокладки дюкеров	341
11.6.1. Шпуровые заряды	341
11.6.2. Скважинные заряды	342
11.6.3. Накладные заряды	343
11.6.4. Удлиненные горизонтальные заряды	344
11.7. Сооружение траншей в мерзлых грунтах	346
11.7.1. Шпуровые заряды	346
11.7.2. Скважинные заряды	348
11.7.3. Удлиненные горизонтальные заряды	348
11.8. Взрывные работы вблизи действующих трубопроводов	349
12. Взрывные работы при проведении горных выработок в шахтах, не опасных по газу и пыли (Б. Н. Кутузов)	354
12.1. Общие сведения	354
12.2. Типы врубов при проведении горизонтальных и наклонных выработок	356
12.3. Расположение шпуров и расчет зарядов при проведении горизонтальных и наклонных выработок (написан совместно с В. М. Скоробогатовым)	358
12.4. Расположение шпуров при проходке стволов шахт	368
12.5. Параметры взрывных работ при проходке вертикальных стволов шахт	372
12.6. Расположение шпуров и скважин при проходке восстающих выработок	373
13. Взрывные работы при подземной разработке рудных месторождений	382
13.1. Общие сведения (Б. Н. Кутузов, И. Е. Ерофеев)	382
13.2. Отбойка руды скважинными зарядами (И. Е. Ерофеев, Б. Н. Кутузов, В. М. Скоробогатов)	383
13.3. Организация проведения массового взрыва (И. Е. Ерофеев)	404
13.3.1. Документация	406
13.3.2. Подготовка блока к массовому взрыву	407
13.3.3. Допуск людей к доставке ВВ и заряданию скважин	409
13.3.4. Монтаж взрывной сети	413
13.3.5. Охрана опасной зоны	416
13.3.6. Производство взрыва	416
13.3.7. Мероприятия после взрыва	417
14. Взрывные работы в шахтах, опасных по газу или пыли	419
14.1. Особенности ведения взрывных работ в угольных шахтах (В. И. Зенин, Б. И. Вайнштейн)	419
14.2. Основные опасные ситуации при ведении взрывных работ в угольных шахтах (В. И. Зенин, Б. И. Вайнштейн)	419
14.3. Классификация требований к предохранительным ВВ и условий их применения (В. И. Зенин, Б. И. Вайнштейн)	421
14.4. Взрывные работы в шахтах, опасных по выбросам угля, породы и газа (В. И. Стикачев)	428
14.4.1. Общие сведения	428
14.4.2. Вскрытие пластов	429

14.4.3. Угольные и смешанные забои подготовительных и очистных выработок	432
14.4.4. Выбросоопасные породы	436
14.4.5. Торпедирование (гидровзрывная обработка) призабойной части угольного массива	437
14.4.6. Документация при сотрясательном взрывании	438
14.5. Забойка шпуров и скважин (Н. Р. Шевцов)	439
14.6. Предохранительная среда при взрывных работах (Н. Р. Шевцов)	442
14.6.1. Водораспылительные завесы	442
14.6.2. Водовоздушные завесы	446
14.6.3. Высокоскоростная воздушно-механическая пена	448
15. Механизация взрывных работ (Б. Н. Кутузов, В. М. Скоробогатов)	451
15.1. Оборудование для механизации погрузочно-разгрузочных работ с ВВ	453
15.2. Оборудование для растаривания мешков с ВВ	454
15.3. Контейнерная доставка ВВ	456
15.4. Средства механизации зарядания шпуров и скважин в подземных рудниках	458
15.5. Средства механизации зарядания и забойки скважин из открытых горных работах	463
15.5.1. Зарядные машины для гранулированных ВВ	463
15.5.2. Смесительно-зарядные машины для водосодержащих ВВ	467
15.5.3. Заблочные машины	468
15.5.4. Установка для осушения скважин УОС-250	469
15.6. Средства механизации взрывных работ на объектах с небольшим потреблением ВВ	469
15.6.1. Карьеры	469
15.6.2. Объекты транспортного строительства	474
15.7. Типовые схемы механизации взрывных работ	479
15.8. Оценка схем механизации взрывных работ на карьерах	485
15.9. Механизированное приготовление игданита на принских Северо-Востока СССР	489
15.10. Механизированное приготовление и зарядание водосодержащих ВВ	492
Список литературы	498
Приложение	502