

ВЛИЯНИЕ ИНТЕРВАЛОВ ЗАМЕДЛЕНИЙ НА РАЗЛЕТ ОСКОЛКОВ ГОРНЫХ ПОРОД

О. А. Костюнина¹, Е. Б. Шевкун¹, А. В. Лещинский¹

¹ Тихоокеанский государственный университет, Хабаровск, Россия

Аннотация: Поскважинное взрывание зарядов способствует многократному воздействию волн напряжений на массив горных пород и повышению концентрации микро-трещин в зоне предразрушения. При увеличенных интервалах замедлений создается необходимый запас времени для прорастания трещин на полную глубину и их слияния. При взрыве первого заряда происходит большой выброс пыли, газов и разрыхленной породы. Впоследствии продукты взрыва проникают в образованные трещины с расклинивающим эффектом, что приводит к снижению выброса из скважин и уменьшению размера кусков породы. Большее количество энергии взрыва расходуется на дробление и меньшее – на выброс разрыхленной породы, что необходимо учитывать при проектировании газопроницаемых укрытий мест взрыва. Разработанная ранее технология безразлетного взрывного рыхления скальных пород под газопроницаемым укрытием из упругих элементов показала высокую надежность и экономическую эффективность в сравнении с другими способами укрытия мест взрыва, но данная технология не учитывает влияние интервалов замедлений на динамику развития взрыва. Для исследования динамики снижения пылегазовых выбросов из скважин и ударных импульсов, действующих на упругие элементы (автошины), произведено три экспериментальных массовых взрыва с замедлениями от 150 до 1000 мс. Каждый экспериментальный блок обурен 20 скважинами, расположенными в одном ряду. На основании экспериментальных данных установлен верхний предел интервалов замедлений, который влияет на величину ударного импульса. При замедлениях 1000 мс (даже при отсутствии забойки) не наблюдалось разлета кусков пород за пределы блока. Влияние интервалов замедлений на качество дробления и сейсмические нагрузки в данной работе не рассматривалось.

Ключевые слова: дробление пород взрывом, интервал замедления, предварительное разрушение, поскважинное взрывание, микротрещина, продукты взрыва, ударный импульс, массовый взрыв.

Для цитирования: Костюнина О. А., Шевкун Е. Б., Лещинский А. В. Влияние интервалов замедлений на разлет осколков горных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 12–1. – С. 107–120. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_121_0_107.

Effect of delay intervals on fragment dispersion

O. A. Kostiunina¹, E. B. Shevkun¹, A. V. Leshhinskij¹

¹ Pacific National University, Khabarovsk, Russia

Abstract: Blasting of a row of boreholes provides multiple effect of stress waves on rock mass and contributes to the increased concentration of micro-fractures in the zone of pre-destruction. Extension of delay intervals provides time allowance for fractures to grow as long as possible

and to merge. The first explosion produces great emission of dust, gas and broken rocks. Then, the explosion products enter the created fractures and wedge them, which leads to reduced emission from the borehole and to the size reduction in broken rocks. Blast energy is mostly spent to fragmentation and, less, to ejection of broken rocks, which should be taken into account in design of gas-permeable shelters for explosion sites. The earlier developed technology of no-dispersion loosening blasting of solid rocks under gas-permeable elastic shelters showed high reliability and economic efficiency as compared with the other methods of sheltering sites of explosion. However, this technology neglects influence of delay intervals on the explosion dynamics. With the view of studying reduction in gas and dust emission from blastholes and mitigation of impact exerted on the elastic shelter (auto tyres), three large-scale experimental blasts were carried out at delay intervals from 150 to 1000 ms. In each experimental block, 20 boreholes were drilled in a single row. The upper limit for delay intervals to have influence on the blast impact was determined from tests. At the delay intervals of 1000 ms (even without stemming), no dispersion of fragments beyond the block outline was observed. The influence of the delay intervals on quality of rock fragmentation by blasting and on the seismic load was beyond the scope of this study.

Key words: fragmentation by blasting, delay interval, pre-fracture, single-row delayed blasting, microfracture, explosion products, impact, large-scale blast.

For citation: Kostyunina O. A., Shevkun E. B., Leshhinskij A. V. Effect of delay intervals on fragment dispersion. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021;(12–1):107–120. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_121_0_107.

Введение

Открытый способ разработки оказывает негативное воздействие на окружающую среду, при этом постоянно возрастает значимость проблемы обеспечения экологической безопасности процессов добычи полезных ископаемых. Буровзрывной способ разрушения горных пород является наиболее эффективным, а для крепких руд и пород — единственно возможным. При массовых взрывах из скважин выбрасываются куски породы, пыль и ядовитые газы, дальность распространения которых по направлению ветра может достигать десятков километров. Интенсивность распространения продуктов взрыва зависит от технологии разработки, свойств горной породы, погодных условий и эффективности технических решений, направленных на защиту окружающей среды. Одним из способов решения проблемы защиты охраняемых объектов от действия продуктов взрыва является укрытие места взрыва.

