

ВЗРЫВНОЕ РЫХЛЕНИЕ СКАЛЬНЫХ ПОРОД БЕЗ РАЗВАЛА ГОРНОЙ МАССЫ

EXPLOSIVE LOOSENING OF ROCKS WITHOUT COLLAPSE OF ROCK MASS

Ye. Shevkun,
doctor of technical sciences,
professor,
Pacific State University,
Khabarovsk;
A. Plotnikov,
deputy chief engineer,
LLC «AVT-Amur»,
Blagoveshchensk.

The article analyzes the influence of blasting schemes with extended deceleration intervals on quantitative indicators of weakening of the array in the pre-destruction zone. It has been established that the rate of crack growth significantly affects the quality of rock crushing and the parameters of rock mass collapse – the quality of crushing increases with the growth of deceleration intervals in blasting schemes from 25 to 200 ms. It is determined that with schemes with a deceleration interval between successive explosions of borehole charges of 200 ms, high-quality crushing in the absence of collapse outside the block on ledges with a height of 5 m is achieved for wells with a diameter of 215 mm even when they are located on a grid of 6.5×6.5 m. The results of the research have been introduced into the practice of quarrying and can be useful in preparing for the selective extraction of various minerals.

Keywords: mass explosion, array, deceleration interval, voltage wave, impact multiplicity, selective excavation.

Е.Б. Шевкун,
доктор технических наук,
профессор,
Тихоокеанский государственный университет,
г. Хабаровск;
А.Ю. Плотников,
заместитель главного инженера,
ООО «АВТ-Амур»,
г. Благовещенск.

Ключевые слова: массовый взрыв, массив, интервал замедления, волна напряжения, кратность воздействия, селективная выемка.

нагрузки, сохранив в горной массе установленные ранее первичные контакты «руда-порода» для снижения разубоживания руды. Идеальное решение задачи – взрывное рыхление скальных пород без развала, с размещением горной массы в контурах взрываемого блока увеличением доли энергии взрыва на дробление горной породы.

Исследованиями по интенсификации взрывного дробления при многорядном короткозамедленном взрывании (МКЗВ) в середине 20 века установлено значительное увеличение ширины развала – до 40-60 м для уступов высотой 10-45 м [2-6]. В работе [3] подчеркивалось, что взрывание в зажатой среде снижает общий коэффициент разрыхления горных пород до 1,04-1,08, а в нижней части массива видимого перемещения пород не наблюдается – сохраняется первичная структура пород, что способствует селективной выемке руд. Взрывание первого заряда группы с тыльной стороны блока, в монолитном массиве, позволяет проводить взрыв в зажиме даже при подобранном забое и повышать интенсивность дробления пород созданием экранирующей поверхности. В работе [4] экспериментально доказано, что при экранировании волны напряжения от взрываемого заряда разрушенной ранее горной породой, треть энергии отражается от экранирующей поверхности в виде волны растяжения в разрушаемый этим зарядом объём массива, увеличивая в нем энергию взрыва. Остальная энергия преломляется в экранирующую среду, дополнительно повышая степень её дробления: достаточная сжимаемость разрушенных пород является гарантией достижения качественного дробления использованием кинетической энергии выброса на дробление пород [4, с. 177]. Образование экрана с акустической жёсткостью, существенно отличающейся от основной среды, происходит в течение 70-75 мс. Следует подчеркнуть, что при взрывании по схеме инициирования «один заряд – одно замедление» отражающим экраном для следующего взрывающегося заряда может служить только горная масса, образованная предыдущим зарядом за 75 мс и более. Это принципиально важно, поскольку расстояние до экранирующей поверхности должно быть как можно меньшим, чтобы фронты про-

С начала XXI в. на карьерах России выросла доля гидравлических экскаваторов в общем объеме карьерных экскаваторов с ковшом вместимостью более 10 м³, что является закономерным следствием мировой тенденции перехода на энерговооруженные гидравлические экскаваторы [1]. Тяжелые механические лопаты, благодаря хорошей устойчивости, могут зачерпывать крупнокусковую горную массу, развивая большие усилия копания. Гидравлические же экскаваторы, имея вдвое меньшую массу, при больших усилиях копания теряют устойчивость, что затрудняет их работу. В настоящее время большинство золоторудных карьеров оснащены гидравлическими экскаваторами с ковшами вместимостью до 18 м³. Для эффективной работы этих машин требуется мелкое дробление пород взрывом, что вынуждает увеличивать удельный расход ВВ, чаще всего путем уменьшения размеров сетки скважин. Поэтому необходимо решить две взаимосвязанные задачи: обеспечить качественное дробление горных пород повышением взрывной

