

ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ РАЗНОБЛОЧНОГО СТРОЕНИЯ

Г.А. Агаронян

ЗАО “А.А.Б. Проект”, г. Ереван, РА

Подготовка нерудных горных пород, используемых для производства щебня, к выемке на карьере взрывным способом вызывает необходимость уменьшения выхода переизмельченных и негабаритных фракций, что является основным условием снижения себестоимости товарной продукции. Обосновано, что блочность (трещиноватость) горного массива является главным природным фактором, влияющим на выход некондиционных фракций. Установлено, что при отбойке уступов разноблочного строения сплошными скважинными зарядами удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) в зависимости от размера отдельности и характера их расположения по высоте уступа не станет влияющим фактором в процессе разрушения. Таким фактором при взрывании в крупноблочных массивах может служить величина импульса давления продуктов взрыва при увеличении продолжительности его воздействия на дробление путем формирования конструкции заряда с применением низкобризантных ВВ уменьшенного диаметра (при соответствующем изменении размеров сетки скважин).

Предложена новая конструкция скважинных зарядов ВВ, состоящая из смеси промышленных ВВ и гранул пенополистирола, способствующая уменьшению зоны переизмельчения. В зависимости от природных (прочностные характеристики пород, блочность и акустическая жесткость массива), технологических (диаметр заряда) и энергетических (тип ВВ) факторов, определены параметры размещения зарядов ВВ и оптимальная величина забойки, позволяющие равномерно распределить энергию взрыва на массив горных пород. Предложены новые методы управления энергией заряда ВВ на разноблочных массивах, позволяющие повысить использование энергии взрыва на увеличение радиуса зоны дробления в зоне забойки и уменьшение радиуса зоны переизмельчения вблизи заряда ВВ.

Ключевые слова: выход некондиционных фракций, длина забойки, давление продуктов детонации, блочность массива, зона регулируемого дробления, акустическая жесткость массива, продолжительность действия взрыва.

Введение. Непрерывно растущие темпы дорожного и жилищного строительства требуют повышения эффективности производства щебня. Основной проблемой при производстве щебня является высокая себестоимость

выпускаемой продукции. Это неразрывно связано с большим выходом переизмельченных и негабаритных фракций при подготовке нерудных пород к выемке на карьере взрывным способом. Структурное строение массива горных пород является одним из основных факторов, влияющих на выход некондиционных фракций взорванной массы [1, 2].

Особенностью на большинстве карьерах нерудных строительных материалов является характер изменения блочного строения массива по высоте и длине забоя. Разрабатываемые уступы Арамусского базальтового карьера представлены разноблочными породами, причем верхняя часть уступа в большинстве случаев представлена массивом крупноблочного строения (средний размер отдельных блоков составляет 0,8...1,2 м), а нижняя часть - среднеблочными породами (средний размер отдельных кусков составляет 0,4...0,8 м), местами встречаются участки мелкоблочного массива (средний размер отдельных кусков - 0,1...0,5 м).

Согласно результатам оценки блочности пород в уступе и гранулометрического состава по развалу взорванной массы в условиях Арамусского карьера (табл.1), разрушение горного массива в основном происходит по естественным отдельностям.

Из табл. 1 видно, что при взрывании уступов (высотой в 12 м) сплошными скважинными зарядами ВВ (типа Анфо) диаметром 125 мм и с сеткой скважин 3,4х3,4 м выход переизмельченной (менее 100 мм) по развалу взорванной массы составляет 24,3%, а выход крупной фракции (более 700 мм) – 26,2% (в массиве 38,5%).