Несмотря на большое разнообразие применяемых в практике укрытий мест взрыва, все они имеют определенные недостатки. В связи с этим в Тихоокеанском государственном университете была разработана и внедрена в практику новая безразлетная технология взрывного рыхления скальных пород в стесненных условиях [1]. Она основана на применении трансформируемого газопроницаемого укрытия из упругих элементов (изношенных автомобильных шин от большегрузных автосамосвалов), связанных между собой в единый мат цепями, канатами или проволокой. Эффективность данной технологии была подтверждена в процессе экспериментальных полигонных и промышленных взрывов. Технология взрывного рыхления горных пород в то время предусматривала порядное взрывание зарядов, а междурядные замедления составляли 20–35 мс. Для ограничения разлета кусков породы защитное укрытие должно было полностью покрывать

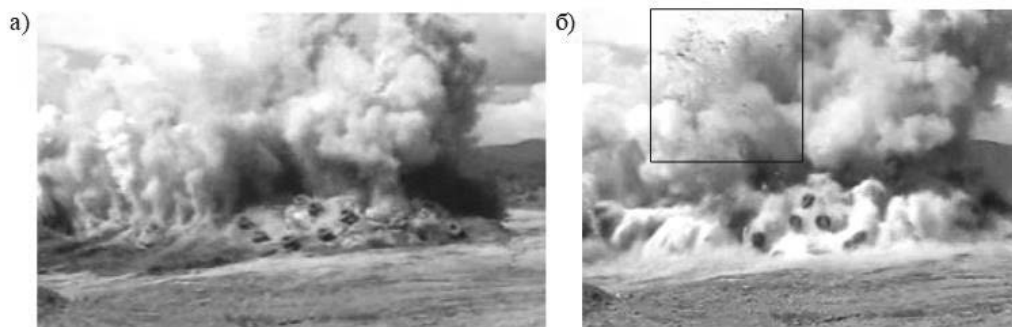


Рис. 1. Кадры развития массового взрыва при порядной схеме взрывания через 800 мс (а) и 1800 мс (б) после начала выброса

Fig. 1. Row-to-row blasting images in 800 ms (a) and 1800 ms (b) after the start of explosion

взрываемый блок, сохранять свою целостность и обладать таким весом, чтобы высота его подброса и горизонтальное смещение не превышали допустимых значений. При этом важным фактором, обеспечивающим безразлетное взрывание горных пород на рыхление, являлось применение забойки взрывных скважин.

В 2008 году был произведен экспериментальный массовый взрыв с порядной схемой взрывания. Только 9 зарядов из 182 взорваны с забойкой. На рис. 1, а видно, что из скважин с забойкой, отмеченных автошинами, разлета кусков породы нет, а на рис. 1, б выделены крупные осколки горных пород, возвышающиеся над пылегазовым облаком, которые образовались при взрыве зарядов без забойки. Длительность полета отдельных кусков превысила 40 секунд.

В настоящее время на предприятиях горной промышленности применяются эмульсионные ВВ с нулевым кислородным балансом, неэлектрические и электронные системы инициирования, новые схемы взрывания и конструкции скважинных зарядов, позволяющие значительно снизить негативное воздействие массовых взрывов и повысить уровень безопасности при ведении открытых горных работ.

Современные системы взрывания позволяют в 5–6 раз снизить сейсмическое воздействие на окружающие объекты, значительно сократить радиус разлета породы и практически исключить образование пылегазового облака [2]. Согласно экспериментальным данным [3], неэлектрические системы инициирования (НСИ) в сочетании со вспомогательными устройствами в конструкции скважин и увеличенными интервалами замедлений позволяют снизить выброс вредных веществ в атмосферу. При этом концентрация вредных веществ оказывается гораздо ниже предельно допустимых значений. Замеры выбросов вредных веществ, сделанные при взрыве двух сопоставимых блоков с разными технологиями взрывания, показали меньшие значения исследуемых параметров при переходе от детонирующего шнура к НСИ.

Оценка негативного воздействия массовых взрывов на окружающие объекты может быть произведена с помощью визуально-инструментального контроля параметров пылегазового облака, а именно высоты и скорости его подъема. Высота подъема и дальность распространения облака определяется начальной скоростью вылета газов из скважины. Установлено [4], что при высоте выброса пылегазового

облака менее 40 м и начальной скорости менее 100 м/с «действие УВВ и разлет кусков породы не выходят за пределы карьера, а выбросы вредных газов и пыли в атмосферу минимальны».

За счет снижения негативного воздействия массовых взрывов можно расширить границы действующих карьеров и обеспечить доступ к уже разведанным запасам месторождений. Уменьшение радиуса зоны, опасной по разлету отдельных кусков породы, приводит к сокращению расходов на подготовительно-восстановительные мероприятия и создает возможность для бесперебойной работы горнотранспортного комплекса.

В последние годы было установлено, что механическое действие взрыва проявляется не только в разрушении горных пород в районе взрывной скважины, но и в разупрочнении на удалённых расстояниях от заряда [5, 6]. Воздействие волн напряжений на массив горных пород повышает концентрацию существующих микродефектов и микротрещин в зоне предразрушения [7–10]. При поскважинном взрывании зарядов с увеличенными интервалами замедлений кратность прохождения волн в окрестностях заряда значительно возрастает. «Определение интенсивности предразрушения массива горных пород в районе каждой взрывной скважины производится на основе заданных размеров зон разрушения и предразрушения» [11].

Чем выше интенсивность предразрушения, тем больше возможность проникновения продуктов взрыва в образовавшиеся трещины и меньше выброс из скважины. Ударные импульсы на упругие элементы газопроницаемого укрытия также снижаются, что необходимо учитывать при определении его параметров. Разрушение массива горных пород происходит не мгновенно, а в течение определённого времени, а участвующие в этом процессе напряжения значительно изменяются в пространстве.

Цель данного исследования заключается в обеспечении минимального разлета осколков горных пород путем увеличения интервалов замедлений между взрывами отдельных скважинных зарядов. Для достижения поставленной цели определяется изменение высоты выбросов из скважин и ударных импульсов, действующих от взрыва зарядов на автошины, при различных интервалах замедлений.