дольной и поперечной волн от взрывающегося заряда не успели разойтись, ибо эти волны по-разному поглощаются разрушенной породой и экран, расположенный на значительном расстоянии, волны огибают без существенных изменений [4, с. 183]. Разрушенная предыдущими зарядами горная масса, располагаясь практически вплотную к последующим взрывающимся зарядам, является идеальной отражающей поверхностью.

Повышение качества селективной выемки руд из развала горной массы снижением высоты добычного уступа до 5 м является общепризнанной тенденцией. При этом, в особо сложных случаях, при разработке маломощных рудных тел, взорванный пятиметровый уступ может быть отработан выемочными слоями по 2,5 м [5]. Это четкое свидетельство того, что взрывное рыхление горных пород с приемлемым качеством дробления при сохранении естественной структуры массива в горной массе после взрыва возможно только при высоте уступа не менее 5-ти метров.

В последние годы в результате теоретических и экспериментальных работ [7-17] было установлено, что механическое действие взрыва проявляется не только в дроблении и разрушении горных пород, но и в разупрочнении на удаленных ($\gg R_{mp}$) расстояниях от заряда. В этой области волны напряжений, проходящие от взрыва заряда ВВ, способствуют развитию существующих микродефектов и микротрещин, повышению их концентрации, ослаблению межзерновых и межкристалльных связей. Массив горных пород меняет свои прочностные и деформационные свойства, переходит в новое состояние, называемое предразрушенным. Эксперименты по многократному взрывному нагружению образцов железистых кварцитов показали, что в этом случае увеличивается доля мелких фракций в гранулометрическом составе дробленной руды, что адекватно результатам короткозамедленного взрывания в практике взрывного дела. Следовательно, «важно не увеличение удельного расхода ВВ, а повышение энергии взрыва на дробление за счет роста КПД использования энергии взрыва средствами, которые разработаны и освоены советскими взрывниками: увеличение длительности импульса взрыва заряда ВВ, применение прогрессивных схем расстановки коротких замедлений, обеспечивающих многократность и знакопеременность взрывных нагружений» [10]. Однако реализовать такие подходы стало возможно только с появлением современных средств инициирования по схеме «один заряд - одно замедление».

Еще М. А. Кук [12] классифицировал два основных вида предразрушения горных пород: первичное связано с влиянием экзогенного взрывного процесса на прочность отбитой породы, проявляющаяся при ее экскавации, дроблении и измельчении, а вторичное — связано с влиянием предшествующих взрывов каждого заряда на относительную прочность еще не отбитой породы в районе расположения каждого конкретного заряда. Хотя, с точки зрения логики, именно этот процесс и является первичным накопительным предразрушением.

В работе [13] предложено использовать при расчете параметров зарядов конкретных скважин интенсивность ослабления массива горных пород проходящими волнами напряжения от каждого из ранее взорванных зарядов, исходя из соотношения размеров сетки скважин и зон предразруше-

ния. Предварительная оценка ослабления окрестностей зарядов всего взрывного блока позволяет выбрать предпочтительную схему взрывания для полезного ископаемого и пустой породы, уменьшая величину зарядов в последнем случае. Так, для диагональных схем при опережающем взрывании зарядов крайних рядов количество волн напряжения, проходящих через районы расположения зарядов, возрастает на 30%, а суммарная интенсивность предразрушения — на 55,4%, в сравнении с опережающим взрыванием зарядов средних рядов.