Таблица 1

<i>Гранулометрический состав массива до и после взрыва</i>								
Естественный гранулометрический состав массива по обнажению уступа								
Содержание фракции (%) с крупностью, мм								
Менее 100	100-300	300-500	500-700	700-900	900-1100	1100-1300	1300-1500	Более 1500
12,2	14,5	16,6	18,2	17,7	10,3	5,7	3,2	1,6
Гранулометрический состав по развалу взорванной массы, %								
24,3	20,1	15,6	13,8	10,4	7,6	4,4	2,6	1,2

Считается общепринятым [3, 4], что с увеличением удельного расхода ВВ можно добиться любого желаемого качества дробления. Однако увеличение удельных затрат энергии взрыва на разноблочных забоях, особенно когда крупные блоки расположены в верхней части уступа (в зоне забойки), приводит к излишним взрывным нагружениям в нижней части уступа. При этом основная доля энергии взрыва затрачивается на интенсивное

разрушение, процесс уплотнения и перемещения, и только незначительная часть энергии расходуется на дробление верхней части уступа.

Результаты опытно-промышленных исследований, выполненных на уступе Арамусского базальтового карьера, подтверждают вышесказанное. Базовые факторы взрываемого блока Арамусского карьера и технические характеристики взрывчатых веществ представлены в табл. 2.

Таблица 2

Исходные факторы взрываемого блока Арамусского карьера
и технические характеристики применяемых ВВ

Параметры	Взрываемый блок N 6 гор. 1485 м		
	Верхняя часть уступа		Нижняя часть уступа
Природные факторы			
Структура массива	Крупноблочная $l_1 = 0,8 \dots 1,2 \text{ м}$		Мелко- и среднеблочная $l_2 = 0,4 \dots 0,8 \text{ м}$
Объемный вес базальта, $\text{кг}/\text{м}^3$	$\gamma_1 = 2600$		$\gamma_2 = 2485$
Объемный вес заполнителя (суглинок), $\text{кг}/\text{м}^3$	$\gamma_3 = 1850$		
Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову	$f = 10 \dots 14$		$f = 8 \dots 12$
Скорость продольных волн в массиве, $\text{м}/\text{с}$	$V_{п1} = 3,6 \times 10^3$		$V_{п2} = 3,2 \times 10^3$
Предел прочности породы на одноосное сжатие, Па	$\sigma_{сж1} = (8,5 \dots 12) \times 10^7$		$\sigma_{сж2} = (5,8 \dots 8,2) \times 10^7$
Предел прочности породы на растяжение, Па	$\sigma_{р1} = (7,2 \dots 9,4) \times 10^6$		$\sigma_{р2} = (4,3 \dots 7,4) \times 10^6$
Модуль упругости, Па	$E_1 = (2,8 \dots 3,2) \times 10^{10}$		$E_2 = (2,05 \dots 2,38) \times 10^{10}$
Акустическая жесткость базальта, $\text{кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$	$A_1 = 9,3 \times 10^6$		
Акустическая жесткость заполнителя (суглинок), $\text{кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$	$A_2 = 3,2 \times 10^6$		
Коэффициент Пуассона	$\mu_1 = 0,25$		$\mu_2 = 0,27$
Геометрические факторы			
Высота уступа, м	$H_y = 12$		
Угол откоса уступа, град	$\alpha = 72 \dots 76^0$		
Длина взрываемого блока, м	$L = 54$		
Ширина взрываемого блока, м	$l = 16$		
Сопrotивление по подошве уступа, м	$w = 6,5$		
Мощность блочного массива по высоте блока, м	$m_1 = 5,5$		$m_2 = 6,5$
Энергетические факторы			
Объемный вес пенополистирола, $\text{кг}/\text{м}^3$	$\rho_{пп} = 15 \dots 30$		
Тип ВВ	Анфо + 20 %ПП	Анфо	Анфо + 40 %ПП
Скорость детонации ВВ, $\text{м}/\text{с}$	$D_1 = 3150$	$D_3 = 3400$	$D_2 = 2850$
Плотность ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$	$\rho_1 = 660$	$\rho_3 = 820$	$\rho_2 = 502$
Давление газообразных продуктов ВВ, МПа	$P_1 = 868,7$	$P_3 = 1185$	$P_2 = 612,7$

Установлено, что при прочих равных условиях с увеличением удельного расхода ВВ (путем уменьшения сетки расположения скважин) от 0,6 до 1,2 кг/м³ выход негабарита уменьшается незначительно (на 4,7%), выход переизмельченных пород увеличивается на 9,3%, а ширина отброшенной части развала из первого ряда скважин увеличивается в 1,32 раза (рис. 1).

