

ГРАФИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ МАССОВОГО ВЗРЫВА НА КАРЬЕРАХ

Шевкун Е.Б.¹, Эунап Р.А.², Леоненко Н.А.¹

¹Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук,
Хабаровск;

²Тихоокеанский государственный университет, Хабаровск

Ключевые слова: взрывное рыхление пород, скорость роста трещин, качество дробления горной массы, зона предразрушения, графическое моделирование, экранирующий эффект горной массы.

Аннотация. Буровзрывные работы проводятся при добыче полезных ископаемых для разрушения скальных горных пород. Для дальнейшего совершенствования процессов буровзрывных работ был выполнен анализ возможностей метода графического моделирования для анализа процессов развития массового взрыва во времени и пространстве. Проведен графический анализ развития массового взрыва по нескольким схемам построения поверхностной сети при порядном и поскважинном взрывании зарядов. Установлено влияние на результаты массовых взрывов не только зон предразрушения, но и, прежде всего, экранирующего эффекта зон разрушения ранее взорванных зарядов. Именно преломление и отражение волн напряжения от экрана позволяет повысить КПД взрыва перераспределением энергии взрыва заряда с разброса горной массы на дробление. Отсутствие развала горной массы за пределы взрывающего блока, при высоком качестве дробления пород и проработки подошвы уступа, подтверждает правомерность применения графических методов анализа процессов развития массового взрыва и необходимость введения в программы автоматизированных расчетов визуализацию зон разрушения каждого из взрывающихся зарядов.

GRAPHICAL ANALYSIS OF THE PARAMETERS OF A MASS EXPLOSION AT QUARRIES

Shevkun E.B.¹, Eunap R.A.², Leonenko N.A.¹

¹Mining Institute of the Far Eastern Branch of the Russian Academy of Sciences, Khabarovsk;

²Pacific National University, Khabarovsk

Keywords: explosive loosening of rocks, crack growth rate, quality of crushing of rock mass, pre-collapse zone, graphical modeling, shielding effect of rock mass.

Abstract. Drilling and blasting operations are carried out during the extraction of minerals for the destruction of rocky rocks. To further improve the processes of drilling and blasting, an analysis of the possibilities of the graphical modeling method for analyzing the processes of development of a mass explosion in time and space was performed. Transition of Mining enterprises continues on the automated calculation of parameters of mass explosions based on calculation formulas, where the duration is not taken into account as the duration of the explosive impulse, and propagation of destruction over the array from the point of initiation, related to the crack growth rate. A paradox arises: for technical personnel of blasting operations, the time characteristics of the development of a mass explosion cease to be meaningful and understandable. A graphical analysis of the development of a mass explosion was carried out according to several schemes for constructing a surface network during in-line and well-by-hole blasting of charges. The effect on the results of mass explosions is established not only of pre-destruction zones, but also, above all, of the screening effect of the destruction zones of previously exploded charges. It is the refraction and reflection of voltage waves from the screen that makes it possible to increase the efficiency of the explosion by redistributing the energy of the explosion of the charge from the dispersion of the rock mass to crushing.

Введение

Взрывной способ разрушения горных пород универсален и является наиболее распространенным – около 90% минерального сырья добывается с помощью взрывных работ. Взрывная отбойка части горной массы от целого массива может применяться при любой крепости полезного ископаемого и вмещающих пород.

Взрывные работы применяются в тех случаях, когда механическое разрушение неэффективно. При добыче рудных полезных ископаемых и проведении горных выработок по крепким породам взрывное разрушение является единственным способом, имеющим промышленное применение.

Взрывной способ разрушения основан на применении взрывчатых веществ, при высокоскоростном разложении которых высвобождающаяся энергия взрыва отделяет от массива определённый объём породы и осуществляет его дробление. Чтобы осуществить взрывное разрушение горных пород, необходимо иметь три составляющих:

- зарядную полость для размещения заряда;
- собственно заряд взрывчатого вещества;
- средства взрывания (устройства для возбуждения химической реакции разложения во взрывчатом веществе).

При многорядном короткозамедленном взрывании (МКЗВ) основным параметром действия взрыва, управляющим дроблением и влиянием на нарушение законтурного массива, является интервал времени замедления между взрывами смежных зарядов, как в ряду скважин, так и между рядами. Он выступает как механизм регулирования энергии взрыва, следствием чего является влияние на радиусы зон разрушения, трещинообразования и предразрушения, ведущие к изменению параметров сетки бурения на блоке, что в значительной степени сказывается на технико-экономических показателях БВР, карьера, обогатительной фабрики. Процесс перехода на электронные, неэлектрические системы инициирования позволил расширить возможности буровзрывных работ (БВР) и сделать процесс производства взрывных работ более надёжными и безопасными.