Методы

Динамику развития взрыва при различных интервалах замедлений рассмотрим на примере трех экспериментальных блоков Б1-Б3. Каждый блок обурен двадцатью скважинами диаметром 215 мм и глубиной 5,5 м, расположенными в одном ряду с шагом 5 м. Коэффициент крепости пород $f = 10-12$. Для условий эксперимента приняли массу заряда скважин блока Б1 равной 100,75 кг, блока Б2 — 50,75 кг, блока

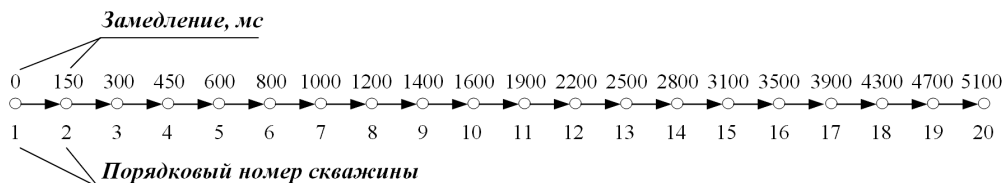


Рис. 2. Схема взрывания экспериментальных блоков Б1 и Б2

Fig. 2. Blast pattern of B1 and B2 test shots

БЗ — 60,75 кг. Зарядка скважин осуществлялась с использованием нитронита Э70 и ПТП-750 для боевиков. Инициирование внутрискважинной сети выполнено устройством RIONEL LP-50 с замедлением 5000 мс.

Блоки Б1 и Б2 взорваны с применением неэлектрической системы инициирования скважинных зарядов RIONEL с замедлениями 150, 200, 300, 400 мс (рис. 2). Забойка скважин 4, 5, 9, 10, 14, 15 блока Б2 выполнена из бурового шлама. Длина забойки составила 4 м. Остальные заряды блока Б2 и все заряды блока Б1 взорваны без забойки. Видеосъемку процесса развития массовых взрывов проводили с выше-лежащего уступа двумя цифровыми видеокамерами (частота 30 кадр/с), установленными в разных частях блока.

Экспериментальный блок БЗ разделен на четыре группы по 5 скважин в каждой. Внутри каждой группы установлены одинаковые замедления: первая группа скважин взорвана с замедлениями 150 мс, вторая — 400 мс, третья — 600 мс, четвертая — 1000 мс. Каждая группа скважин взорвана отдельно. Расстояние между группами составило 10 м. Забойка скважин не применялась. Видеосъемку взрывов производили с частотой 25 кадр/с.

Высоту выбросов из скважины H определяли с помощью покадрового анализа видеозаписей взрывов с привязкой масштаба к реперным точкам на блоке. Цифровые видеокамеры с частотой съемки 25 кадр/с позволяют проводить раскадровку через 40 мс, а с частотой 30 кадр/с — в среднем через 33 мс. При частоте съемки 25 кадр/с можно произвести оценку динамики пылегазовых выбросов с достаточной степенью точности [12]. Время наблюдения за одной скважиной составляет 200 мс, затем высота выбросов изменяется незначительно. Снижение высоты

пылегазового облака каждой последующей скважины по отношению к первой характеризуется коэффициентом подобия k , который определяется выражением:

$$k_i = \frac{\sum_{j=1}^n H_{1,j} \cdot H_{i,j}}{\sum_{j=1}^n (H_{1,j})^2}, \quad (1)$$

где i — номер скважины; j — порядковый номер кадра.

Эта безразмерная величина показывает, насколько функция изменения высоты пылегазовых выбросов из первой скважины близка к функции i -той скважины блока. Чем ниже коэффициент подобия, тем меньше выброс из скважины.

Для сравнения ударных импульсов, которые действуют на элементы газопроницаемого укрытия при различных интервалах замедлений, на скважины блока Б1 уложены изношенные автомобильные шины массой с учетом износа около 70 кг, на скважины блоков Б2 и БЗ — массой около 400 кг. Автошины укладывались на скважины соосно без применения связей и фиксаторов. По кадрам видеосъемки определяли время полета автошины от начала движения до момента приземления и максимальную высоту подброса.

Результаты

Размер осколков породы и дальность их разлета при поскважинном взрывании с интервалами замедлений 150—400 мс (рис. 3) значительно ниже, чем при порядном взрывании скважин с малыми замедлениями (рис. 1). На видеокдрах взрыва отчетливо видно отсутствие пылегазовых выбросов из скважин с забойкой (рис. 3, а), а мелкие осколки пород от взрыва зарядов без забойки можно обнаружить

только при увеличении кадра (рис. 3, в). Несмотря на различные массы зарядов, высота пылегазового облака первых скважин блоков Б1 и Б2 через 231 мс после начала выброса незначительно отличается и составляет 27,4 и 29,1 м соответственно.

В результате покадрового анализа видеозаписей взрывов определены коэффициенты подобия и ударные импульсы. По значениям коэффициентов подобия определены аппроксимирующие функции, указывающие на снижение высоты пылегазовых выбросов из скважин без забойки в процессе развития массового взрыва. Логарифмическая функция с найденными значениями коэффици-

ентов наиболее точно соответствует экспериментальным данным (рис. 4). Отметим, что заряд 17 блока Б1 не взорвался, а заряд 6 блока Б2 вследствие технической ошибки был увеличен. Эти скважины, как и скважины с забойкой, в расчетах не учитывались.

Замедления между скважинами 2, 3 и 4 блока Б1 (рис. 4) составили менее 100 мс при расчетных 150 мс. Коэффициенты подобия этих скважин практически равны, что соответствует одинаковой степени предразрушения их окрестностей в момент взрыва.