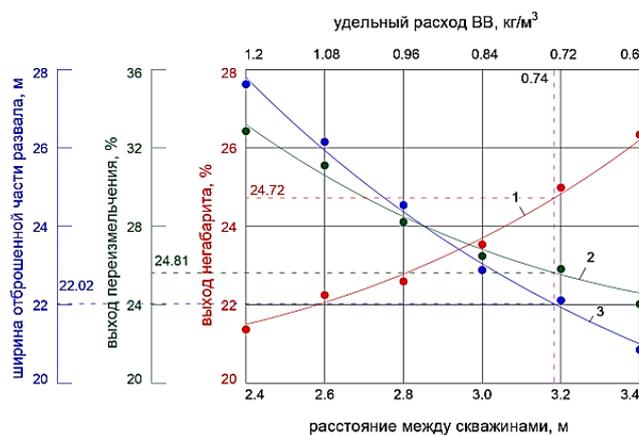


Рис. 1. Изменение выхода некондиционных фракций горной массы в зависимости от удельного расхода ВВ при взрывании сплошными скважинными зарядами: 1 - выход негабарита, 2 - выход переизмельчения, 3 - ширина отброшенной части развала взорванной массы из первого ряда скважин

Рациональное распределение энергии взрыва в зависимости от блочности массива является важным условием для снижения затрат на буровзрывных работах (БВР). Влияющим фактором энергии взрыва являются параметры размещения заряда ВВ, которые определяются величиной импульса давления продуктов взрыва и продолжительностью его воздействия на дробление. Характер разрушения и формирования развала взорванной массы зависит от величины начального давления продуктов взрыва, которую можно регулировать с изменением конструкции заряда ВВ [5, 6].

Следовательно, весьма актуальным является создание метода управления энергией взрыва в разноблочном массиве путем выбора оптимальных параметров расположения взрывааемых скважин и формирования конструкции зарядов ВВ на основе оценки блочности массива по высоте взрываемого блока (с целью получения компактных развалов взорванной горной массы необходимой кусковатости).

Постановка задачи и методы исследования. Процесс разрушения горных пород, их перемещения и формирования развала взорванной массы при

взрывании уступов разноблочного строения (рис. 2 а) демонстрирует правильность выборов параметров расположения и конструкции зарядов ВВ.

При разработке уступов разноблочного строения сплошными скважинными зарядами давление газообразных продуктов ВВ в среде (вблизи заряда ВВ) образует ударную волну, которая в совокупном действии с продуктами детонации производит дробление и смещение среды. При этом формируется газовая полость цилиндрической формы, которая приводит к смещению раздробленной части массива в сторону откоса уступа и вверх (рис. 2 б).

Часть взрывных газов прорывается в атмосферу по наиболее широким трещинам. При расширении продуктов ВВ давление их на взрываемую среду падает и становится недостаточным для разрушения и перемещения взорванной массы. В дальнейшем дробленая масса движется по инерции (рис. 2 в) и формирует развал взорванной массы (рис. 2 г).

В итоге в нижней части уступа, представленного средне- и мелкоблочными породами, основное влияние на процесс разрушения и перемещения горных пород оказывают продукты расширяющихся газов взрыва. В этом случае газообразные продукты взрыва мгновенно создают в скважине огромное давление, которое намного превосходит прочность горных пород, и вблизи заряда ВВ происходит более интенсивное дробление (переизмельчение) и наибольшее смещение горной массы.

В верхней части уступа, представленного крупноблочными породами, происходит сравнительно небольшое смещение, а элементы отбиваемого уступа, находящиеся в зоне забойки, в основном, отделяются из массива по естественным трещинам (образуются негабаритные куски) и распределяются в верхней части развала.