Практика ведения взрывных работ показала, что с увеличением интервалов замедления выше 150-200 мс существенно меняется механизм развития взрыва в массиве горных пород — длительное распирающее воздействие сжатых продуктов детонации в трещинах предыдущих взрывов позволяет удлинять и расширять их. К. Хино [15] утверждает, что при МКЗВ от взрыва зарядов предыдущей очереди образуются дополнительные поверхности обнажения, в которых распирающее действие газов взрыва последующей очереди продолжается от 10 до 100 мс. Поэтому при больших интервалах замедления появляется время, необходимое для прорастания трещин на полную глубину, соответствующую квазистатической стадии разрушения под действием распирающего действия продуктов взрыва последующих зарядов. Старт взрыва из глубины блока снижает смещение взорванной горной массы, сохраняя контакты руд и пород близкими к естественным, обеспечивая при этом многократное циклическое знакопеременное воздействие волн напряжения на районы расположения последующих скважинных зарядов [13]. В результате таких воздействий наблюдается множественное разрушение с образованием поверхности в несколько раз большей, чем при обычном (нециклическом) деформировании, и снижение требуемой энергии разрушения в 1,3-1,4 раза [16]. В отличие от механического воздействия, разрушение породы при циклическом взрывном нагружении происходит за счет действия напряжений, которые превышают предел статической прочности породы на одноосное сжатие, что влечет за собой снижение прочности породы, которое проявляется непосредственно при первых же циклах нагружения [17].

Цель исследований. Предложить пути решения проблемы взрывного рыхления горных пород с заданным качеством дробления при сохранении естественной структуры массива в горной массе после взрыва для уступов высотой 5 м.

Методы и материалы исследований. Учитывая сложность поставленной задачи повышения качества дробления горной массы с минимальным ее перемешиванием для сохранения первичных контактов «руда-порода» в горной массе, исследование влияния схем взрывания и интервалов замедления между взрывами отдельных зарядов проводили непосредственно на промышленных массовых взрывах с использованием видеосъемки цифровыми камерами и последующей обработкой стоп-кадров на компьютере. Основными характерными признаками приняты количество одновременно сработавших зарядов в конкретном стоп-кадре, а также динамика пылегазовых выбросов из отдельных взрывных скважин, прослеживаемая на последовательных стоп-кадрах.

Результаты исследований. Рассмотрим особенности взрывного рыхления горных пород с применением неэлек-

трических систем инициирования: ИСКРА со схемой взрыва 42×67 мс и RIONEL при схемах взрыва с замедлением 150×200 и 400×200 мс. Скважинный замедлитель в боекке для первых двух схем использован с замедлением 750 мс, в последнем случае — 5000 мс. Динамика массовых взрывов для каждой из этих схем взрыва по начальным выбросам из 50 скважин, зафиксированным на стоп-кадрах видеосъемки через 40 мс, представлена на рис. 1, на котором видно, что число одновременно сработавших зарядов в стоп-кадре существенно снижается по мере увеличения интервалов замедления.

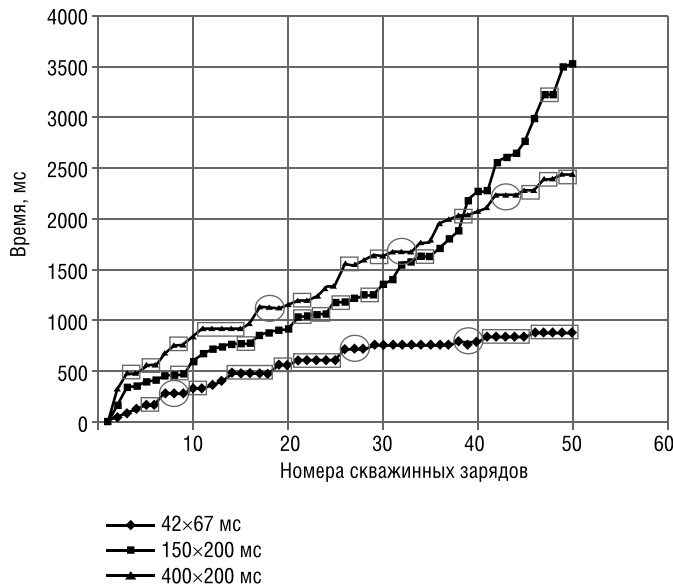


Рис. 1. Динамика массовых взрывов по различным схемам взрыва.