Влияние увеличения интервалов замедлений с 150 до 400 мс в пределах одного экспериментального блока

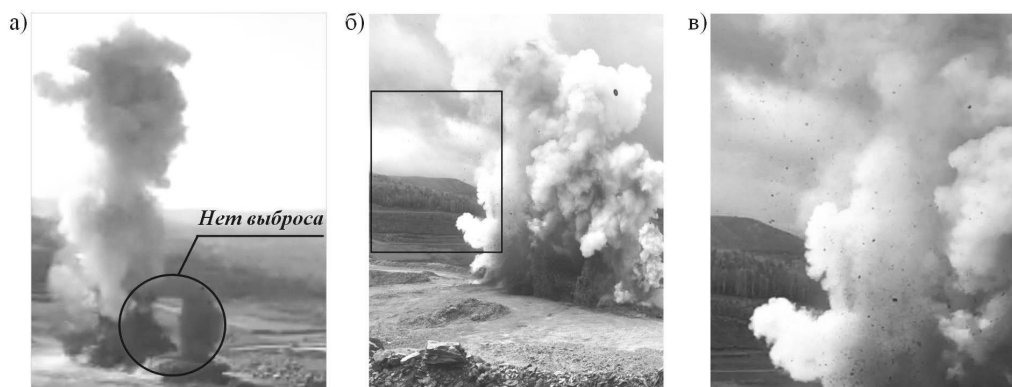


Рис. 3. Разлет осколков при взрыве блоков Б2 (а), Б1 (б), увеличенный фрагмент (в)
Fig. 3. Flyrock induced by blasting in quarry site B2 (a); B1 (b); enlarged photo (c)

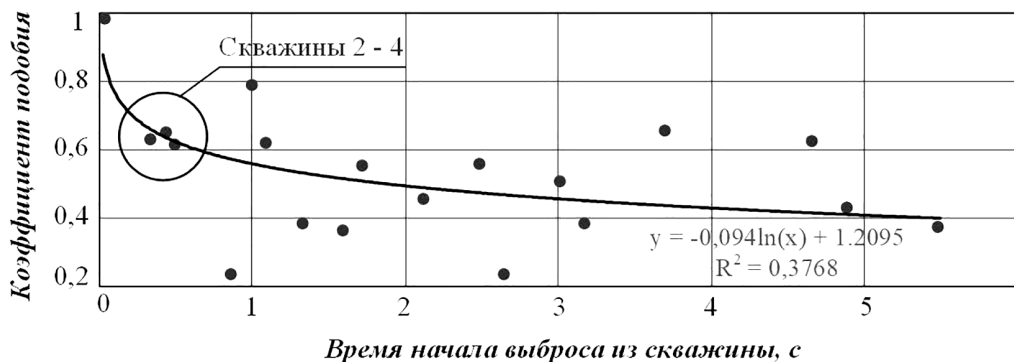


Рис. 4. Коэффициенты подобия и аппроксимирующая кривая для скважин блока Б1
Fig. 4. Similarity coefficients and fitting curve for B1 site

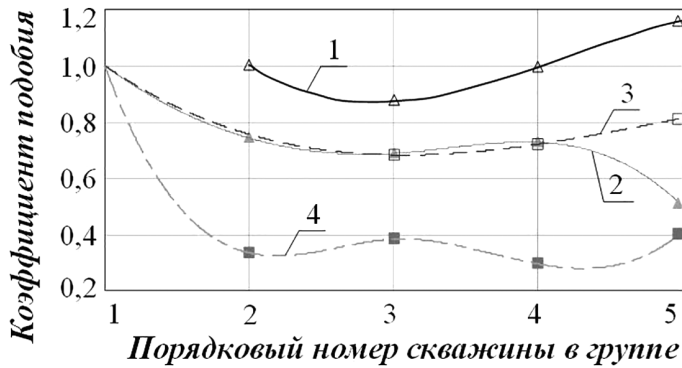


Рис. 5. Динамика снижения коэффициентов подобия скважин блока Б3 при увеличении замедлений: 1 – 150 мс; 2 – 400 мс; 3 – 600 мс; 1000 мс

Fig. 5. Dynamics of a decrease of the similarity coefficients for B3 site blastholes with increasing delays: 1 – 150 ms; 2 – 400 ms; 3 – 600 ms; 1000 ms

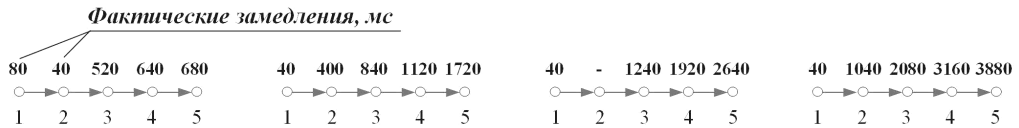


Рис. 6. Схема фактического развития взрыва блока Б3

Fig. 6. Empirical sequence of initiation on B3 site

на динамику пылегазовых выбросов из скважин установить не удалось, поэтому скважины блока Б3 были разделены на группы. Коэффициенты подобия скважин определялись по отношению к первой скважине каждой группы (рис. 5). Высота пылегазового облака от первого взорванного заряда через 200 мс после начала выброса составила 36 м.

Разброс времени срабатывания замедлителей привел к нарушению очередности взрыва зарядов (рис. 6). Наибольшие отклонения фактических замедлений от проектных наблюдаются у первой группы скважин. Первая скважина этой группы взорвалась после второй с замедлением 40 мс, в связи с чем она не повлияла на увеличение интенсивности предразрушения окрестностей остальных скважин группы, т. к. в зонах разрушения взорванных зарядов волны напряжений

поглощаются. Между взрывом второй и третьей скважины этой группы замедление составило 480 мс. Затем произошел практически одновременный взрыв двух последних скважин с замедлением менее 150 мс. Эти нарушения отразились на значениях коэффициентов подобия, что подтвердило влияние интервалов замедлений на величину выброса из скважин.

Отметим, что все измерения произведены по верхней границе пылегазового облака, но характер выбросов с увеличением замедлений меняется. При замедлениях 150 мс наблюдается значительный выброс газовой струи и разрыхленной породы (рис. 7, а). С увеличением интервалов замедлений большее количество энергии уходит на дробление и меньшее — на выброс разрыхленной породы.