Материалы и методы исследований

В настоящее время предприятия горной промышленности переходят на автоматизированный расчет параметров массовых взрывов на основе расчетных формул взаимосвязи прочностных свойств пород, выявленных, как правило, в процессе обурирования взрывных блоков, с энергией заряда взрывчатого вещества (ВВ). Большинство расчетных формул массовых взрывов обладают одним общим недостатком, заключающимся в отсутствии учета продолжительности времени действия импульса взрыва и времени распространения зон разрушения по массиву от точки инициирования. Это может приводить, например, в случае коротких зарядов, к неэффективному использованию энергии взрыва ВВ. При этом не полностью прорабатывается основание уступа, увеличивается выход некондиционных кусков горных пород или увеличиваются затраты на бурение [1-3].

Сложилась парадоксальная ситуация – технический персонал участков БВР устраняется от ответственности за конечный результат, ибо его обязывают работать по шаблонам, без возможности анализа производственного процесса, т.к. все технические параметры заложены в программах по проектированию массового взрыва на дневной поверхности. Руководители взрывных работ, освоив такие программы, плохо ориентируются в основах проектирования БВР, не осознают значимости изменения в тех или иных горно-геологических условиях карьера, разреза таких параметров как расчетная линия сопротивления по подошве уступа, величина перебура и незаряженной части скважины (забойка), масса заряда в скважине, время действия взрыва. Эти параметры перестают быть значимыми и понимаемыми. Начинаются эксперименты по случайным теоретическим выкладкам без понимания сути и смысла развития массового взрыва во времени и пространстве массива горных пород уступа. Так, в работе [4] высказана следующая парадигма. Поскольку скорость распространения пламени $D_{пл}$ по волноводам Нонель, Эдилин, СИНВ и других аналогичных систем составляет $(1,8-2)10^3$ м/с, инициирование каждого последующего заряда в диагонали будет иметь замедление не менее 2 мс/м, и заряд, инициируемый первым, будет разрушать породу как одиночный. А вот все последующие заряды в диагонали будут инициироваться в моменты, когда в породе около них будут формироваться взрывами предыдущих зарядов зоны предразрушения, но напряжения от соответствующих волн будут пренебрежимо малы по сравнению с напряжениями, формируемыми взрывом очередного заряда в своей зоне. Поэтому эффективность разрушения пород взрывом комплекта удлиненных зарядов в одном ряду будет выше, чем при взрыве каждым зарядом этого комплекта как одиночного и, тем более выше, чем при электрическом или с помощью ДШ инициировании зарядов.

На базе этой парадигмы на одном из карьеров золотодобычи на Дальнем Востоке проведен экспериментальный массовый взрыв блока № 3 объемом 77662 м^3 горной массы на горизонте +710 – +700 м, обуренного 233 скважинами диаметром 215 мм глубиной 11,0 м, расположенными по сетке $6 \times 6 \text{ м}$. Масса заряда ВВ Нитронит Э-70 в скважине 350,75 кг, удельный расход ВВ – $1,05 \text{ кг/м}^3$, промежуточные детонаторы ПТ-П750, монтаж взрывной сети выполнен системой НЭСИ RIONEL, схема порядная, с замедлением между рядами – 150 мс, а вдоль ряда замедление (8 мс) формируется за счет времени срабатывания волновода между скважинами (6 м) и в глубине скважины до промежуточного детонатора (10 м). Результаты этого взрыва были признаны неудовлетворительными: пройденная экскаватором первая заходка показала неприемлемый выход негабарита очень крупных размеров, а далее выявилась стена практически неразрушенной породы. Выемка была прекращена, блок повторно обурен, взорван по обычно применяемой на данном предприятии схеме $400 \times 200 \text{ м}$ и отработан с обычными показателями выемки для таких схем взрывания. Возникла необходимость анализа причин такого, прямо скажем, казуса.

За прошедшие 15 лет произошли определенные изменения в вопросах обоснования интервалов замедления. Так, в работах [5, 6] предложены методы оценки нарушенности пород и моделирование дискретных трещин для понимания распространения трещин и механического поведения трещиноватых пород в зависимости от времени действия напряжений. В работе [7] впервые предложены схемы управления развитием массового взрыва, базирующиеся на процессах, происходящих в зоне предразрушения при развитии массового взрыва, с интервалами замедления, увеличенными до 100 и более мс. Внедрены схемы взрывания с замедлениями $400 \times 200 \text{ мс}$ и врубовым рядом в тыльной части блока, что позволило снизить удельный расход ВВ на 20 %; величина смещения контактов «руда-пустая порода» во взорванной горной массе уменьшена до 0,8-1,3 м, обеспечено взрывание без развала горной массы – она не выходит за пределы контура взрываемого блока. Активизируется дробление породы во врубовом ряду, возникает защитный экран для откоса вышележащего уступа, способствующий созданию крутых устойчивых бортов карьера. Эти исследования выполнены на базе графического моделирования процессов развития массового взрыва во времени и пространстве. Преимущество данного подхода заключается в визуализации процессов взаимодействия волн напряжения, распространяющихся по массиву горных пород при последовательном взрывании скважинных зарядов, как между собой, так и с экранирующей поверхностью зон разрушения от ранее взорванных зарядов.

