

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ВЗРЫВАНИИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ С ВОЗДУШНЫМИ ПРОМЕЖУТКАМИ

М.Н. Оверченко¹, С.А. Толстунов², С.П. Мозер³, В.А. Белин⁴

¹ Орика УГМК, Москва, Россия

² МАНЭБ, Санкт-Петербург, Россия

³ АО «Орика СиАйЭс», Москва, Россия

⁴ ГИ НИТУ «МИСиС», Москва, Россия, e-mail: bvamggu@mail.ru

Аннотация: Горные предприятия по добыче полезных ископаемых буровзрывным способом являются объектами повышенной опасности из-за сопутствующих вредных для человека и окружающей среды явлений. К ним относят выделение вредных газов, выделение пыли, воздействие ударных и сейсмических волн, а также тепловое воздействие на массив. Уменьшение удельного расхода ВВ позволяет снизить негативное влияние взрывных работ. Наиболее возможным является путь усложнения конструкции заряда разделением на части с оставлением воздушных промежутков. При использовании зарядов с воздушными промежутками размер среднего куска тем меньше, чем труднее взрывается порода. Приводится обоснование места заложения воздушного промежутка, его параметров и расчет временных интервалов взаимодействия отдельных частей заряда. Выбор места расположения воздушного промежутка определяется на основе сравнения горно-геологических условий месторождения и результатов расчета кусковатости горной массы. При этом подлежат сравнению средний показатель кусковатости в зоне нижней половины заряда с каждой последующей ступенью уступа. Если месторождение имеет сложное строение, то в первую очередь сравнивают средние размеры куска по слабым и крепким слоям пород. Расчеты базируются на основе исследований волновых процессов в массиве, а также геомеханических явлений при разрушении массива горных пород

Ключевые слова: карьер, взрывные работы, электронный детонатор, взрывчатое вещество, воздушные промежутки, напряженное состояние массива, расчет размеров воздушного промежутка, расчет интервала опережения взрывания, безопасность.

Для цитирования: Оверченко М. Н., Толстунов С. А., Мозер С. П., Белин В. А. Определение оптимальных параметров технологических процессов при взрывании скважинных зарядов с воздушными промежутками // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 4. – С. 87–99. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_4_0_87.

Optimal parameters of process flows in air-decoupling blasting

M.N. Overchenko¹, S.A. Tolstunov², S.P. Mozer³, V.A. Belin⁴

¹ JSC «ORICA» Ural Mining and Metallurgical Company, Moscow, Russia

² International Academy of Ecology and Life Protection Sciences, Saint-Petersburg, Russia

³ JSC Orica CIS, Moscow, Russia

⁴ Mining Institute, National University of Science and Technology «MISIS», Moscow, Russia, e-mail: bvamggu@mail.ru

Abstract: Mining with drilling and blasting produces a heightened danger to people and environment because of associated phenomena. The latter include toxic gas emission, dusting, air shock and seismic wave effects, as well as thermal impact on rock mass. Decreasing the powder factor makes it possible to mitigate the adverse effect of blasting. The best way in this regard is to decouple blast hole charges by air gaps. In air-decoupling blasting, the average size of fragmentation is smaller in harder-shot rocks. The article gives justification of air gap location in blast hole, the air gap parameters and calculation of time slots of influence exerted by different parts of the air-decoupled charge. The place to arrange an air gap is selected from the comparison of geological condition of mining and calculated sizes of rock fragments. In this case, we compare the average size of particles in the bottom half of the charge at every next bench. In case of a structurally complex deposit, first of all, the average sizes of fragments in weak and strong rock layers are compared. The calculation is based on the studies into wave processes and geomechanical phenomena in fracture of rock mass.

Key words: open pit mine, blasting, electronic detonator, explosive, air gaps, rock mass stress state, air gap size calculation, advance blasting interval calculation, safety

For citation: Overchenko M. N., Tolstunov S. A., Mozer S. P., Belin V. A. Optimal parameters of process flows in air-decoupling blasting. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022;(4):87-99. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_4_0_87.

Общие сведения

Одним из главных направлений улучшения экологической безопасности в районах функционирования горных предприятий, использующих буровзрывные работы для подготовки горных пород к выемке, является снижение удельного расхода взрывчатых веществ с одновременным наращиванием объемов перерабатываемой горной массы и сохранением требований к качеству горной массы [1].

Технически наиболее достижимым приемом снижения выбросов пыли и газов в атмосферу является использование более сложной конструкции заряда ВВ в скважине — заряда с разрывом его сплошности, т.е. заряда с одним или несколькими воздушными промежутками. Идея использования воздушных промежутков для улучшения качества дробления горной массы известна давно. Опыт использования воздушных промежутков обобщен в методических указаниях [2] по их применению, где определена об-

ласть их использования и разработаны технические приемы их использования. Несмотря на то, что с момента издания этих указаний прошло много лет, изложенная в них идея оказалась жизнеспособной. Рассмотрение технического предложения, основанного на соударении в воздушном промежутке ударных воздушных волн (УВВ) и интерференции волн напряжений для разрушения массива горных пород, показывает, что поставленная задача в то время могла быть реализована частично. С одной стороны, отсутствовало техническое обоснование методики исполнения технической задачи, а с другой — невозможность точного исполнения в производственных условиях поставленной задачи из-за имеющейся в тот период номенклатуры средств инициирования. Детонаторы короткозамедленного действия выпускались промышленностью с определенными степенями замедления. Отсутствие возможности изменять интервал времени замедления в соот-

ветствии с условиями задачи не позволяло получить эффект в полной мере.