Автошины не препятствуют выходу газов из устья скважины. При замед-

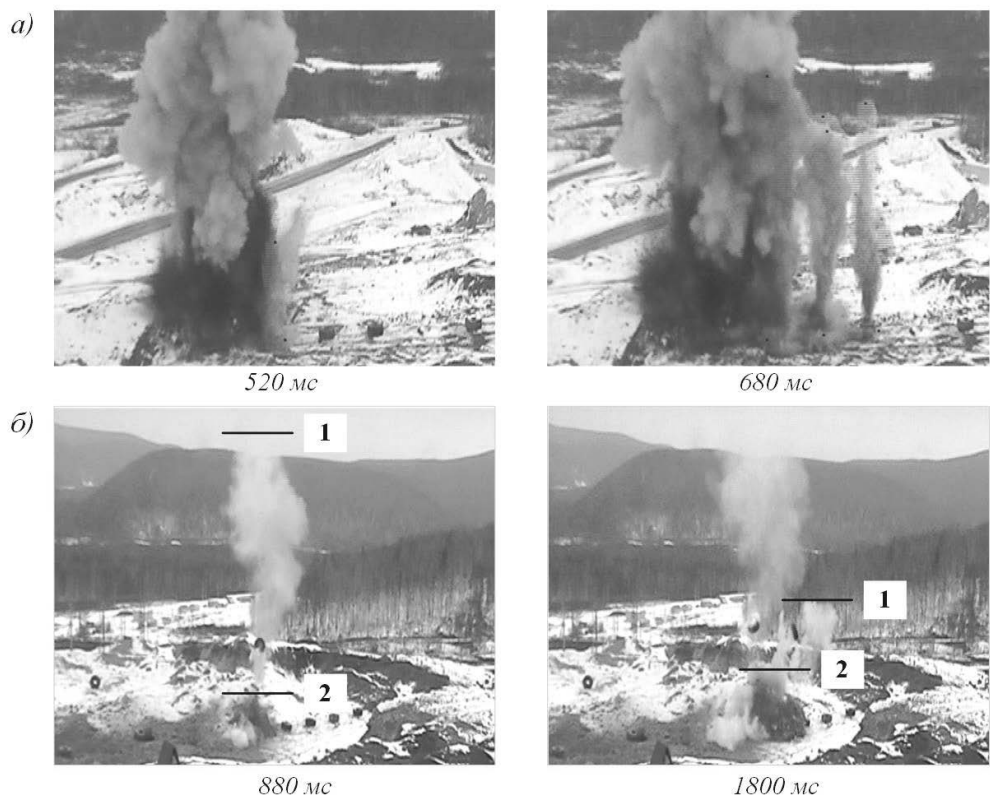


Рис. 7. Характерный выброс из скважин при различных замедлениях: 150 мс (а); 1000 мс (б)
 Fig. 7. Flyrock at various delay intervals: 150 ms (a); 1000 ms (b)

лениях 1000 мс высота газовой струи из соседних скважин значительно отличается. Эти высоты отмечены цифрой 1 на рис. 7, б. При этом высоты выброса разрыхленной породы у этих скважин (отмечены цифрой 2), как и высоты подброса автошин, практически равны. Таким образом, снижение высоты подброса автошины свидетельствует об уменьшении высоты и радиуса разлета осколков.

По результатам расчета для каждого эксперимента установлен диапазон значений ударных импульсов, воздействовавших на автошины. Пылевая завеса от взрыва скважинных зарядов не позволила проанализировать траекторию движения всех автошин блока Б2. Это связано с тем, что мак-

симальная высота подброса некоторых из них оказалась ниже границ пылегазового облака, следовательно, на них подействовал меньший ударный импульс, чем на автошины, попавшие в зону видимости.

Первая скважина блока Б1 взрывается в массиве, ненарушенном предшествующими взрывами, и на первую автошину должен воздействовать наибольший ударный импульс, что подтверждается экспериментальными данными (рис. 8, а). Диапазон значений ударных импульсов на автошины массой 70 кг составил $4,0 \cdot 10^3 - 1,4 \cdot 10^3$ кг·м/с (снижение в 2,9 раза).

Значения ударных импульсов для скважин блока Б2 с автошинами массой 400 кг без забойки изменяются

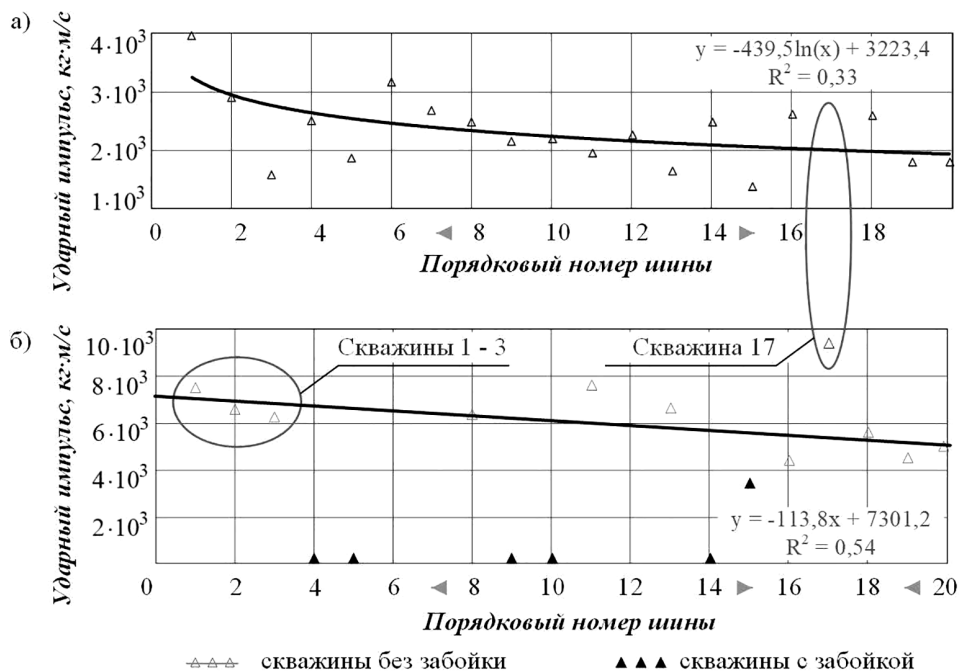


Рис. 8. Ударные импульсы на автошины, уложенные на скважины блоков В1 (а) и В2 (б)
 Fig. 8. Shock pulses acting on the auto tyres covering the blastholes of B1 (a) and B2 (b)