Для построения графической модели взаимодействия волн напряжений в массиве горных пород приняты следующие условия:

1) заводские параметры срабатывания поверхностных и скважинных детонаторов без учета отклонений от номинала;

2) зона разрушения каждого предыдущего скважинного заряда, взорванного с фактическим замедлением более 75 мс, является экранирующей средой, отражающей от своей поверхности около трети энергии волн напряжения обратно во взрываемый объем с преломлением остальной энергии в экранирующую горную массу [8];

3) зона предразрушения в районе ранее взорванных скважинных зарядов замыкается лучами, выходящими из центра взрываемого заряда касательно ближайшим соседним зонам разрушения с экранирующими свойствами; при наложении зон предразрушения, сформированных одновременно срабатывающими зарядами, на район расположения какого-либо скважинного заряда, он подвержен действию всех приходящих волн напряжения, независимо от направления прихода волны – это обуславливает знакопеременность и разнонаправленность воздействий;

4) скорость роста трещин $C_{тр}$ принята 74 м/с по фактическим замерам в работе [9], скорость волны напряжений в массиве горных пород карьера – $C_p = 560 \text{ м/с}$ по фактическим замерам с видеозаписи в работе [10], тогда соотношение $C_{тр} / C_p = 0,132$ вполне соответствует данным работы [11] о скорости роста трещин в 10-13% от скорости волны напряжения в массиве горных пород.

Энергия взрыва скважинного заряда производит дробление горных пород в зоне разрушения размером до 40 радиусов заряда ($R_{зар}$) и предразрушение в массиве горных пород в зоне размером до 250 $R_{зар}$ [12]. Для построения схемы развития взрыва приняты размеры радиусов – разрушения 40 $R_{зар}$ (4,3 м) и предразрушения – 250 $R_{зар}$ (26,7 м). Таким образом, радиус зоны предразрушения перекрывает размер сетки скважин четырехкратно.

Рассмотрим на примере блока № 3 графическую модель развития зоны дробления каждого заряда с шагом в 1 мс, исходя из пункта 4 условий моделирования; тогда шаг прироста размеров зоны дробления (рис. 1) составит 0,074 м/мс, а зоны предразрушения – 0,56 м/мс.

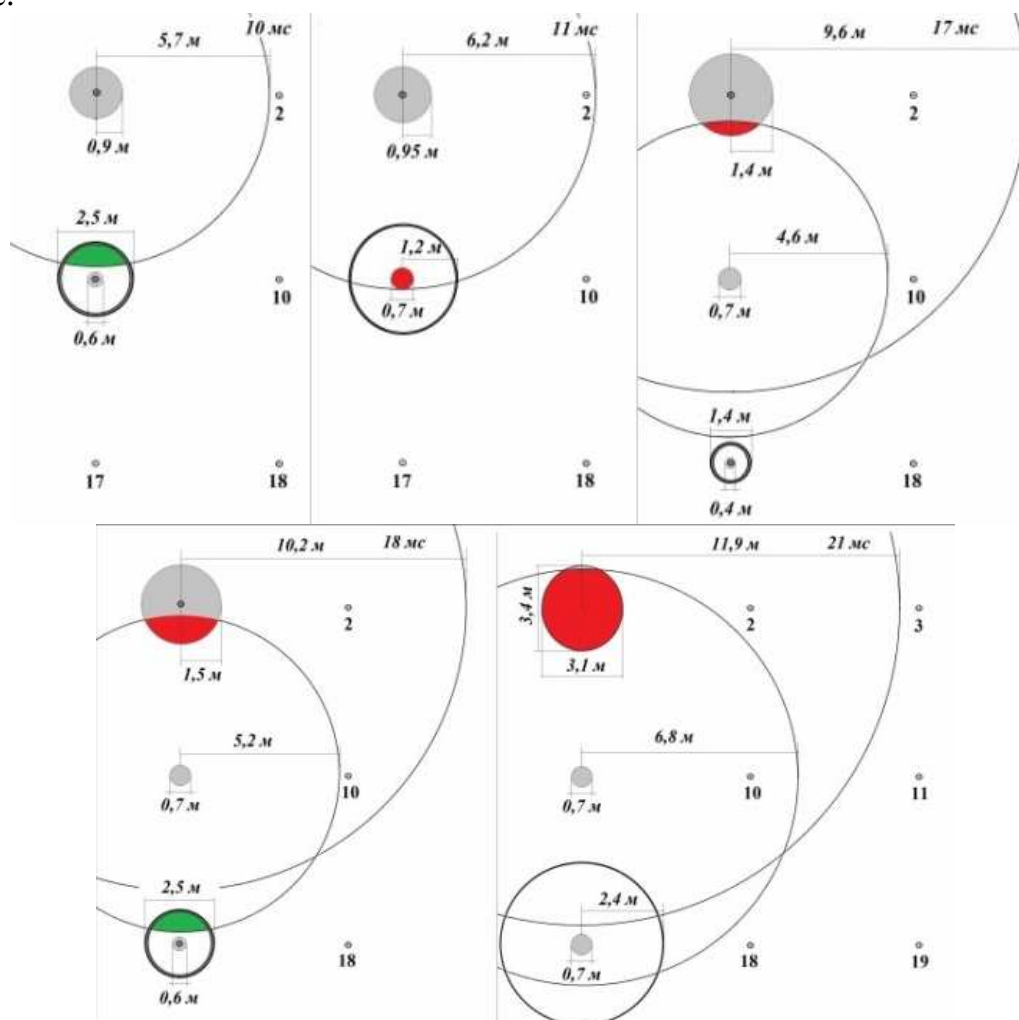


Рис. 1. Графическая модель динамики развития массового взрыва блока № 3 при порядном взрывании волноводами (схема взрывания 150×8 мс)