Так, одиночные пылегазовые выбросы в кадре увеличиваются с 6 (12 %) при взрывании по схеме 42×67 мс до 16 (32 %) в схеме 150×200 мс и 34 (68 %) в схеме 400×200 мс; два одновременных выброса в кадре соответственно 3 (12 %), 10 (40 %) и 8 (32 %). Далее число одновременно сработавших зарядов в схеме 400×200 мс не увеличивается. Три одновременных выброса в одном кадре в схеме 42×67 мс были в одном случае (6 %), а в схеме 150×200 мс таких кадров 3 (18 %). В 2-х стоп-кадрах схемы 42×67 мс наблюдаются 4 (16 %) одновременных выброса, 5 выбросов в одном стоп-кадре схемы 150×200 мс и в 4-х стоп-кадрах схемы 42×67 мс и там же отмечено 7 (14 %) одновременных сработавших зарядов в стоп-кадре. Это свидетельствует о более высоком напряжении массива в районе этих зарядов под действием волн напряжения от одновременно срабатывающих зарядов и возникающих сложностях в прохождении процесса разрушения, ибо рост трещины не может происходить на стадии действия сжимающей нагрузки, несмотря на приток энергии в вершину трещины [19]. Эта особенность соответствует физической природе механизма разрыва связей только под действием растягивающих или касательных напряжений, причем не вся энергия растягивающих напряжений расходуется на рост трещины, а только ее превышение над энергией деформаций среды. Подтверждение этому тезису приводится в работе [20], где подчеркивается, что рост трещины происходит только за счет нагрузки продольной волной сжатия (Р-волной)

в стадии растяжения. Поэтому принципиально важно, чтобы до момента окончания роста трещин от воздействия конкретного заряда массив не был нагружен внешними усилиями от взрыва соседних зарядов.

В работе [8] изложены основы теоретического подхода к изучению особенностей волнового предразрушения горных пород, в котором считается, что микротрещины в области упругого деформирования развиваются под действием импульса растяжения в упругой волне. Определяющими параметрами являются величина импульса растяжения, время его действия и скорость начала развития микротрещины, при определенном соотношении величин этих параметров природные зародышевые микротрещины могут прорасти на некоторую величину. Последнее чрезвычайно важно для повышения степени дробления горных пород взрывом, ибо микроструктурные параметры породы в области упругого деформирования могут существенно изменяться при серии взрывных воздействий, поскольку возникает накопительный эффект [20].

В работе [21] доказано, что разрушение массива происходит в границах зон смятия и трещинообразования, а их образование является общим при взрывном разрушении всех скальных массивов. Отсюда следует, что выявление закономерностей формирования этих зон может служить основой для разработки общих методологических основ определения параметров БВР в различных горно-геологических и горно-технических условиях. Предельный размер зоны трещинообразования достигается при условии, что за время действия взрывного импульса волна напряжений в массиве успевает охватить всю зону, в противном случае размеры этой зоны ограничиваются только расстоянием, пройденным продольной волной. Однако автор при этом не указывает, как учитывается время и условия формирования трещин в этой зоне трещинообразования. Ибо принято считать скорость роста трещин составляющей определенную долю скорости волны напряжения, распространяющейся в массиве горных пород со скоростью звука (C_p) в нем, поэтому фронт разрушения всегда отстает от фронта волны напряжения именно на эту долю запаздывания. Здесь данные различных источников сильно отличаются. Так, в работе [22, с. 220] указано, что «при динамическом нагружении горных пород предельная скорость развития трещин колеблется от 0,34 до 0,51 C_p , составляя в среднем 0,40 C_p ». Значительное улучшение качества дробления обеспечивается в тех случаях, когда в пределах зоны разрушения заряда, инициируемого с замедлением, происходит взаимодействие волн напряжений с полем трещин, распространяющихся по массиву под действием продуктов детонации от заряда, инициированного в первую очередь [23, с. 215]. При расчетах такого оптимального интервала замедления скорость развития трещин в скальных породах ориентировочно принимается равной 10–13 % от скорости распространения волны сжатия. В табл. 1 представлены средние значения скорости роста трещин при взрывании образцов горных пород, определенные по осциллограммам записи времени разрыва трещинами датчиков из константанового провода, наклеенных на модели [24]. Из табл. 1 следует, что разнообразные по типу породы (скальные и осадочные) имеют одинаковую скорость роста трещин, составляющую около 2 % от справочной скорости звука в этих породах.

Скорость распространения трещин при взрывании образцов горных пород, м/с.

Направление измерения	Пироксенит	Габбро	Мрамор	Известняк
Скорость в образце C_0^*	158,3	134,5	125,3	105,3
Скорость по каталогу C_p	7200	6410	5400	4630
Соотношение скоростей C_0/C_p	0,02	0,02	0,02	0,02

Примечание: * – данные работы [24].