По мере развития науки и техники взрывных работ в последние годы прошли существенные изменения в технологии. Появились системы неэлектрического взрывания, детонаторы с электронным программируемым замедлением, эмульсионные ВВ и др. Следовательно, известное техническое решение представляется возможным исполнить в производственных условиях на новом техническом уровне с получением более высоких технических показателей.

Постановка задачи исследований

Обобщение работы более 20 горных предприятий на протяжении 10 лет, использовавших в технологии взрывных работ воздушные промежутки, позволяет установить следующие моменты. Применение воздушных промежутков создает условия для получения равномерного и мелкого дробления, выход негабаритных кусков уменьшается в 2–10 раз и снижается удельный расход ВВ на 10–25%. С помощью воздушных промежутков представляется возможным регулировать высоту и ширину развала горной массы. При использовании зарядов с воздушными промежутками размер среднего куска тем меньше, чем труднее взрывается порода. Это положение также подтверждается при разработке многолетнемерзлых и других пород шпуровыми зарядами с воздушными промежутками [3–6]. Следовательно, основными задачами исследований является обоснование места заложения воздушного промежутка, его параметров [3, 5–9] и определение необходимых временных интервалов взаимодействия отдельных частей заряда. Об актуальности выбранного направления свидетельствуют многочисленные публикации [10–13].

Определение места заложения воздушного промежутка в конструкции заряда

В методических указаниях [1, 7] имеется положение, согласно которому масса первой нижней части заряда должна составлять 0,6–0,7 массы всего взрывчатого вещества в скважине. Меньшая цифра относится к более крепким породам, а большая — к менее крепким. Следовательно, воздушный промежуток должен быть размещен между этими двумя частями заряда в скважине. Опыт горных предприятий показывает, что на практике приходится производить дополнительно целый ряд опытных взрываний для подбора места заложения воздушного промежутка. Это связано с тем, что месторождения могут иметь сложный состав и строение, разные углы откоса уступов, разную степень обводненности и др. В ряде случаев приходится воздушными промежутками дополнительно регулировать параметры развала горной массы с сохранением размеров среднего диаметра куска. Более точно и быстро можно определить вероятное место заложения воздушного промежутка путем детального анализа соотношения удельного расхода ВВ и получаемого размера куска. Для этого подвергают анализу удельный расход ВВ не в целом по уступу, а производят анализ отдельных его частей. Для этого уступ делится на 10 равных частей. Если на месторождении имеются особые условия применения забойки в скважинных зарядах, регламентированные отдельными ведомственными документами из условий безопасности, то такие размеры, относящиеся к забойке, вычитаются. На рис. 1 показан пример деления уступа на части.

Треугольник *ABC* на рис. 1 показывает неравномерность удельного расхода ВВ по высоте уступа. С увеличением высоты треугольника удельный расход

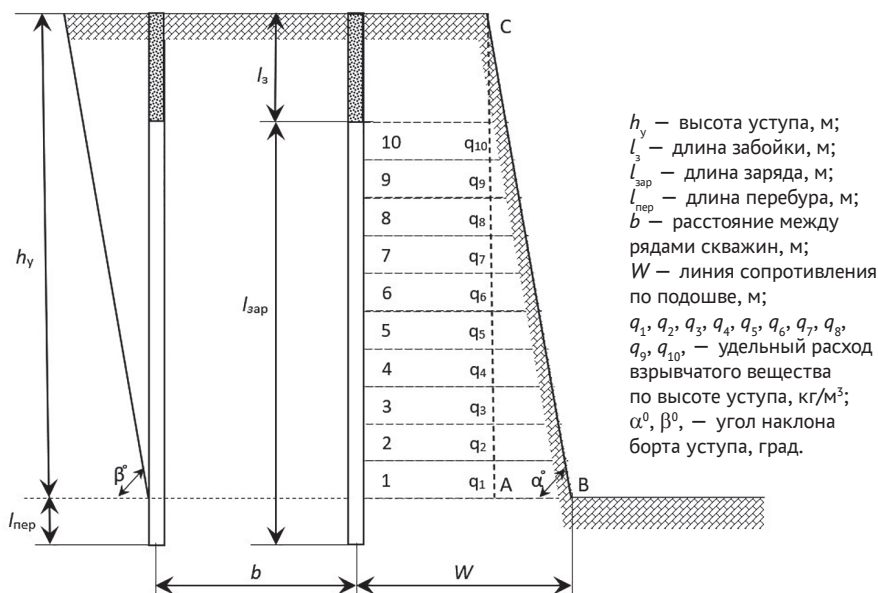


Рис. 1. Схема деления уступа на части и определения удельного расхода ВВ
 Fig. 1. Flow chart of bench sectioning and powder factor determination

ВВ увеличивается. Одними из главных текущих и непрерывно контролируемых параметров взрывных работ на горных

предприятиях является удельный расход ВВ и средневзвешенный размер куска. Прогнозирование гранулометрического состава горной массы по уровню удельного расхода ВВ является довольно сложной задачей в силу ее многофакторности входящих параметров. Поэтому в практических целях используют приближенные методы. Решение конкретной задачи управления качеством дробления связано с необходимостью единого подхода к оценке параметров заряда, процесса разрушения и свойств взрывааемых пород. В качестве примера рассмотрим подход И.А. Тангаева, связывающий сообщаемую породе энергию при взрыве со степенью ее разрушения [14, 15]. На рис. 2 показан график изменения среднего диаметра куска в зависимости от удельного расхода ВВ.

Уравнение регрессии данной среднестатистической зависимости имеет вид:

$$d_{cp} = 0,16 / (q - 0,16),$$

где d_{cp} — средний размер диаметра куска, мм; q — удельный расход ВВ, кг/м³.