Анализ графической модели (рис. 1) позволяет сделать следующие выводы. На 10-й мс происходит встречное наложение волн напряжений от взрыва зарядов 1 и 9 и в результате этой суперпозиции возникает местное усиление очага нарушенности в зоне предразрушения, способствующее возникновению трещины по линии зарядов 1–9, на чем, собственно, и строится контурное взрывание. Однако для данной работы более интересна графика для 11-й мс от начала массового взрыва, где зона дробления, сформированная зарядом 9, полностью перекрывается волной напряжения от заряда 1 и ее дальнейший рост прекращается. Основанием для такого вывода служат данные работы [13], где физическим моделированием развития трещины в блоке из полиметилметакрилата (скорость продольной волны: $C_p = 2320$ м/с, а трещина стабильно распространяется со скоростью 138 м/с ($0,06 C_p$)), установлено, что воздействие слабых волн напряжения от внешних взрывов лишь изменяет траекторию, но не задерживает рост трещин. А вот сильная волна напряжений,

перпендикулярная плоскости трещины, полностью прекращает ее рост. Данные работы [14-16] дают основания считать сильной волну напряжений соседнего взорванного заряда при сетке их расположения 6х6 м. Волна напряжений, распространяясь дальше границ взрывной полости, осуществляет предразрушение окрестностей окружающих скважинных зарядов. Величина деформации (предразрушения) окрестностей этих зарядов определяется по формуле [17]:

$$\varepsilon_i = \varepsilon_{np} K_u = \varepsilon_{np} \left(\frac{r}{R_i} \right)^2, \quad (1)$$

где ε_i – величина деформации окрестностей i -того заряда; K_u – коэффициент интенсивности предразрушения, учитывающий изменение величины деформации по мере удаления от оси взрывающегося заряда; r – радиус зоны разрушения зарядом; R_i – расстояние от оси i -того заряда до взрывающегося.

Коэффициент K_u равен единице при достижении предельной деформации взрывной полости скважины ε_{np} , когда порода в ней полностью разрушена. Радиус зоны разрушения заряда r может достичь предельной величины в $40 R_{зар}$ и является косвенным выражением мощности взрывающегося заряда ВВ.

Результаты исследований

Расчеты для сетки расположения зарядов 6×6 м при $r=4,3$ м показали величину $K_u = 0,59$ при достижении волной напряжения от заряда 1 зоны разрушения заряда 9 (на рис. 1 – 11 мс), что позволяет считать волну напряжений в районе соседнего заряда сильной, способной прекратить дальнейшее формирование зоны разрушения. Следовательно, все последующие взрывающиеся заряды вдоль вертикального ряда будут иметь такую же зону разрушения диаметром 0,72 м. При этом у первых зарядов вертикального ряда, расположенных вдоль вруба, увеличение зоны разрушения продолжается значительно дольше, ибо волна напряжения от заряда 9 достигает зоны разрушения заряда 1 только к 17 мс. За это время зона разрушения заряда 1 достигает диаметра 2,8 м и приостановка ее роста происходит в 5 этапов – с 17 по 21 мс: формируется зона квазиэллиптической формы размером 3,4×3,1 м с большей осью вдоль вертикального ряда (рис. 1 – 21 мс). На графической модели (рис. 1) видно, что вдоль вертикального ряда волны напряжения в зоне предразрушения взаимодействуют в противофазе: по зоне растяжения волны напряжений предыдущего заряда смещается волна напряжения в стадии сжатия. Этот вопрос требует дополнительного изучения. Однако можно предположить здесь значительные энергетические потери при формировании трещиноватости. Второе важное наблюдение – на каждой ступени замедления формируется только одна волна напряжения (рис. 2, а), в то время как при схеме взрывания 400×200 мс на ступени замедления 800 мс одновременно срабатывают 3 заряда и волны напряжения действуют синфазно (рис. 2, б). Здесь же видно, что только схемы замедления с интервалом более 100 мс позволяют развиться зоне разрушения до теоретически возможного размера в $40 R_{зар}$.

На графической модели (рис. 3) видна схема взаимодействия волн напряжений с экранирующими поверхностями зон разрушения ранее взорванных зарядов и фактические результаты взрыва в виде практически нетронутой стены горного массива при порядной схеме взрывания 150×8 мс.