Следовательно, для равномерного распределения энергии взрыва в разноблочном массиве по всей высоте уступа требуется:

- активизация воздействия волновых процессов в крупноблочных массивах (увеличение радиуса зоны регулируемого дробления в зоне забойки) путем размещения дополнительных скважинных зарядов в зоне забойки на основе определения параметров размещения дополнительных и основных скважинных зарядов с применением разномошных ВВ;
- увеличение продолжительности воздействия энергии взрыва на дробление в среднеблочных массивах (уменьшение радиуса зоны переизмельчения вблизи заряда ВВ) путем формирования конструкции основных скважинных зарядов ВВ.

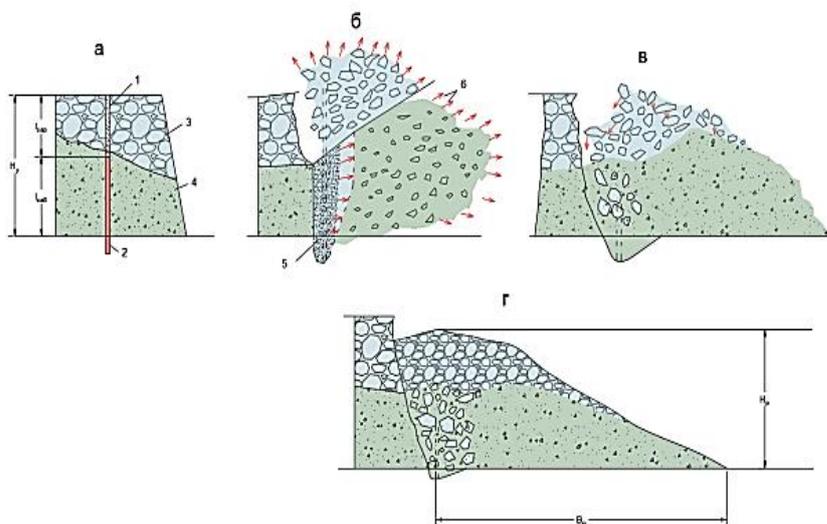


Рис. 2. Схема процесса перемещения и формирования развала взорванной породы при взрывании сплошными скважинными зарядами на уступе разноблочного строения: а - взрываемый блок уступа; б - процесс перемещения взорванной породы под давлением газообразных продуктов взрыва; в - инерциальное движение взорванной массы; г - формирование развала взорванной породы; 1 - забойка, 2 - заряд ВВ, 3 - крупноблочные породы, 4 - среднеблочные породы, 5 - газовая полость, 6 - вылет газообразных продуктов

Ключевыми факторами, влияющими на процесс разрушения и формирования развала взорванной массы, считаются диаметр скважинного заряда, мощность ВВ и длина забойки, определяющие параметры расположения зарядов ВВ.

Оптимальный диаметр скважин при взрывании на уступах нерудного карьера, представленного среднеблочными строениями (при высоте уступа до 12 м, коэффициенте крепости пород $f = 8 \div 12$), был принят $d_1 = 140$ мм. При взрывании на уступах крупноблочного строения, представленных породами средней взрываемости (при высоте уступа до 8 м, коэффициенте крепости пород $f = 10 \div 14$), оптимальный диаметр скважин составил $d_2 = 80$ мм [7].

В качестве ВВ были выбраны взрывчатые смеси, состоящие из обычных промышленных ВВ и гранулированного пенополистирола (ПП) [7].

Для уменьшения доли энергии на разброс породы в крупноблочных массивах дополнительные скважины были заряжены низкобризантными взрывчатыми смесями с содержанием от общего объема смеси 80% Анфо и 20% гранулированного ПП (Анфо + 20% ПП), позволяющими регулировать насыпную плотность и скорость детонации ВВ. Для перераспределения энергии взрыва

по высоте уступа применялись комбинированные заряды с инертными промежутками. Основные скважины были заряжены зарядами, состоящими из взрывчатых веществ, имеющих разные акустические импедансы (Анфо и Анфо + 40%ПП). Заряды были рассредоточены в инертных промежутках.