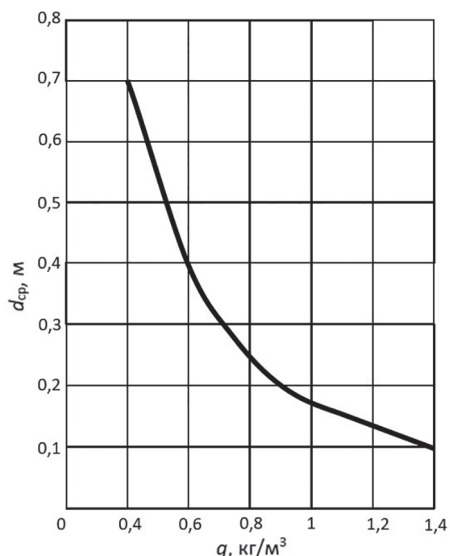


Рис. 2. График изменения среднего размера куска взорванной горной массы d_{cp} в зависимости от удельного расхода ВВ q [15]

Fig. 2. Change in average size d_{av} of broken rock fragments versus power factor q [15]

Проверка этой формулы на результатах взрывных работ одного из карельских карьеров показала, что она не коррелирует с данными рассматриваемого карьера. По формуле при $q = 0,95$ получается $d_{\text{ср}} = 0,16 / (0,96 - 0,16) = 0,202$ м, а по данным карьера фактический размер куска составляет 0,35 м. Если не подвергать сомнению закономерность функции на графике (рис. 2), то можно более правильно подобрать коэффициенты в формуле следующим образом: $0,35 = x / (0,95 - 0,16)$, отсюда $x = 0,35 \cdot 0,79 = 0,28$. Далее формула примет вид $d_{\text{ср}} = 0,28 / (q - 0,16)$. Именно эту формулу следует использовать для определения удельного расхода ВВ на всех выделенных участках по высоте уступа для условий выбранного карьера.

Для оперативного контроля кусковатости горной массы на многих горных предприятиях используются различные устройства и подходы, наиболее продвинутым на настоящее время является устройство со стереографической камерой FRAGTRAC™. Устройство устанавливается на кабинах экскаваторов, на транспортных линиях и перегрузочных пунктах. Программное устройство фотографирует, анализирует и строит 3D-изображения выделенной поверхности и заносит их в память. Выделенные участки дефрагментируются, определяется их гранулометрический состав, а результаты представляются в виде графиков и таблиц. Таким образом каждый погруженный ковш экскаватора может быть проверен на фракционный состав и занесен в базу данных. Также форма развала горной массы после массового взрыва при необходимости фотографируется с помощью беспилотных летательных аппаратов, дефрагментируется и обрабатывается фотопланиметрическим способом. Оперативный контроль гранулометрического состава горной массы позволяет определять недостат-

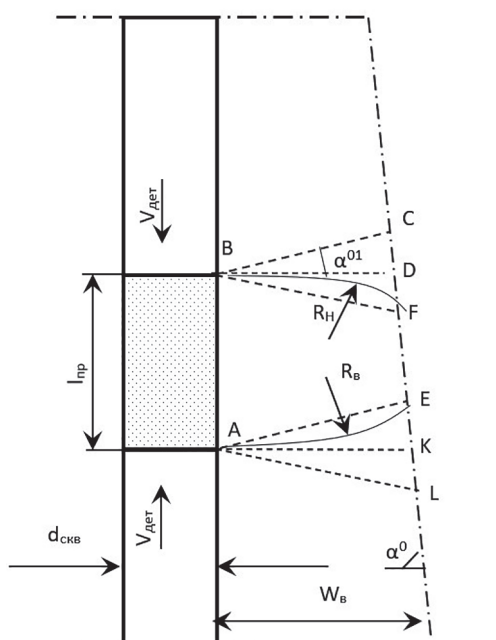
ки взрывных работ на каждом этапе и своевременно их устранять.

Выбор места расположения воздушного промежутка определяется на основе сравнения горно-геологических условий месторождения и результатов расчета кусковатости горной массы. При этом подлежат сравнению средний показатель кусковатости нижней половины заряда с каждой последующей ступенью уступа. Если месторождение имеет сложное строение, то в первую очередь сравнивают средние размеры куска по слабым и крепким слоям пород. В отечественной практике ведения взрывных работ зарядами с воздушными промежутками известны случаи их расположения в нижней части скважины, средней части и верхней части между зарядом и забойкой.

Определение размера воздушного промежутка

Выбор размеров воздушного промежутка в соответствии с рекомендациями в методических указаниях [1, 7] зависит от общей длины заряда и выбирается в диапазоне значений от 0,17 до 0,35. Такой разброс значений соответствовал условиям при диаметрах скважин от 0,3 до 0,8 м на разных этапах развития буровзрывных работ. В современных условиях подавляющее большинство горных предприятий перешли на более мелкие диаметры скважин от 0,098 до 0,3 м, а высота уступа повысилась практически вдвое. Расстояние между скважинами сильно сократилось. Поэтому попытаемся на основе современных представлений геомеханики разобраться в обоснованности указанного диапазона размеров воздушных промежутков.