Расчетные количества преломленной энергии взрыва от срабатывающих зарядов в пересчете на K_u составляют доли единиц – от десятых для зарядов вруба, до сотых и тысячных для остальных. Сказывается малый размер зон разрушения и их удаленность от взрывающегося заряда. Этим и объясняется неудовлетворительный результат взрыва.

Графическая модель взаимодействия волн напряжения с экранирующими поверхностями зон разрушения ранее взорванных зарядов и фактические результаты взрыва при схеме взрывания 200×400 мс приведены ниже (рис. 4).

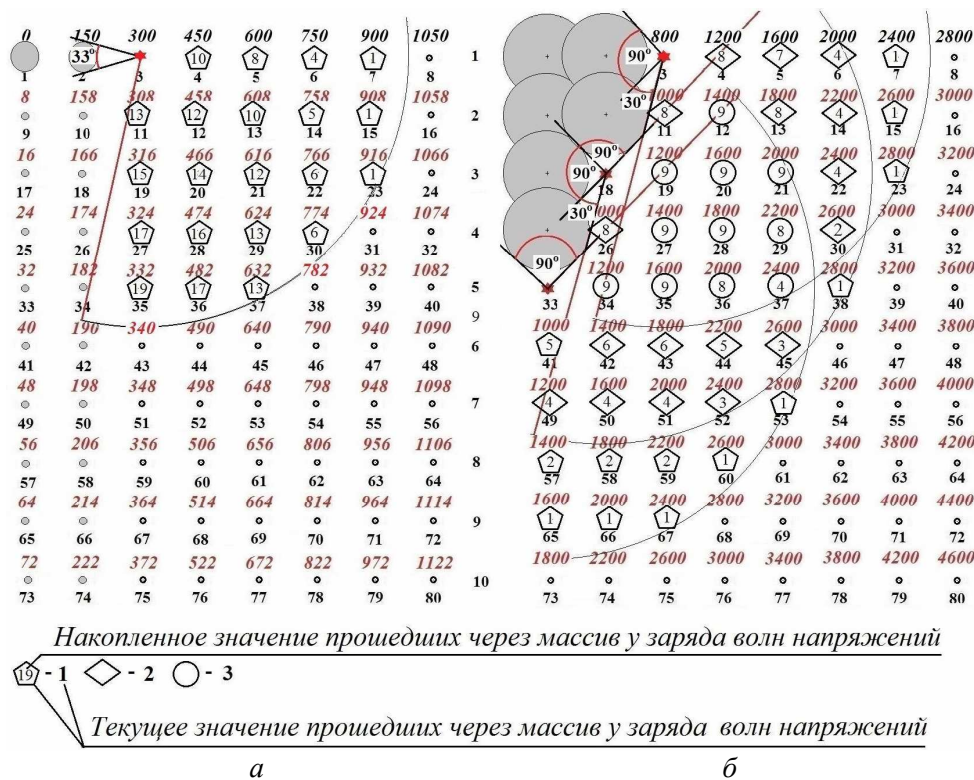


Рис. 2. Графические модели развития массового взрыва при порядной схеме (а) и схеме взрывания 400х200 мс (б)

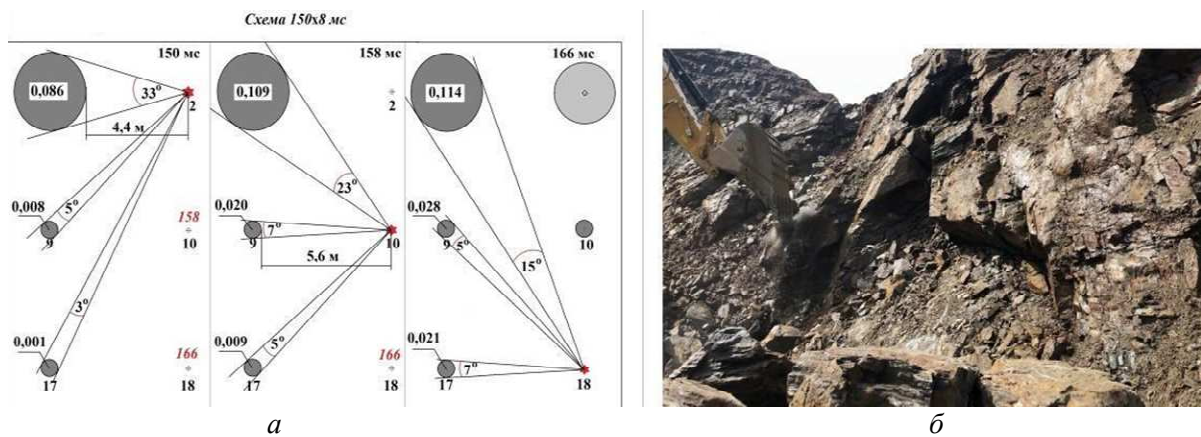


Рис. 3. Графическая модель взаимодействия волн напряжения с экранирующими поверхностями зон разрушения ранее взорванных зарядов блока № 3 (а) и фактические результаты взрыва (б)