Причем взаимодействие волн напряжений с распространяющимися трещинами может рассматриваться по-разному. «При наличии естественной трещиноватости среды ее сопротивление растяжению резко снижается. Поэтому трещиноватость породы, определяющую ее дефектность и прочность можно рассматривать как один из основных критериев оценки склонности трещиноватых пород к разрушению» [23, с. 220]. В этом послые заключается важнейший смысл – именно предразрушение пород, возникающее в процессе развития взрыва с замедлениями, увеличенными до значений, обеспечивающих развитие трещин до предельных значений, усиливает и развивает естественную трещиноватость.

Многолетняя практика ведения взрывных работ на карьерах показывает, что управление взрывом для достижения заданных показателей возможно лишь при правильно выбранной последовательности взрывания скважинных зарядов. При прочих равных условиях интенсивность разрушения горных пород при взрыве предопределяется характером взаимодействия зарядов – длительностью и кратностью приложения взрывных нагрузок, создаваемых каждым зарядом.

Обсуждение результатов исследований. Рыхление горных пород без развала горной массы за пределы контура блока при увеличенных интервалах замедления рассмотрим на примере двух массовых взрывов в карьере Центральном рудника Маломыр в породах крепостью по Протодяконову $f = 8-10$, проведенных на уступах высотой 5 м. Блок № 13 объемом 74237 м³ взорван 14.04.2021 на гор. 515-510 м. Общая масса ВВ – 56420 кг, удельный расход ВВ – 0,76 кг/м³. 434 скважины диаметром 215 мм глубиной 5,5 м были размещены по сетке 6,0×6,0 м. Масса заряда Нитронита Э-70 в скважине составила 130 кг на длине 2,5 м. Промежуточные детонаторы ПТ-П500 с замедлителем 5000 мс, схема монтажа взрывной сети – клиновой вруб с замедлением 400 мс между рядами и 200 мс – между зарядами в ряду. Блок № 9 объемом 99566 м³ взорван 05.06.2021 на гор. 510-505 м. Общая масса ВВ – 82603 кг, удельный расход ВВ – 0,86 кг/м³. 469 скважин диаметром 215 мм глубиной 5,6 м размещены по сетке 6,5×6,5 м. Масса заряда Нитронита Э-70 в скважине составила 175,5 кг на длине 3,5 м. Промежуточные детонаторы ПТ-П500 с замедлителем 5000 мс, схема монтажа взрывной сети – клиновой вруб с замедлением 400 мс между рядами и 200 мс – между зарядами в ряду.

Для определения размеров зоны трещинообразования использованы данные работы [25], в которой приведены расчетные значения величины зон трещинообразования в породах с $f = 8-10$. По оси заряда ниже перебура (в направлении

бесконечного массива) зона трещинообразования составляла для скважин диаметром 144 мм 0,46 м ($\approx 6,3R_{зар}$), для скважин диаметром 170 мм – 0,54 м ($\approx 6,3R_{зар}$). Расчетный размер зоны трещинообразования цилиндрической части заряда для диаметров 144 и 170 мм составлял $38R_{зар}$. Следовательно, в аналогичных по крепости породах для скважин диаметром 215 мм размеры этих зон составят те же $6,3R_{зар}$ ($\approx 0,7$ м) и $38R_{зар}$ (≈ 4 м). Величину зоны трещинообразования по оси в верхней части скважинного заряда в работе [26] предлагается принять эквивалентной величине подобной зоны при взрыве сферического заряда, радиус которого равен радиусу скважины.

Для построения зоны предразрушения пользовались данными работы [27], в которой установлено, что по мере последовательного увеличения радиуса заряда ВВ: 0,05 м, 0,075 м, 0,1 м, 0,125 м в одних и тех же горных породах, радиусы зоны ослабления прочности (предразрушения) в горном массиве также увеличиваются и составляют, соответственно, 10 м ($200R_{зар}$), 16 м ($213R_{зар}$), 22 м ($220R_{зар}$) и 28 м ($224R_{зар}$). Следовательно, для скважин диаметром 215 мм мы приняли зону предразрушения от цилиндрической части заряда размером $220R_{зар}$ (23,5 м). По оси заряда ниже перебура размер зоны предразрушения мы приняли в долях от величины цилиндрической части, исходя из соотношения зон трещиноватости по [25]: $6,3R_{зар}/38R_{зар} = 0,166$: $0,166 \times 220R_{зар} \approx 4$ м.