На рис. 3 показана схема возникновения напряженного состояния массива горных пород между одновременно взрывающимися частями заряда ВВ. Схема составлена на основе изучения пло-



- $d_{\text{скв}}$ — диаметр скважины, м;
- $V_{\text{дет}}$ — скорость детонации ВВ, м/с;
- $l_{\text{пр}}$ — длина воздушного промежутка, м;
- $R_{\text{в}}$ — радиус зоны влияния волны напряжений верхнего заряда, м;
- $R_{\text{н}}$ — радиус зоны влияния волны напряжений нижнего заряда, м;
- α^{01} — угол, ограничивающий верхнюю область переизмельчения из-за интерференции волн в области воздушного промежутка

Рис. 3. Схема формирования напряженного состояния в массиве при одновременном взрыве нижнего и верхнего зарядов. Схема распространения волн напряжений

Fig. 3. Stress state pattern in rock mass in simultaneous blasting of air-decoupled charge top and bottom. Stress wave propagation pattern

ских моделей из оптически активного материала и моделей из эквивалентных материалов. На рис. 3 показано положение, при котором волна напряжений от нижнего заряда заняла положение в виде дуги BF радиусом $R_{\text{н}}$ с фронтом в виде хорды BF , а верхнего соответственно AE радиусом $R_{\text{в}}$. В следующий момент времени касательные напряжения формируются и достигают своего максимального значения в области треу-

гольников BCF и AEL . Таким образом в рассматриваемом сечении формируется достаточно сложная система напряженного состояния. В связи с тем, что горные породы имеют гораздо меньшее значение сопротивления касательным напряжениям, разрушение начнет происходить в области треугольников BCF и AEL . Область $ABFE$ подвергается действию положительной фазы волны напряжений как верхнего, так и нижнего зарядов и будет разрушена под действием нормальных напряжений.

На рис. 4 показаны направления скоростей движения отдельных частей массива. В количественном отношении скорости будут располагаться таким образом: $V_{\text{н}} > V_{\text{в}} > V_{\text{к}}$. Векторы скоростей $V_{\text{н}}$ и $V_{\text{в}}$ будут направлены по нормали к откосу уступа, а вектор скорости $V_{\text{к}}$ будет направлен по нормали к оси скважины. В полости воздушного промежутка происходит столкновение газовых потоков. Движение частей массива $ABDK$ начнет происходить в том случае, когда кинетическая энергия газов перейдет в потенциальную и установится необходимое давление $P_{\text{в}}$. В силу этих причин появляются силы бокового распора $P_{\text{к}}$, которые одновременно тормозят силы перемещения и способствуют дополнительному разрушению материала.

Наименее нагруженной частью массива является область, обозначенная треугольником BCD . Поэтому необходимо некоторое опережение прихода волны напряжений от детонации верхнего заряда. Вследствие значительной разницы в скоростях перемещения отдельных частей массива напряженное состояние участка BCF будет менее нагружено в сравнении с участком AEL .

Работа ударной воздушной волны (УВВ) и продуктов детонации (ПД) в полости воздушного промежутка изучена слабо. Имеющиеся сведения о физических процессах, протекающих в

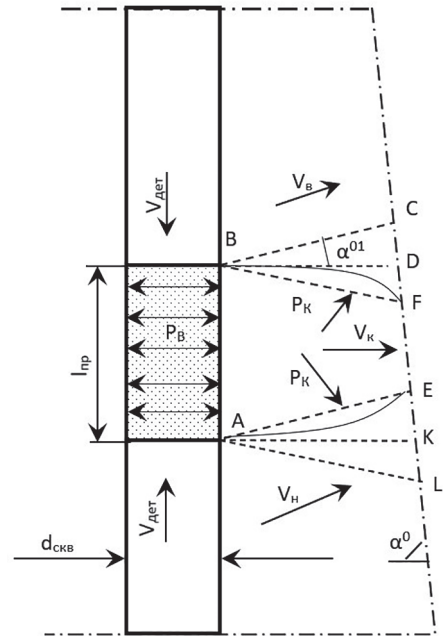
скважине с воздушным промежутком, показывают их зависимость от целого ряда факторов. Главными из них являются свойства ВВ, свойства горных пород и их состояние, диаметр скважин и др.

Расчет элементов воздушного промежутка

Основные разрушения массива горных пород происходят под действием положительной фазы волны напряжений [16, 17], поэтому необходимый размер воздушного промежутка определяется из условий возникновения волн напряжений, несущих определенное количество энергии. За эталон принято такое количество ВВ аммонита 6ЖВ, которое можно разместить в скважине длиной 1 м диаметром 136 мм. В связи с тем, что при распространении в массиве горных пород длительность фазы волны напряжений увеличивается по мере удаления от центра взрыва, в расчетах радиус волны напряжений ограничен двукратным увеличением длительности фазы волны напряжений. Такое количество энергии достаточно для разрушения породного массива в пределах расчетных значений радиуса зоны влияния при однократном прохождении волны напряжений. Длина воздушного промежутка приравнивается к радиусу зоны влияния положительной фазы волны напряжений. Расчетный размер радиуса вычисляется из выражения:

$$R = 100 \cdot K \cdot \sqrt{0,76 \cdot V \cdot \lambda / f},$$

где R — радиус зоны влияния положительной фазы волны напряжений, см; V — работоспособность ВВ по Трауцлю, см³; λ — коэффициент бокового распора, определяется из выражения $\lambda = \mu / (1 - \mu)$, где μ — коэффициент Пуассона; f — коэффициент крепости по М.М. Протодьяконову; n — показатель степени затухания волны напряжений. Для сильнотрещиноватых пород при-



- $d_{\text{скв}}$ — диаметр скважины, м;
- $V_{\text{дет}}$ — скорость детонации ВВ, м/с;
- $V_{\text{н}}$ — вектор скорости от нижнего заряда;
- $V_{\text{в}}$ — вектор скорости от верхнего заряда;
- $V_{\text{к}}$ — вектор концентраций скоростей;
- $P_{\text{к}}$ — давление концентрации;
- $P_{\text{в}}$ — давление в воздушном промежутке;
- $l_{\text{пр}}$ — длина воздушного промежутка, м;
- $R_{\text{в}}$ — радиус зоны влияния волны напряжений верхнего заряда, м;
- $R_{\text{н}}$ — радиус зоны влияния волны напряжений нижнего заряда, м;
- α^{01} — угол, ограничивающий верхнюю область переизмельчения из-за интерференции волн в области воздушного промежутка