Параметры расположения зарядов ВВ выбраны с учетом радиуса зоны регулируемого дробления [8].

Расстояние между основными скважинными зарядами определяется в виде

$$a = 2a_1 + a_2, \quad \text{м}, \quad (1)$$

где a_1 - расстояние между дополнительными зарядами; a_2 - расстояние между основными и дополнительными зарядами:

$$a_1 = \frac{8d_2A_2}{A_1+A_2} \sqrt{\frac{P_2}{k_{m2}\sigma_{p2}}}, \quad \text{м}, \quad (2)$$

$$a_2 = (d_1 + d_2) \frac{2A_2}{A_1+A_2} \left(\sqrt{\frac{P_1}{k_{m1}\sigma_{p1}}} + \sqrt{\frac{P_2}{k_{m2}\sigma_{p2}}} \right), \quad \text{м}. \quad (3)$$

Здесь d_1 - диаметр основных скважин, $d_1 = 0,14$ м; d_2 - диаметр дополнительных скважин, $d_2 = 0,08$ м; σ_p - предел прочности пород на растяжение (σ_{p1} - в крупноблочных породах, σ_{p2} - в мелкоблочных породах), МПа; A_1 - акустическая жесткость базальта, кг/м²с; A_2 - акустическая жесткость заполнителя, кг/м²с; P_1, P_2 - начальное давление газообразных продуктов взрыва при применении соответственно Анфо + 20%ПП, Анфо + 40%ПП; k_m - коэффициент, учитывающий упругость и сжимаемость горного массива:

$$\text{- для крупноблочных пород: } k_{m1} = 1 + (2\gamma_{из} P_1) \frac{1+\mu_1}{E_1} = 1,22;$$

$$\text{- для среднеблочных пород: } k_{m2} = 1 + (2\gamma_{из} P_2) \frac{1+\mu_2}{E_2} = 1,17, \quad (4)$$

где $\gamma_{из}$ - коэффициент изоэнтропии, $\gamma_{из} = 3$; μ - коэффициент Пуассона; E - модуль Юнга.

Оптимальную длину забойки предлагается определить по формуле [9]

$$l_{заб} = \frac{d}{2} \sqrt{\frac{\rho D^2 (1+k_{\beta} \ln \frac{a}{l})}{2\sigma_p}}, \quad \text{м}, \quad (5)$$

где d - диаметр заряда ВВ, м; D - скорость детонации ВВ, м/с; ρ - насыпная плотность ВВ, кг/м³; σ_p - предел прочности породы при одноосном растяжении, Па; k_{β} - коэффициент, зависящий от прочности пород в монолитном образце, $k_{\beta} = 3,5 \dots 5,0$; a - расстояние между скважинами, м; l - средний размер отдельных блоков на расстоянии a .

На основе опыта ведения массовых взрывов на Арамусском базальтовом карьере была выбрана схема короткозамедленного взрывания (КЗВ) с клиновидным врубом (рис.3), позволяющая повысить степень использования энергии взрыва на дробление породы и уменьшить долю энергии на разброс взорванной массы. Эффективность действия продуктов детонации ВВ в разноблочном массиве выражается не только пространственным расположением заряда ВВ в массиве, но и разновременным их инициированием с интервалом замедления.