Исходя из этих посылок была построена зона трещинообразования одиночного скважинного заряда диаметром 215 мм длиной 2,5 м (с перебуром 0,5 м) для рыхления пород блока № 13 (рис. 2).

На рис. 3 приведены зоны трещинообразования и предразрушения после взрыва трех таких скважинных зарядов, размещенных по сетке 6,0×6,0 м на уступе высотой 5 м.

Тогда время τ^{mp} на максимальное прорастание трещин при скорости их роста Стр в зоне размером 4,0 м потребуются:

1. При $C_{mp} = 0,4C_p$; $\tau_1^{mp} = 4,0/0,4 \times 3500 = 2,8$ мс;
2. При $C_{mp} = 0,1C_p$; $\tau_2^{mp} = 4,0/350 = 11,4$ мс;
3. При $C_{mp} = 0,02C_p$; $\tau_3^{mp} = 4,0/70 = 57$ мс.

Для формирования зоны предразрушения размером 23,5 м потребуется время τ^{np} :

1. $\tau_1^{np} = 23,5/1400 = 16,8$ мс;
2. $\tau_2^{np} = 23,5/350 = 67$ мс;
3. $\tau_3^{np} = 23,5/70 = 336$ мс.

В работе [28] установлено, что в схемах взрывания 25×42 мс, доля интервалов замедления между последовательными взрывами зарядов в 8 мс составляет 88,7%, а в схемах взрывания 42×67 мс – 77,5%. В этих схемах

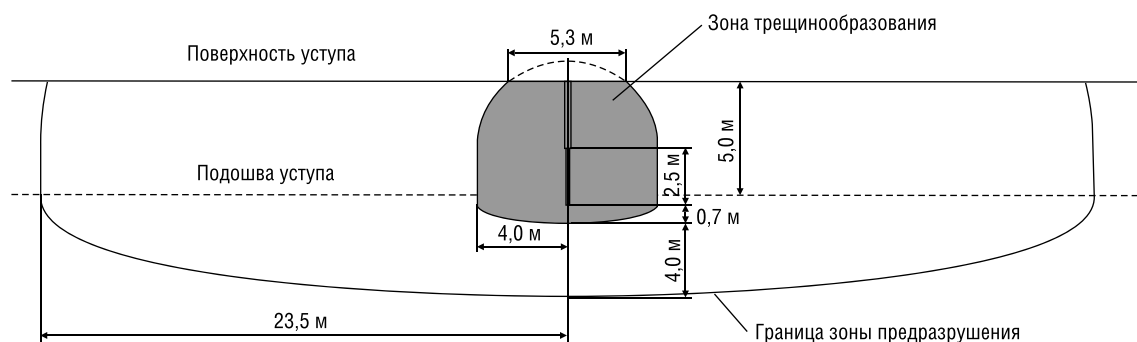


Рис. 2. Параметры зон трещинообразования и предразрушения скважинным зарядом длиной 2,5 м на блоке № 13.

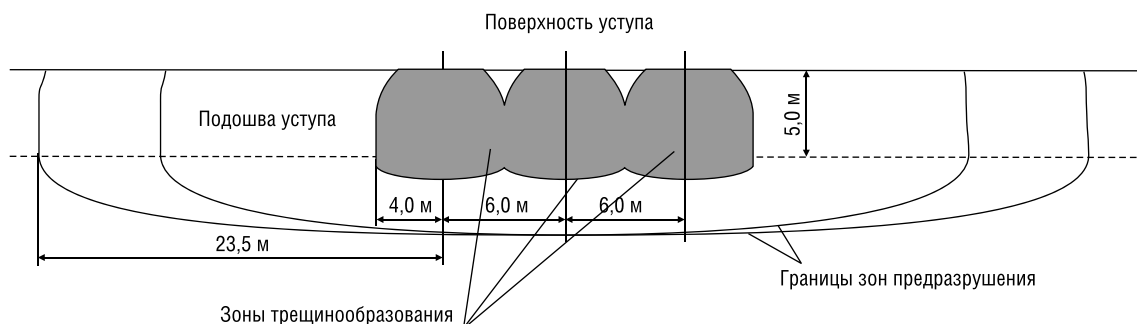


Рис. 3. Параметры зон трещинообразования и предразрушения группы скважинных зарядов на блоке № 13.