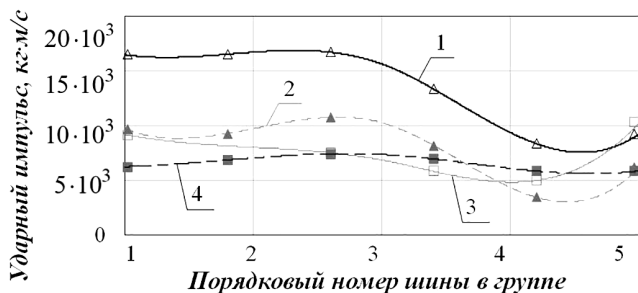


Рис. 9. Ударные импульсы на автошины блока В3 при различных замедлениях: 1 – 150 мс; 2 – 400 мс; 3 – 600 мс; 1000 мс
 Fig. 9. Shock pulses acting on B3 site auto tyres at various delay intervals: 1 – 150 ms; 2 – 400 ms; 3 – 600 ms; 1000 ms

в пределах $7,5 \cdot 10^3$ – $4,4 \cdot 10^3$ кг·м/с (снижение в 1,7 раза). Ударный импульс на автошину 17 составил $9,4 \cdot 10^3$ кг·м/с. Пять из шести автошин, уложенных на скважины с забойкой, при взрыве не отрывались от поверхности уступа. Ударные импульсы в этом случае оказались равными нулю. На автошину 15

блока В2 при взрыве заряда с забойкой подействовал ударный импульс, равный $3,4 \cdot 10^3$ кг·м/с.

При взрыве блока В2 наибольший ударный импульс подействовал на автошину 17, а не на первую автошину блока. Отметим, что блок В2 расположен вдоль взорванного ранее блока

Б1, при взрыве которого произошел отказ внутрискважинного замедлителя скважины 17. В данном случае отказ заряда одного блока привел к более интенсивному выбросу из скважины рядом расположенного блока. Таким образом, взрыв блока Б1 повлиял на предразрушение в окрестностях скважин блока Б2, подтверждая предположение о том, что предразрушение осуществляется даже на удаленных расстояниях от заряда. Аппроксимирующая функция для ударных импульсов блока Б2 определена без учета скважин с забойкой и скважины 17 (рис. 8, б). Линейная зависимость подтверждает наличие предразрушения в окрестностях первых скважин блока Б2 после взрыва блока Б1.

Для всех групп скважин блока Б3 определены диапазоны значений ударных импульсов (рис. 9):

- 1) $16,7 \cdot 10^3 - 9,3 \cdot 10^3$ кг·м/с при замедлениях 150 мс;
- 2) $10,2 \cdot 10^3 - 4,3 \cdot 10^3$ кг·м/с при замедлениях 400 мс;
- 3) $10,3 \cdot 10^3 - 4,8 \cdot 10^3$ кг·м/с при замедлениях 600 мс;
- 4) $7,4 \cdot 10^3 - 5,9 \cdot 10^3$ кг·м/с при замедлениях 1000 мс.

При взрыве первого заряда блока Б3 в ненарушенном массиве горных пород автошина массой 400 кг опустилась на поверхность уступа через 8,5 секунд после начала движения, а максимальная высота ее подброса составила 89 м. При взрыве четвертой группы скважин с замедлениями 1000 мс высота подброса автошин не превысила значения 12 м.

Обсуждение результатов

На всех экспериментальных блоках выявлены отклонения от номиналов замедлений. В серии RIONEL X, предназначенной для поверхностного монтажа взрывных сетей, изготавливаются детонаторы с номинальным значением

замедлений от 0 до 200 мс. Детонаторы с большими замедлениями не выпускаются ввиду отсутствия спроса на них, поэтому дополнительные замедления между скважинами и рядами осуществляли последовательным соединением замедлителей между собой, что привело к увеличению разброса фактического времени замедления зарядов. Таким образом, «формирование групп одновременно взрывающихся зарядов носит случайный характер» [13].

Большая высота пылегазовых выбросов указывает на недостаточную степень предразрушения в окрестностях скважин. Необходимым условием для увеличения интенсивности предразрушения является взрывание с замедлениями не менее 100 мс. Отказ системы инициирования зарядов при замедлениях 150 мс привел к снижению интенсивности предразрушения окрестностей соседних скважин и увеличению выброса. При замедлениях 1000 мс отклонения интервалов от номиналов в пределах допустимых изготовителем значений оказывают наименьшее влияние на величину выброса.

При замедлениях 1000 мс (даже при отсутствии забойки) не наблюдается разлета осколков горных пород за пределы блока, а разброс значений ударных импульсов минимальный по сравнению с другими взрывами. В этом случае забойка служит не для предотвращения разлета кусков горной массы, как при порядном взрывании зарядов, а для снижения вылета в атмосферу ядовитых продуктов взрыва. При взрыве второго заряда этой группы высота пылегазовых выбросов снизилась примерно на 60% и осталась постоянной для последующих зарядов.