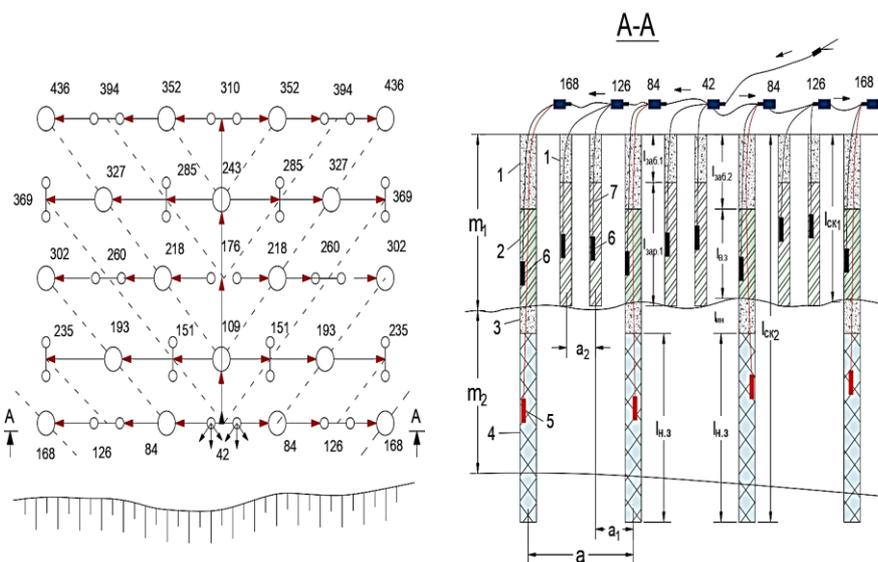


Рис.3. Схема расположения и взрывания скважинных зарядов в массиве и конструкции зарядов ВВ: 1 - забойка, 2 - Анфо + 40 %ПП, 3 - инертный промежуток, 4 - Анфо, 5 - внутренние скважинные замедлители (1100 мс); 6 - внутренние скважинные замедлители (1000 мс); 7 - Анфо + 20 %; 42, 84, 109, 126....478 - интервалы поверхностного замедления; m_1 - мощность крупноблочного массива; m_2 - мощность мелко-среднеблочного массива

В зависимости от блочности и взрываемости пород предлагается схема замедления сверху, т.е. первым инициируются дополнительные скважинные заряды и верхние заряды основных скважин [10].

Результаты исследования. Расчетные технологические параметры БВР и результаты взрыва при взрывании разноблочных забоев в условиях Арамусского карьера приведены в табл. 3.

Таблица 3

Расчетные технологические параметры БВР и результаты взрыва при взрывании разнорядных забоев в условиях Арамусского карьера

Диаметр дополнительных зарядов ВВ, м	$d_1 = 0,08$
Диаметр основных зарядов ВВ, м	$d_2 = 0,14$
Расстояние между основными и дополнительными зарядами ВВ, м	$a_2 = (d_1 + d_2) \frac{2A_2}{A_1 + A_2} \left(\sqrt{\frac{P_1}{k_{m1} \sigma_{pac1}}} + \sqrt{\frac{P_2}{k_{m2} \sigma_{pac2}}} \right) = 2,1$
Расстояние между дополнительными зарядами ВВ, м	$a_1 = \frac{8d_1 A_2}{A_1 + A_2} \sqrt{\frac{P_2}{k_{m2} \sigma_{pac1}}} = 1,5$
Расстояние между основными зарядами ВВ, м	$a = 2a_1 + a_2 = 5,7$
Расстояние между рядами скважин, м	$b = a/2 = 2,9$
Число основных скважин, шт.	$n_2 = \frac{(2l+a)[2l+a+1]}{2a^2} = 67$
Число дополнительных скважин, шт.	$n_1 = 2(n_2 - 1) = 132$
Число рядов скважин, шт.	$N = \frac{2l+a}{a} = 7$
Длина перебура, м	$l_{пер} = \sqrt{H_y^2 + W^2} - H_y = 1,5$
Длина дополнительных скважин, м	$l_{ск1} = m_1 = 5,5$
Длина основных скважин, м	$l_{ск2} = H_y + l_{пер} = 13,5$
Длина забойки на дополнительных скважинах, м	$l_{заб1} = \frac{d_1}{2} \sqrt{\frac{\rho_1 D_1^2 (1 + k_\beta \ln \frac{a_1}{l_1})}{2\sigma_{p1}}} = 1,7$
Длина забойки на основных скважинах, м	$l_{заб2} = \frac{d_1}{2} \sqrt{\frac{\rho_1 D_1^2 (1 + k_\beta \ln \frac{a_2}{l_2})}{2\sigma_{p2}}} = 2,8$
Конструкция основных зарядов ВВ	
Длина верхнего заряда (Анфо+40%ПП), м	$l_{в.з.} = m_1 - l_{заб2} = 2,7$
Длина инертного промежутка, м	$l_{и.п} = (2,5 \dots 3) d_2 = 0,4$
Длина нижнего заряда (Анфо), м	$l_{н.з.} = m_2 + l_{пер} - l_{и.п} = 7,6$
Длина дополнительного заряда ВВ, м	$l_{зар1} = l_{ск1} - l_{заб1} = 3,8$
Масса заряда ВВ в основной скважине, кг	$Q_2 = 0,785 d_2^2 (\rho_2 l_{в.з.} + \rho_3 l_{н.з.}) = 116,7$
Масса заряда ВВ в дополнительной скважине, кг	$Q_1 = 0,785 d_1^2 \rho_1 l_{зар1} = 12,6$
Расчетный расход ВВ при зарядке дополнительных скважин, кг	$\sum Q_1 = n_1 Q_1 = 1663,2$
Расчетный расход ВВ при зарядке основных скважин, кг	$\sum Q_2 = n_2 Q_2 = 7819,0$
Объем взорванной массы, м ³	$v = n_2 \frac{a^2}{2} H_y = 13060$
Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³	$q_p = \frac{n_1 Q_1 + n_2 Q_2}{v} = 0,726$