Рис. 4. Схема формирования напряженного состояния в массиве при одновременном взрыве нижнего и верхнего зарядов. Схема векторов скоростей движения массива и возникающих усилий распора

Fig. 4. Stress state pattern in rock mass in simultaneous blasting of air-decoupled charge top and bottom. Pattern of PPV and associated side thrust forces in rock mass

нимать значение $n = 3$. Для слаботрещиноватых и обводненных пород принимать из выражения

$$n = 1 + 2 \left(1 + \rho_{\text{вв}} \frac{D_{\text{вв}}}{\rho_{\text{пор}}} C_{\text{пор}} \right),$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ — плотность заряжения ВВ, т/м³; $D_{\text{ВВ}}$ — скорость детонации ВВ, м/с; $\rho_{\text{пор}}$ — плотность пород, т/м³; $C_{\text{пор}}$ — скорость продольных волн м/с; K — коэффициент влияния диаметра скважин, для $\varnothing 100$ мм $K = 0,9$; для $\varnothing 200$ мм $K = 1,15$; для $\varnothing 300$ мм $K = 1,2$.

Пример расчета

Взрывание производится в карельском граните крепостью $f = 12$, $\mu = 0,24$, скорость продольных волн $C_{\text{пор}} = 5700$ м/с, $\rho_{\text{пор}} = 2,7$ т/м³.

Взрывчатое вещество — аммонит 6ЖВ, плотность заряжения составляет $0,9$ т/м³, скорость детонации — 4000 м/с, работоспособность по Трауцлю — 360 см³. Взрывание производится в скважинах $\varnothing 136$ мм.

Для первого случая

$$R_1 = 100 \cdot 1 \cdot \sqrt[3]{0,76 \cdot 360 \cdot \frac{0,24}{1 - 0,24}} / 12 = 193 \text{ см.}$$

Для второго случая

$$R_2 = 100 \cdot 1 \cdot \sqrt[3]{0,76 \cdot 360 \cdot \frac{0,24}{1 - 0,24}} / 12 = 173 \text{ см,}$$

так как показатель степени равен

$$n = 1 + 2(1 + 0,9 \cdot 4000 / 2,7 \cdot 5700) = 3,6.$$

Следовательно, в первом случае, когда породы сильно трещиноватые, расчетный размер воздушного промежутка составит 193 см, а во втором случае, когда породы обводнены, его расчетный размер будет 172 см.

Данный размер воздушного промежутка является оптимальным. Максимальный размер может быть увеличен вдвое при условии одновременного взрывания верхнего и нижнего зарядов, однако на такую же величину снизится надежность получения необходимого размера кусковатости горной массы. При создании воздушного промежутка меж-

ду зарядом и забойкой увеличивать его размер более оптимального не рекомендуется.

Расчет оптимальной величины временных интервалов при разновременном взрывании частей скважинного заряда

В методических указаниях [1, 7] подчеркивается необходимость одновременного взрывания двух частей скважинного заряда, разделенных воздушным промежутком. Для этого предлагается проложить нить детонирующего шнура между зарядами и создать боевик весом $20 - 25$ кг в верхней части заряда. В современных условиях делать боевик такой массы нет необходимости. Создать условия одновременного взрывания с помощью нити детонирующего шнура весьма сложно. В лучшем случае произойдет некоторое запаздывание детонации верхнего заряда по отношению к нижнему на тот интервал времени, который необходим для детонации шнура по воздушному промежутку. Отставание по времени срабатывания верхнего заряда приведет к отсутствию интерференции волн напряжений. На основе рассмотрения физических процессов разрушения массива становится ясно, что детонация верхнего заряда должна происходить с некоторым опережением того момента времени, который необходим для полной детонации нижнего заряда. На рис. 5 показана расчетная схема для определения оптимального времени опережения взрывания верхнего заряда.

Время опережения будет складываться из следующих составляющих:

$$T_{\text{оп}} = l_{\text{н}} / V_{\text{дет}} + W_{\text{н}} / C_{\text{пр}} + W_{\text{н}} / C_{\text{обр}} - l_{\text{в}} / V_{\text{дет}} + l_{\text{пр}} / V_{\text{уд}} + W_{\text{в}} / C_{\text{пр}} + W_{\text{в}} / C_{\text{обр}}$$

где $T_{\text{оп}}$ — суммарное время срабатывания верхнего заряда по отношению к нижнему, с; $l_{\text{н}}$ — длина нижнего за-

ряда, м; l_B — длина верхнего заряда между боевиком и границей воздушного промежутка, м; $l_{пр}$ — длина воздушного промежутка, м; $V_{ДЕТ}$ — скорость детонации ВВ, м/с; $V_{уд}$ — скорость ударной волны, м/с; W_B — сопротивление горных пород на уровне боевика, м; W_H — сопротивление горных пород на уровне нижнего среза воздушного промежутка, м; $C_{пр}$ — скорость продольных волн, м/с; $C_{обр}$ — скорость обратной волны, м/с.

Пример расчета

$l_H = 10$ м; $l_B = 1,0$ м; $l_{пр} = 2$ м;
 $V_{ДЕТ} = 4000$ м/с, $V_{уд} = 2500$ м/с,
 $W_B = 5$ м; $W_H = 5,5$ м; $C_{пр} = 5700$ м/с,
 $C_{обр} = 5700$ м/с.