При взрыве скважинного заряда в зоне предразрушения происходит рост естественных и образование новых микродефектов (трещин), слияние кото-

рых приводит к макроразрушению. «Развитие микронарушений, разрушение отдельных зерен или их перемещение носят локальный характер и не приводят к дезинтеграции породы, но наблюдается изменение свойств и состояния среды» [10]. Предразрушение массива происходит под действием взрывной волны, в которой различают фазу сжатия и фазу разрежения. На стадии сжатия прироста трещины нет. Разрыв связей в вершине трещины происходит под действием растягивающих напряжений [14]. Результаты исследования действия продольных, поперечных и отраженных волн на развитие трещин [15] показали, что действие продольной волны в фазе сжатия приводит к остановке роста трещины, а в фазе разрежения инициирует ее рост. Поперечные волны могут незначительно ускорять рост трещины, а отраженные волны могут как ускорять рост трещины, так и менять ее направление. При этом нужно учитывать то, что фаза разрежения превосходит по продолжительности фазу сжатия. Поэтому важным фактором является время между взрывами зарядов: следующий импульс должен быть только после протекания процесса сжатия и прохождения волны растяжения. При увеличенных интервалах замедлений создается необходимый запас времени для прораствания трещин на полную глубину и их слияния. Наши экспериментальные данные указывают на то, что при замедлениях 1000 мс волновые процессы в массиве пород завершаются.

Заключение

Произведено три массовых взрыва с интервалами замедлений от 150 до 1000 мс. На каждом блоке с использованием неэлектрической системы инициирования установлено четыре группы замедлений. Блок обурен 20 скважинами диаметром 215 мм, глу-

биной 5,5 м, расположенными в одном ряду с шагом 5 м. Масса заряда в скважине на первом блоке составила 100,75 кг, на втором — 50,75 кг, на третьем — 60,75 кг.

На всех блоках выявлены отклонения от номиналов замедлений. Интервалы замедлений величиной менее 100 мс не привели к снижению высоты пылегазовых выбросов из соседних скважин. Максимальное снижение высоты выброса из скважин без забойки установлено при взрыве группы зарядов с замедлениями 1000 мс. Высота выброса из второй скважины этой группы снизилась примерно на 60% по отношению к первой скважине и незначительно менялась при взрыве следующих зарядов.

При одинаковой схеме расположения и конструкции зарядов результаты взрывов без забойки при различных интервалах замедлений качественно отличаются: с увеличением интервалов снижается плотность пылегазового облака и высота выброса разрыхленной породы. Количественная оценка снижения разлета кусков породы произведена по высоте подброса автошин массой 70 и 400 кг, свободно уложенных на скважины. Экспериментально установлено, что при замедлениях 1000 мс (даже при отсутствии забойки) обеспечивается минимальный разброс кусков породы, а ударные импульсы после взрыва первого заряда практически не изменяются. При массе заряда 50,75 кг и замедлениях от 150 мс до 400 мс пять из шести автошин, уложенных на скважины с забойкой, при взрыве не отрывались от поверхности уступа.

Результаты исследования могут быть использованы при выборе технологии взрывного рыхления скальных пород под газопроницаемым укрытием из упругих элементов, что является задачей дальнейших исследований.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Лещинский А. В.* Взрывные работы под укрытием в транспортном строительстве: учебное пособие для вузов / А. В. Лещинский, Е. Б. Шевкун, Н. К. Лукашевич. — 2-е изд., испр. и доп. — Москва: Издательство Юрайт, 2016. — 185 с.
2. *Белкин А. Л.* Безопасность и экологичность — ключевые направления в производстве и применении промышленных взрывчатых веществ в Кузбассе / А. Л. Белкин, А. А. Чеховской, А. М. Жарков, В. Б. Иоффе, П. Н. Ефремовцев // Горная Промышленность. — 2015. — №6 (124). — С. 32—33.
3. *Петерс К. И.* Опыт снижения сейсмического воздействия на окружающую среду и население при производстве массовых взрывов в филиалах ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» / К. И. Петерс // Вестник НЦ ВостНИИ. — 2018. — №3. -С. 81—87.
4. *Гурин А. А.* Совершенствование методики оценки действия массовых выбросов в карьерах на окружающую среду / А. А. Гурин, В. И. Ляшенко // Безопасность труда в промышленности. — 2018. — № 1. — С. 35—41.
5. *Скачков А. А.* Исследование особенностей формирования силовых полей, взрывного разрушения при дифференцированном энергонасыщении породного массива / А. А. Скачков, С. А. Жуков // Гірничий вісник. — 2017. — Вип. 102. — С. 73—78.
6. *Changping N, Sjöberg J., Johansson D., Petropoulos N.* Numerical study of the effect of short delays on rock fragmentation // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. — 2017. — Vol. 100. — P. 250–254.
7. *Xiaodong F., Qian S., Yonghui Z., Jian C.* Application of the discontinuous deformation analysis method to stress wave propagation through a one-dimensional rock mass // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. — 2015. — Vol. 80. — P. 155—170.
8. *Xiao-Ping Z., Xin-Bao G., Yun-Teng W.* Numerical simulations of propagation, bi-furcation and coalescence of cracks in rocks // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. — 2015. — Vol. 80. — P. 241—254.
9. *Лупий С. М.* Зоны предразрушения при буровзрывном способе проведения горных выработок и влияния их на параметры анкерного крепления / С. М. Лупий // Взрывное дело. — М. — 2016. — № 115/72. — С. 226—232.
10. *Викторов С. Д.* Предразрушение горных пород как стадия процесса разрушения при квазистатическом и динамическом нагружении / С. Д. Викторов, А. Н. Кочанов, В. Н. Одинцев // Записки Горного института. 2007. Т. 171. С. 153—157.
11. *Шевкун Е. Б.* Графо-аналитический метод определения интенсивности предварительного разрушения окрестностей взрывных скважин / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, Е. А. Шишкин, Ю. А. Лысак // Взрывное дело. — 2018. — №121—78. — С. 33—47.
12. *Шевкун Е. Б.* Оценка динамики экспериментальных массовых взрывов на карьерах / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, Ю. А. Горбуля // Вестник Тихоокеанского государственного университета. — 2015. — №2(37). — С. 137—146.
13. *Сысоев А. А.* Анализ систем инициирования скважинных зарядов на карьерах. Известия вузов. Горный журнал. — 2016. — №4. — С. 60—67.
14. *Каркашадзе Г. Г.* Моделирование роста трещины под действием циклической нагрузки / Г. Г. Каркашадзе, П. В. Ларионов, П. Н. Мишин // ГИАБ. — 2011. — №3. — С. 258–262.