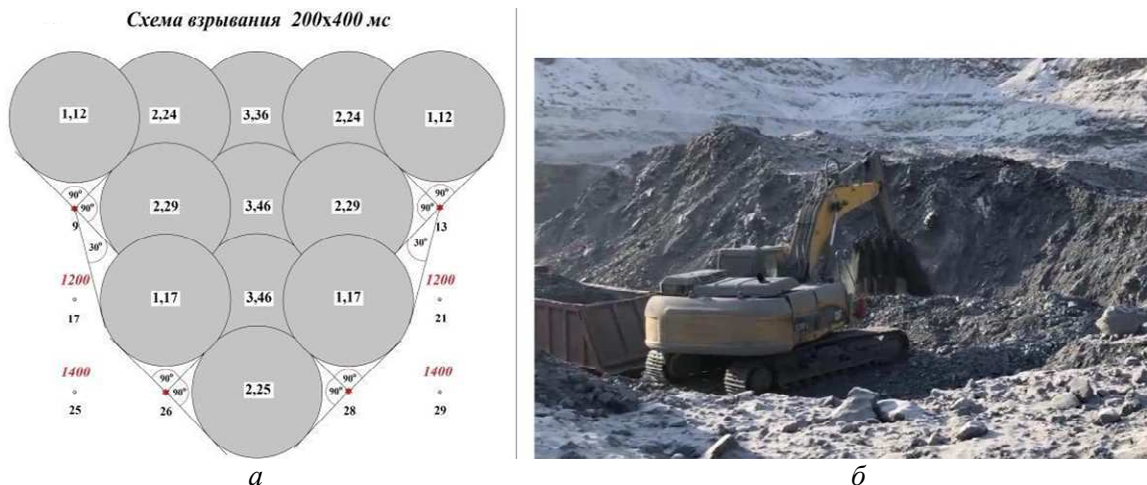


Рис. 4. Графическая модель взаимодействия волн напряжения с экранирующими поверхностями зон разрушения ранее взорванных зарядов по схеме 200×400 мс (а) и фактические результаты взрыва (б)

Расчетные количества преломленной энергии взрыва от срабатывающих зарядов в пересчете на K_u составляют по линии вруба от 3,36 до 3,46 единиц (величина $K_u = 1,0$ означает полное разрушение породы). Это свидетельствует о более чем трехкратной величине дополнительной энергии, преломленной в ранее взорванную горную массу, что вкупе с увеличенным количеством прохождения волн напряжения через районы расположения скважинных зарядов, подтверждается полным разрушением породы, практически без видимых кусков (рис. 4, б).

На рисунке 5 представлена графическая модель взаимодействия волн напряжений с экранирующими поверхностями зон разрушения ранее взорванных зарядов и фактические результаты взрыва при схеме взрывания 400×200 мс. Расчетные количества преломленной энергии взрыва от срабатывающих зарядов в пересчете на K_u составляют по линии вруба 3,36 единицы, но количество прошедших волн напряжения через районы расположения скважинных зарядов несколько меньше [18-20] и степень дробления горной массы понижается, но все равно остается на чрезвычайно высоком уровне для пород вскрыши.

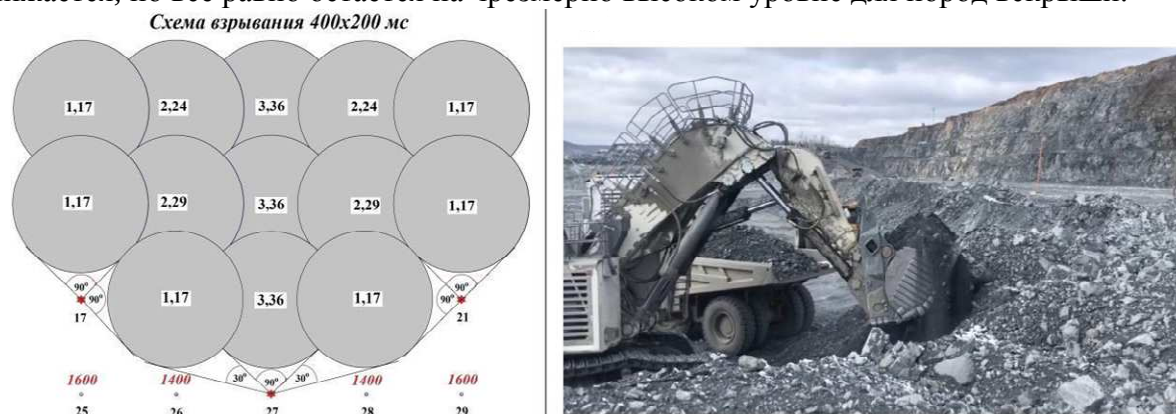


Рис. 5. Графическая модель взаимодействия волн напряжения с экранирующими поверхностями зон разрушения ранее взорванных зарядов по схеме 400×200 мс (а) и фактические результаты взрыва (б)

Выводы

Метод графического моделирования процессов развития массового взрыва во времени и пространстве позволяет проводить как предварительное планирование действий, так и «расследование» результатов неудачных массовых взрывов с целью исключения подобных ошибок. Наглядность представления результатов расчетов позволяет оценивать планируемые показатели не только в скучных цифрах, но и в рисунках, а, как известно, рисунок – самый информативный способ передачи сведений. Поэтому программы автоматизированных расчетов параметров массовых взрывов следует дополнить графическим моделированием с выводом графики для нескольких вариантов схем взрывания с разными интервалами замедления.