формирование зоны трещинообразования возможно только для условия 1, а зона предразрушения вообще не может быть сформирована.

В схеме взрывания 109×176 мс 86,2% составляют интервалы замедления от 17 до 42 мс, поэтому зона трещинообразования формируется для условий 1 и 2 и может возникнуть зона предразрушения для условия 1.

И только в схеме взрывания 400×200 мс возможно формирование зоны трещинообразования для всех условий и зоны предразрушения для условий 1 и 2, поскольку 57,5% составляют замедления в 200 мс, а еще 37,5% скважин взрываются одновременно из-за кратности ступеней замедления 200 мс, но расстояние между такими скважинами всегда большое, исключаящее их взаимовлияние, кроме того, меж-

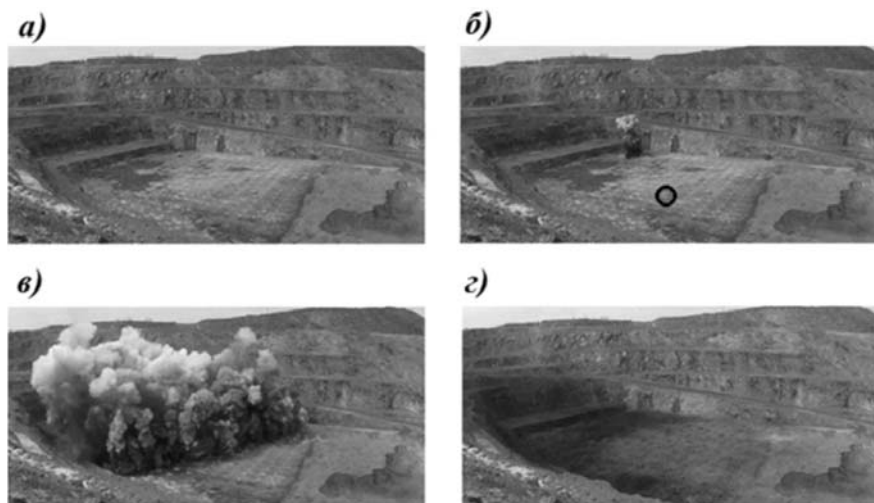
ду ними уже имеется разрушенный предыдущими взрывами массив, поглощающий волны напряжения.

На рис. 4 показаны характерные стоп-кадры фактического развития массового взрыва блока № 13 со стартом инициирования взрыва по краю блока в дальней точке от откоса уступа.

На стоп-кадре 200 мс рис. 4 видно, что разлет кусков горной массы еще не начался, а замедлитель поверхностной сети уже сработал на 16-й скважине 12-го ряда (выделено овалом), что составляет по прямой около 116 м. Если исходить из общепринятой практики разлета кусков со скоростью 50 м/с, то куски от взрывов первых зарядов достигнут этого места через 2320 мс, а замедлители к этому моменту срабатывают уже 21-й скважине 14 ряда и т.д. Поэтому под-

бой поверхностной сети исключается, что подтверждается 3-х летней практикой применения скважинных замедлителей в 5000 мс. На стоп-кадре 6000 мс рис. 4 видно, что четко выдерживается диагональное развитие схемы взрывания. Расположение взорванной горной массы в контурах блока отчетливо видно на последнем кадре, причем поверхность развала имеет слегка волнистый характер, что следует из рис. 2 и 3, где зона трещинообразования на поверхности уступа имеет диаметр 5,3 м.

На рис. 5 приведены расчетные параметры зон трещинообразования и предразрушения одиночного скважинного заряда длиной 3,5 м для блока № 9, а на рис. 6 — группы скважинных зарядов для блока № 9.


 Рис. 4. Стоп-кадры фактического развития массового взрыва блока № 13:
а) - старт взрыва; б) - стоп-кадр 200 мс; в) - стоп-кадр 600 мс; г) - после взрыва.