15. Qiu P., Yue Z., Yang R. Experimental study on mode-I and mixed-mode crack propagation under tangentially incident P waves, S waves and reflected waves in blasts. *Engineering Fracture Mechanics*. – 2021. – № 247. – P. 107664. **PIAB**

REFERENCES

1. Leshchinskij A. V., Shevkun E. B., Lukashovich N. K. *Vzryvnye raboty pod ukrytiem v transportnom stroitel'stve* [Undercover blasting in transport construction]. Moscow, Urait, 2018, 185 p. [In Russ]
2. Belkin A. L., Chekhovskoj A. A., Zharkov A. M., Ioffe V. B., Efremovcev P. N. Safety and environmental friendliness are key areas in the production and use of industrial explosives in Kuzbass. *Gornaya Promyshlennost'*. 2015, no. 6 (124). pp. 32–33. [In Russ]
3. Peters K. I. Experience of reducing the seismic impact on the environment and population during the production of massive explosions in the branches of Kuzbassrazrezugol. *Vestnik NTS VostNII*. 2018, no. 3. pp. 81–87. [In Russ]
4. Gurin A. A., Lyashenko V. I. Improving the methodology for assessing the impact of mass emissions in open pits on the environment. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti*. 2018, no. 1, pp. 35–41. [In Russ]
5. Skachkov A. A., Zhukov S. A. Investigation of the peculiarities of the formation of force fields, explosive destruction at differentiated energy saturation of rock mass. *Girnichij visnik*. 2017, no. 102, pp.73–78.
6. Changping N, Sjöberg J., Johansson D., Petropoulos N. Numerical study of the effect of short delays on rock fragmentation. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2017. Vol. 100. P. 250–254.
7. Xiaodong F., Qian S., Yonghui Z., Jian C. Application of the discontinuous deformation analysis method to stress wave propagation through a one-dimensional rock mass. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2015. Vol. 80. pp. 155–170.
8. Xiao-Ping Z., Xin-Bao G., Yun-Teng W. Numerical simulations of propagation, bi-furcation and coalescence of cracks in rocks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2015. Vol. 80. P. 241–254.
9. Lupij S. M. Pre-fracture zones during drilling and blasting of mine workings and their influence on the parameters of anchorage. *Vzryvnoe delo*. 2016, no. 115/72, pp. 226–232. [In Russ]
10. Viktorov S. D., Kochanov A. N., Odintsev V. N. Pre-fracture of rocks as a stage of the fracture process under quasi-static and dynamic loading. *Journal of Mining Institute*. 2007, no. 171, pp. 153–157. [In Russ]
11. Shevkun E. B., Leschinsky A. V., Shishkin E. A., Lisak J. A. Graphoanalytical method of determining the intensity of a preliminary destruction of the surrounding area blast holes. *Vzryvnoe delo*. 2018, no. 121/78, pp. 33–47. [In Russ]
12. Shevkun E. B., Leschinsky A. V., Gorbulja J. A. Estimation of Dynamics of the Experimental Mass Explosions in Open Casts. *Vestnik Tihoookeanskogo gosudarstvennogo universiteta*. 2015, no. 2(37), pp. 137–146. [In Russ]
13. Sysoyev A. A. Analysis of downhole charge initiation systems in open pits. *Izvestiya vuzov. Gornyy zhurnal*. 2016. no. 4, pp. 60–67. [In Russ]
14. Karkashadze G. G., Larionov P. V., Mishin P. N. Simulation of crack growth under cyclic loading. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2011, no. 3, pp. 258–262.

15. Qiu P., Yue Z., Yang R. Experimental study on mode-I and mixed-mode crack propagation under tangentially incident P waves, S waves and reflected waves in blasts. *Engineering Fracture Mechanics*. 2021. no. 247. P. 107664.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Костюнина Ольга Александровна*¹ — аспирант, 006934@pnu.edu.ru;

*Шевкун Евгений Борисович*¹ — профессор, докт. техн. наук, профессор;

*Лещинский Александр Валентинович*¹ — доцент, д-р техн. наук, профессор;

¹ Тихоокеанский государственный университет, 680035, Хабаровск, ул. Тихоокеанская, 136, Россия.

Для контактов: *Костюнина О. А.*, e-mail: 006934@pnu.edu.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*Kostiunina O. A.*¹, postgraduate, Pacific National University, 006934@pnu.edu.ru;

*Shevkun E. B.*¹, Dr. Sci. (Eng.), professor, professor;

*Leshhinskij A. V.*¹, Dr. Sci. (Eng.), associate professor, professor;

¹ Pacific National University, 680035, Tikhookeanskaya, 136, Khabarovsk, Russia.

Получена редакцией 18.07.2021; получена после рецензии 19.10.2021; принята к печати 10.11.2021.

Received by the editors 18.07.2021; received after the review 19.10.2021; accepted for printing 10.11.2021.