Список литературы

1. Kabetenov T., Yusupov Kh.A., Rustemov S.T. Rational parameters of blasting, considering action time of explosion-generated pulse // Journal of Mining Sciences. 2015, vol. 51, pp. 261-266. doi.org/10.1134/S1062739115020076.
2. Bascompta M., Sanmiquel L., Gangolells M., Sidki N. LCA analysis and comparison in quarrying: Drill and blast vs mechanical extraction // Journal of Cleaner Production. 2022, vol. 369, p. 133042. doi.org/10.1016/j.jclepro.2022.133042.
3. Liu K., Li Q., Wu C., Li X., Li J. Optimization of spherical cartridge blasting mode in one-step raise excavation using pre-split blasting // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2022, vol. 126, p. 104182. doi.org/10.1016/j.ijrmms.2019.104182.
4. Крюков Г.М., Глазков Ю.В. Теоретическая оценка степени взрывного дробления горных пород на карьерах при разных способах инициирования зарядов // Отдельные статьи Горного информационно-аналитического бюллетеня. – 2003. – № 8. – 26 с.
5. Silva J., Worsey T., Lusk B. Practical assessment of rock damage due to blasting // International Journal of Mining Science and Technology. 2018, vol. 29, iss. 3, pp. 379-385. doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.11.003.

6. Foegbu G.I., Smart K J. Modeling discrete fractures in continuum analysis and insights for fracture propagation and mechanical behavior of fractured rock // *Results in Engineering*. 2019, vol. 4, p. 100070. doi.org/10.1016/j.rineng.2019.100070.
7. Плотников А.А. Разработка технологии взрывного рыхления скальных пород с минимальным перемешиванием горной массы: Дисс. ... канд. техн. наук. – Хабаровск: Тихоокеанский государственный университет, 2023. – 167 с.
8. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. – М., Недра, 1976. – 271 с.
9. Лапшов А.А. Оптимизация интервалов замедлений при массовых взрывах на карьерах: Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. – Екатеринбург: Уральский государственный горный университет, 2011. – 18 с.
10. Митюшкин Ю.А., Лысак Ю.А., Плотников А.Ю., Ружицкий А.В., Шевкун Е.Б., Лещинский А.В. Оптимизация параметров взрывных работ увеличением интервалов замедления // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2015. – № 4. – С. 341-348.
11. Барон В.Л., Кантор В.Х. Техника и технология взрывных работ в США. – М: Недра, 1989. – 376 с.
12. Юровских А.В. Разработка модели разрушения горных пород на квазистатической стадии действия взрыва: Дисс. ... канд. техн. наук. – СПб.: Санкт-Петербургский государственный горный университет им. Г.В. Плеханова, 2003. – 119 с.
13. 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, vol. 247, p. 107664. doi.org/10.1016/j.engfracmech.2021.107664.
14. Лещинский А.В., Шевкун Е.Б., Лысак Ю.А. Влияние направления инициирования зарядов взрывчатых веществ на предразрушение массива скальных пород // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2019. – № 2. – С. 50-57.
15. Shevkun E., Leshchinsky A., Plotnikov A. Special aspects of explosive loosening with minimal rock displacement // *E3S Web of Conferences*. 2020, vol. 192, p. 01003. doi.org/10.1051/e3sconf/202019201003.
16. Lin Q., Gan Y., Li S., Feng C.A. strain-rate cohesive fracture model of rocks based on len-nard-jones potential // *Engineering fracture mechanics*. 2022, vol. 259, p. 108126. doi.org/10.1016/j.engfracmech.2021.108126.
17. Штукарин Н.Г. Физика взрыва в прикладных задачах. – Красноярск: Ситам, 2010. – 309 с.
18. Shevkun Y., Leshchinsky A., Shishkin E., Lysak Y., Plotnikov A. Analyzing methods of determining pre-destruction of blast hole vicinity // *Nexo Revista Científica*. 2021, vol. 34, pp. 1448-1460. doi.org/10.5377/nexo.v34i04.12691.
19. Ju Y., Wang Y., Su C., Zhang D., Ren Z.. Numerical analysis of the dynamic evolution of mining-induced stresses and fractures in multilayered rock strata using continuum-based discrete element methods // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2019, vol. 113, pp. 191-210. doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.11.014.
20. Leshchinskiy A.V., Shevkun E.B., Kostyunina O.A., Lysak Y.A., Plotnikov A.Yu. The choice of explosion parameters for obtaining specified pre-collapse of a rock mass // *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2021, vol. 666, p. 052061. doi.org/10.1088/1755-1315/666/5/052061.