В конструкции частей заряда принят обратный порядок инициирования. Тогда

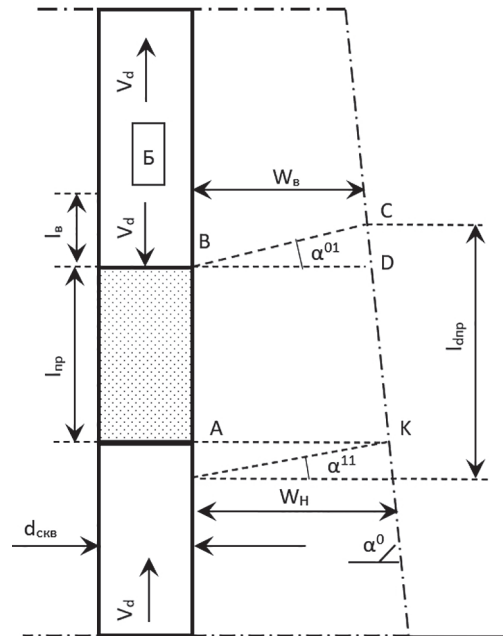
$$T_{оп} = 10/4000 + 5,5/5700 + 5,5/5700 - 1/4000 + 2/2500 + 5/6700 + 5/5700 = 0,0016 \text{ с.}$$

Следовательно, при общем времени срабатывания нижнего заряда за 0,0025 с начало детонации верхнего заряда должно произойти при $T_{оп} = 0,0016$ с, т.е. позднее начала срабатывания нижнего заряда на указанный интервал времени.

Техническое исполнение таких задач в современных условиях представляется возможным только при использовании детонаторов с электронным регулируемым интервалом замедления. Их описание рассмотрено в работах [18–20]. Детонаторы с электронным регулируемым интервалом замедления комплектуются промежуточным детонатором [21, 22]. По опытным данным зона влияния воздушного промежутка $l_{дпр}$ составляет $1,8\text{--}2,2 l_{пр}$.

Выводы

На основании проведенных исследований представляется возможным сформулировать следующие выводы:



$l_{пр}$ — длина воздушного промежутка;
 l_B — длина верхнего заряда между боевиком и границей воздушного промежутка;
 $l_{дпр}$ — проекция зоны действия воздушного промежутка;
 W_B — линия сопротивления пород на уровне боевика верхнего заряда;
 W_H — линия сопротивления пород на уровне верхней части нижнего заряда;
 $V_{ДЕТ}$ — направление детонации ВВ;
 $Б$ — боевик (промежуточный детонатор);
 α^{01} — угол, ограничивающий верхнюю область переизмельчения из-за интерференции волн в области воздушного промежутка;
 α^{11} — угол, ограничивающий нижнюю область переизмельчения вследствие интерференции волн в области воздушного промежутка

Рис. 5. Схема к расчету времени опережения взрывания верхнего заряда по отношению к нижнему

Fig. 5. Scheme to calculate advance time of blasting of top charge relative to bottom charge

- Многолетнее использование на горных предприятиях технологии отбойки горных пород длинными скважинами с использованием воздушных промежутков при подготовке горных пород к выемке показывает, что данное техническое решение перспективно для сниже-

ния удельного расхода ВВ и повышения экологической безопасности в современных условиях.

- Дальнейшее совершенствование взрывных работ с использованием воздушных промежутков требует более тщательного технико-экономического обоснования принятых технических решений применительно к современному уровню техники и технологий.

- Предлагаемая методика расчета параметров воздушных промежутков и временных интервалов взаимодействия отдельных частей заряда обосновывается изучением особенностей протекающих физических процессов в массиве горных пород и анализом результатов работы горных предприятий.

- Предлагаемые методы расчетов позволяют принимать обоснованное решение о параметрах конструкции заряда и временных интервалах на стадии проектирования исходя из конкретной

горнотехнической ситуации и технических условий для получения горной массы необходимого качества.

- Применение обоснованных технических решений при использовании длинных скважинных зарядов с воздушными промежутками позволяет снизить удельный расход ВВ и уменьшить влияние пылегазового фактора на экологию прилегающих к горным предприятиям территорий.

Вклад авторов

Оверченко М.Н. — идеи работы и постановка задачи исследования;

Толстунов С.А. — идеи работы и постановка задачи исследования;

Мозер С.П. — проведение экспериментальных работ и анализ результатов исследования;

Белин В.А. — разработка методики, проведение экспериментальных работ и анализ результатов исследования.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Рогалев В. А.* Нормализация атмосферы горнорудных предприятий. — М.: Недра, 1993. — 239 с.

2. *Марченко Л. Н., Кудряшов В. С.* Методические указания по применению скважинных зарядов, рассредоточенных воздушными промежутками, на открытых горных работах / Взрывные работы в современных условиях. — М.: Госгортехиздат, 1963. — 441 с.

3. *Парамонов Г. П., Толстунов С. А., Ковалевский В. Н.* Регулирование параметров развала горной массы при отработке пластов многолетнемерзлых пород на основе изменения конструкции заряда // Взрывное дело. — 2010. — № 103-60. — С. 133–140.

4. *Лещинский А. В., Шевкун Е. Б.* Рассредоточение скважинных зарядов. — Хабаровск: Изд-во ТОГУ, 2009. — 154 с.

5. *Kabwe E.* Improving collar zone fragmentation by top air-deck blasting technique // Geotechnical and Geological Engineering. 2017, vol. 35, no. 1, pp. 157–167. DOI: 10.1007/s10706-016-0094-7.