Продолжение табл. 3

Схема взрывания – многорядное короткозамедленное взрывание с клиновидным врубом	
Результаты взрыва	
Выход крупной фракции - более 700 мм, %	7,7%
Выход отсева после переработки взорванных пород на дробильно-сортировочном заводе (ДСЗ), м ³	3685
Выход мелкой фракции - менее 100 мм, %	$P = \left(\frac{v_{от} - 0.1v}{v} \right) 100\% = 18,2 \%$
Ширина отброшенной части развала, м	25,6
Ширина развала, м	46,0
Высота развала, м	9,5

Параметры взрываемого блока: 67 основных скважин диаметром 140 мм расположены по шахматной сетке – 5,7 х 2,9 м (7 рядов скважин), глубина скважин составила 13,5 м. Дополнительные скважины расположены между основными скважинами диаметром 80 мм, длиной, равной мощности крупноблочного слоя (5,5 м), которые заряжали Анфо + 20%ПП длиной 3,8 м (см. рис.3). Нижнюю часть основных скважин заряжали Анфо длиной 7,7 м, а верхнюю часть - Анфо + 40%ПП длиной 2,7 м. Расстояние между основными и дополнительными зарядами было принято 2,1 м, а между дополнительными зарядами – 1,5 м. Объем взорванной массы - 13,060 тыс.м³, количество ВВ на блоке - 9650 кг; Анфо - 6500 кг; Анфо + 20%ПП - 1700 кг; Анфо + 40%ПП - 1450 кг; фактический удельный расход ВВ - 0,74 кг/м³, расчетный - 0,726 кг/м³.

Применяли схему КЗВ с клиновидным врубом. Передача инициирующего импульса между скважинами осуществлялась через 42 мс, между рядами скважин - через 67 мс. Первым взрывали верхний заряд (длительность внутрискважинного замедления скважин составила 1000 мс), а через 100 мс – нижний заряд (длительность внутрискважинного замедления скважин - 1100 мс).

Выход мелких фракций определяли следующим образом:

$$P = \left(\frac{v_{от} - 0.1v}{v} \right) 100\%, \quad (6)$$

где v - объем взорванной массы, м³; $v_{от}$ - объем выхода отсева после переработки взорванных пород на ДСЗ, м³.

Сравнивая результаты взрыва по предлагаемой технологии с результатами существующей технологии, установлено:

- при одинаковом удельном расходе (0,74 кг/м³) выход крупной фракции снижается на 17,0% (от 24,7 до 7,7%), причем наименьший выход крупной фракции наблюдается в верхней части развала (2,0%);