References

1. Kabetenov T., Yusupov Kh.A., Rustemov S.T. Rational parameters of blasting, considering action time of explosion-generated pulse // *Journal of Mining Sciences*. 2015, vol. 51, pp. 261-266. doi.org/10.1134/S1062739115020076.
2. Bascompta M., Sanmiquel L., Gangoellis M., Sidki N. LCA analysis and comparison in quarrying: Drill and blast vs mechanical extraction // *Journal of Cleaner Production*. 2022, vol. 369, p. 133042. doi.org/10.1016/j.jclepro.2022.133042.
3. Liu K., Li Q., Wu C., Li X., Li J. Optimization of spherical cartridge blasting mode in one-step raise excavation using pre-split blasting // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2022, vol. 126, p. 104182. doi.org/10.1016/j.ijrmms.2019.104182.
4. Kryukov G.M., Glazkov Yu.V. Theoretical assessment of the degree of explosive crushing of rocks in quarries with different methods of charge initiation // *Selected articles of the Mining Information and Analytical Bulletin*. – 2003. – No. 8. – 26 p.
5. Silva J., Worsey T., Lusk B. Practical assessment of rock damage due to blasting // *International Journal of Mining Science and Technology*. 2018, vol. 29, iss. 3, pp. 379-385. doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.11.003.
6. Foegbu G.I., Smart K J. Modeling discrete fractures in continuum analysis and insights for fracture propagation and mechanical behavior of fractured rock // *Results in Engineering*. 2019, vol. 4, p. 100070. doi.org/10.1016/j.rineng.2019.100070.
7. Plotnikov A.A. Development of technology for explosive loosening of rocks with minimal mixing of rock mass: Diss. ... cand. of tech. sc. – Khabarovsk: Pacific State University, 2023. – 167 p.
8. Mosinets V.N. Crushing and seismic action of explosion in rocks. – М., Nedra, 1976. – 271 p.
9. Lapshov A.A. Optimization of deceleration intervals during mass explosions at quarries: Abstract of the diss. ... cand. of tech. sc. – Yekaterinburg: Ural State Mining University, 2011. – 18 p.

10. Mityushkin Yu.A., Lysak Yu.A., Plotnikov A.Yu., Ruzhitsky A.V., Shevkun E.B., Leshchinsky A.V. Optimization of blasting parameters by increasing deceleration intervals // Mining information and analytical bulletin. 2015, no. 4, pp. 341-348.
11. Baron V.L., Kantor V.H. The technique and technology of blasting in the USA. – M: Nedra, 1989. – 376 p.
12. Yurovskikh A.V. Development of a model of rock destruction at the quasi-static stage of the explosion action: Diss. ... cand. of tech. sc. – SPb.: Saint-Petersburg State Mining University named after G.V. Plekhanov, 2003. – 119 p.
13. 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, vol. 247, p. 107664. doi.org/10.1016/j.engfracmech.2021.107664.
14. Leshchinsky A.V., Shevkun E.B., Lysak Yu.A. The influence of the direction of initiation of explosive charges on the pre-destruction of an array of rocks // Mining information and analytical bulletin. 2019, no. 2, pp. 50-57.
15. Shevkun E., Leshchinsky A., Plotnikov A. Special aspects of explosive loosening with minimal rock displacement // E3S Web of Conferences. 2020, vol. 192, p. 01003. doi.org/10.1051/e3sconf/202019201003.
16. Lin Q., Gan Y., Li S., Feng C.A. strain-rate cohesive fracture model of rocks based on len-nard-jones potential // Engineering fracture mechanics. 2022, vol. 259, p. 108126. doi.org/10.1016/j.engfracmech.2021.108126.
17. Shtukarin N.G. Physics of explosion in applied problems. – Krasnoyarsk: Sitam, 2010. – 309 p.
18. Shevkun Y., Leshchinsky A., Shishkin E., Lysak Y., Plotnikov A. Analyzing methods of determining pre-destruction of blast hole vicinity // Nexo Revista Científica. 2021, vol. 34, pp. 1448-1460. doi.org/10.5377/nexo.v34i04.12691.
19. Ju Y., Wang Y., Su C., Zhang D., Ren Z.. Numerical analysis of the dynamic evolution of mining-induced stresses and fractures in multilayered rock strata using continuum-based discrete element methods // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2019, vol. 113, pp. 191-210. doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.11.014.
20. Leshchinskiy A.V., Shevkun E.B., Kostyunina O.A., Lysak Y.A., Plotnikov A.Yu. The choice of explosion parameters for obtaining specified pre-collapse of a rock mass // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. 2021, vol. 666, p. 052061. doi.org/10.1088/1755-1315/666/5/052061.

Сведения об авторах:

Information about authors:

Эунап Роман Александрович – аспирант	Eunap Roman Aleksandrovich – postgraduate student
Шевкун Евгений Борисович – доктор технических наук, профессор, главный научный сотрудник	Shevkun Yevgeny Borisovich – doctor of technical sciences, professor, chief researcher
Леоненко Нина Александровна – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник	Leonenko Nina Alexandrovna – candidate of technical sciences, leading researcher
eunap-roman@mail.ru	

Получена 19.10.2024