6. *Liu L., Katsabanis P. D.* Numerical modelling of the effects of air decking/decoupling in production and controlled blasting / Proceeding 5th International Conference on Rock Fragmentation by Blasting. Rotterdam, 1996, pp. 319–330.

7. *Melnikov N. V., Marchenko L. N.* Effective methods of application of explosion energy in mining and construction / The 12th US symposium on rock mechanics (USRMS). American Rock Mechanics Association, 1970.

8. *Hayat M. B., Alagha L., Ali D.* Air decks in surface blasting operations // Journal of Mining Science. 2019, vol. 55, no. 6, pp. 69-78. DOI: 10.1134/S1062739119066307.

9. *Saqib S., Tariq S. M., Ali Z.* Improving rock fragmentation using airdeck blasting technique // Pakistan Journal of Engineering and Applied Sciences. 2015, vol. 17, no. 1, pp. 46–52.

10. Khaqan Baluch, Jung-Kyu Kim, Seung-Jun Kim, Jin Guochen, Seung-Won Jung, Hyung-Sik Yang, Nam-Soo Kim, Jong-Gwan Kim Numerical study on the effects of air decking in half charge blasting using AUTODYN // Explosives & Blasting. Journal of Korean Society of Explosives & Blasting Engineering. 2018, vol. 36, no. 4, pp. 1 – 8.

11. Kabwe E. Influence of air gap volume on achieving steady-state velocity of detonation // Mining, Metallurgy & Exploration. 2019, vol. 36, no. 20, pp. 1179–1189. DOI: 10.1007/s42461-019-0095-1.

12. Pijush Pal Roy Emerging trends in drilling and blasting technology: concerns and commitments // Arabian Journal of Geosciences. 2021, vol. 14, article 652. DOI: 10.1007/s12517-021-06949-z.

13. Kabwe E., Banda W. Stemming zone fragmentation analysis of optimized blasting with top-column air decks // CIM Journal. 2018, vol. 9, no. 1. DOI: 10.15834/cimj.2018.1.

14. Тангаев И. А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986. – 231 с.

15. Падуков В. А., Макарьев В. П. Прогнозирование кусковатости горной массы при взрывных работах / Физические процессы горного производства. Вып. 2. – Л.: Изд-во ЛГИ, 1975. – С. 63–68.

16. Ханукаев А. Н. Энергия волн напряжений при разрушении горных пород взрывом. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 200 с.

17. Ханукаев А. Н. О влиянии радиальных зазоров и воздушных промежутков на параметры волны напряжений и процесс разрушения // Взрывное дело. – 1964. – № 54-11. – С. 35–47.

18. Оверченко М. Н., Толстунов С. А., Мозер С. П. Влияние горно-геологических условий и техногенных факторов на устойчивость взрывных скважин при открытой разработке апатит-нефелиновых руд // Записки Горного института. – 2018. – Т. 231. – С. 239–244. DOI: 10.25515/PMI.2018.3.239.

19. Оверченко М. Н., Мозер С. П., Толстунов С. А., Белин В. А. Влияние осевого воздушного канала в скважинных зарядах эмульсионных взрывчатых веществ на эффективность действия взрыва // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 1. – С. 61–70. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-1-0-61-70.

20. Оверченко М. Н., Мозер С. П., Толстунов С. А., Белин В. А. Расчет элементов управления энергией взрыва эмульсионных взрывчатых веществ с применением программируемых устройств для их инициирования // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 2. – С. 92–100. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-2-0-92-100.

21. Кондратьев С. А., Мартынушкин Е. А., Баженов В. Е. Опыт применения электронных детонаторов ЭДЭЗ-С в условиях ООО «Ресурс» и ООО «Инвест-Углесбыт» // Взрывное дело. – 2020. – № 129-86. – С. 105–115.

22. Кондратьев С. А., Сысоев А. А., Катанов И. Б. Влияние рассредоточения зарядов на интенсивность сейсмического воздействия при использовании неэлектрических систем инициирования на карьерах // Взрывное дело. – 2020. – № 127-84. – С. 6–17. **ГИАБ**

REFERENCES

1. Rogalev V. A. *Normalizatsiya atmosfery gornorudnykh predpriyatiy* [Normalization of the atmosphere of mining enterprises], Moscow, Nedra, 1993, 239 p.

2. Marchenko L. N., Kudryashov V. S. Methodological guidelines for the use of borehole charges. dispersed by air gaps, in open-pit mining. *Vzryvnye raboty v sovremennykh usloviyakh* [Explosive work in modern conditions], Moscow, Gosgortekhzdat, 1963, 441 p.

3. Paramonov G. P., Tolstunov S. A., Kovalevskiy V. N. Regulation of the parameters of the collapse of the rock mass during the development of permafrost formations based on a change in the design of the charge. *Explosion technology*. 2010, no. 103-60, pp. 133–140.

4. Leshchinskiy A. V., Shevkun E. B. *Rassredotochenie skvazhinnykh zaryadov* [Dispersal of borehole charges], Khabarovsk, Izd-vo TOGU, 2009, 154 p.
5. Kabwe E. Improving collar zone fragmentation by top air-deck blasting technique. *Geotechnical and Geological Engineering*. 2017, vol. 35, no. 1, pp. 157–167. DOI: 10.1007/s10706-016-0094-7.
6. Liu L., Katsabanis P. D. Numerical modelling of the effects of air decking/decoupling in production and controlled blasting. *Proceeding 5th International Conference on Rock Fragmentation by Blasting*. Rotterdam, 1996, pp. 319–330.
7. Melnikov N. V., Marchenko L. N. Effective methods of application of explosion energy in mining and construction. *The 12th US symposium on rock mechanics (USRMS)*. American Rock Mechanics Association, 1970.
8. Hayat M. B., Alagha L., Ali D. Air decks in surface blasting operations. *Journal of Mining Science*. 2019, vol. 55, no. 6, pp. 69–78. DOI: 10.1134/S1062739119066307.
9. Saqib S., Tariq S. M., Ali Z. Improving rock fragmentation using airdeck blasting technique. *Pakistan Journal of Engineering and Applied Sciences*. 2015, vol. 17, no. 1, pp. 46–52.
10. Khaqan Baluch, Jung-Kyu Kim, Seung-Jun Kim, Jin Guochen, Seung-Won Jung, Hyung-Sik Yang, Nam-Soo Kim, Jong-Gwan Kim Numerical study on the effects of air decking in half charge blasting using AUTODYN. *Explosives & Blasting. Journal of Korean Society of Explosives & Blasting Engineering*. 2018, vol. 36, no. 4, pp. 1–8.
11. Kabwe E. Influence of air gap volume on achieving steady-state velocity of detonation. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2019, vol. 36, no. 20, pp. 1179–1189. DOI: 10.1007/s42461-019-0095-1.
12. Pijush Pal Roy Emerging trends in drilling and blasting technology: concerns and commitments. *Arabian Journal of Geosciences*. 2021, vol. 14, article 652. DOI: 10.1007/s12517-021-06949-z.
13. Kabwe E., Banda W. Stemming zone fragmentation analysis of optimized blasting with top-column air decks. *CIM Journal*. 2018, vol. 9, no. 1. DOI: 10.15834/cimj.2018.1.
14. Tangaev I. A. *Energoemkost' protsessov dobychi i pererabotki poleznykh iskopaemykh* [Energy intensity of the processes of mining and processing of minerals], Moscow, Nedra, 1986, 231 p.
15. Padukov V. A., Makariev V. P. Prediction of lumpiness of rock mass during blasting operations. *Fizicheskie protsessy gornogo proizvodstva. Vyp. 2* [Collection of physical processes of mining production, Issue 2], Leningrad, Izd-vo LGI, 1975, pp. 63–68.
16. Khanukaev A. N. *Energiya voln napryazheniy pri razrushenii gornykh porod vzryvom* [The energy of stress waves during the destruction of rocks by explosion], Moscow, Gosgortekhizdat, 1962, 200 p.
17. Khanukaev A. N. On the influence of radial gaps and air gaps on the parameters of the stress wave and the destruction process. *Explosion technology*. 1964, no. 54-11, pp. 35–47. [In Russ].
18. Overchenko M. N., Tolstunov S. A., Mozer S. P. The influence of the axial air channel in borehole charges of emulsion explosives on the effectiveness of the explosion. *Journal of Mining Institute*. 2018, vol. 231, pp. 239–244. [In Russ]. DOI: 10.25515/PMI.2018.3.239.
19. Overchenko M. N., Mozer S. P., Tolstunov S. A., Belin V. A. Influence of axial air channel in holes with emulsion explosives on blasting efficiency. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 1, pp. 61–70. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-1-0-61-70.
20. Overchenko M. N., Mozer S. P., Tolstunov S. A., Belin V. A. Design of control elements for emulsion explosive energy with programmable initiation. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 2, pp. 92–100. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-2-0-92-100.
21. Kondratyev S. A., Martynushkin E. A., Bazhenov V. E Experience of application of electronic detonators of EDEZ-S in the conditions of JSC Resource and JSC Invest-Uglesbyt. *Explosion technology*. 2020, no. 129-86, pp. 105–115. [In Russ].

22. Kondratyev S. A., Sysoyev A. A., Katanov I. B. Influence of dispersal of charges on intensity of seismic influence when using not electric systems of initiation on pits. *Explosion technology*. 2020, no. 127-84, pp. 6–17. [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Оверченко Михаил Николаевич — канд. техн. наук,
ген. директор АО «ОРИКА»

Уральская горно-металлургическая компания (УГМК),
e-mail: michael.overchenko@orica-ummc.ru,

Толстунов Сергей Андреевич — канд. техн. наук, доцент,
руководитель отделения Международной академии наук
экологии и безопасности жизнедеятельности (МАНЭБ),
e-mail: tsaa09@mail.ru,

Мозер Сергей Петрович — канд. техн. наук, доцент,
директор по внедрению новых технологий

АО «Орика СиАйЭс»,
e-mail: sergey.mozer@orica.com,

Белин Владимир Арнольдович — д-р техн. наук, профессор,
ГИ НИТУ «МИСиС», e-mail: bvamggu@mail.ru.

Для контактов: Белин В.А., e-mail: bvamggu@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

M.N. Overchenko, Cand. Sci. (Eng.), General Director,
JSC «ORICA» Ural Mining and Metallurgical Company,
Moscow, Russia, e-mail: michael.overchenko@orica-ummc.ru,

S.A. Tolstunov, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor,
Head of Department, International Academy
of Ecology and Life Protection Sciences,

Saint-Petersburg, Russia, e-mail: tsaa09@mail.ru,

S.P. Mozer, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor,
Director of Introduction of New Technologies,
JSC Orica CIS, Moscow, Russia,

e-mail: sergey.mozer@orica.com,

V.A. Belin, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Mining Institute,
National University of Science and Technology «MISiS»,
119049, Moscow, Russia, e-mail: bvamggu@mail.ru.

Corresponding author: V.A. Belin, e-mail: bvamggu@mail.ru.

Получена редакцией 11.01.2022; получена после рецензии 14.02.2022; принята к печати 10.03.2022.

Received by the editors 11.01.2022; received after the review 14.02.2022; accepted for printing 10.03.2022.