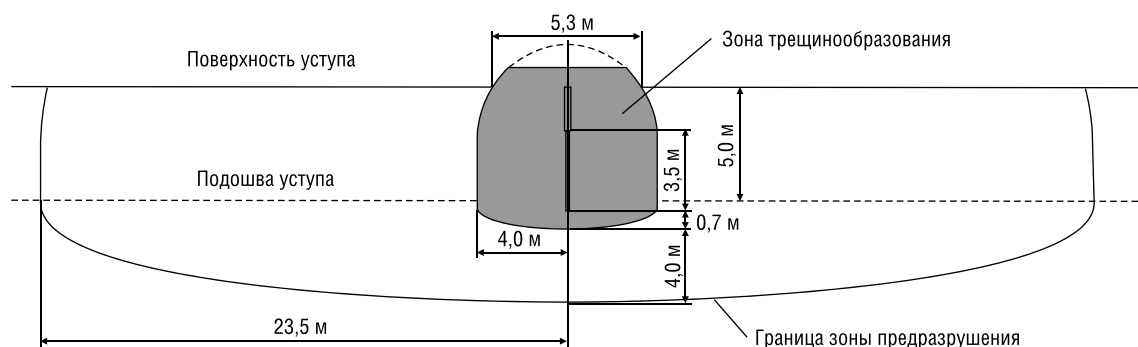


Рис. 5. Параметры зон трещинообразования и предразрушения скважинным зарядом длиной 3,5 м на блоке № 9.

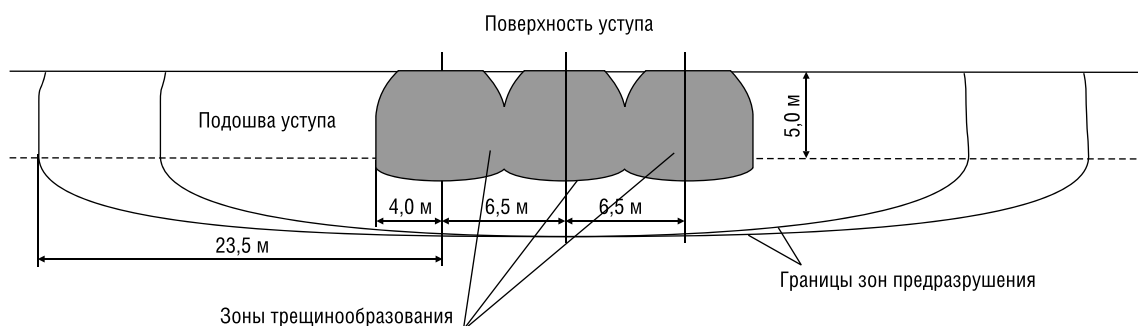


Рис. 6. Параметры зон трещинообразования и предразрушения группы скважинных зарядов на блоке № 9.

На рис. 7 показаны характерные стоп-кадры фактического развития массового взрыва блока № 9 со стартом инициирования взрыва от середины блока. Следует обратить внимание на характерный воронкообразный профиль поверхности горной массы в контурах блока. Что и следовало ожидать при размерах выхода зоны трещинообразования на поверхности уступа в 6,8 м (рис. 5) — разрушенная на большей площади порода выбрасывается в большем объеме при увеличенном заряде — удельный расход на данном блоке 0,86 кг/м³ против 0,76 кг/м³ на блоке № 13. Однако подвижек горной массы практически нет — смещение маяков в специальных скважинах не превышает величины 0,8-1,3 м.

Заключение: Схемы взрывания с межскважинными замедлениями от 200 мс и инициированием развития массового взрыва из глубины блока, за три года промышленного применения показали, наряду с существенным снижением размеров кусков в горной массе, практически полное исключение развала — вся горная масса располагается в контурах блока. Технология позволила в горной массе с коэффициентом разрыхления 1,2-1,3 уменьшить величину смещения первичных контактов «руда-порода» до 0,8-1,3 м, что, в свою очередь, снизило разубоживание на 1,2 %, а потери полезного компонента — на 22 %.

Выводы по статье: Выполненные исследования позволили внедрить в практику работы предприятий группы компаний Пет-

ропавловск взрывное рыхление скальных пород на уступах высотой 5 м с увеличением сетки расположения скважинных зарядов диаметром 215 мм до 6,5×6,5 м при сохранении горной массы в контурах блока и минимальном смещении контактов «руда-порода». Получено существенное улучшение технико-экономических показателей горных предприятий за счет увеличения выхода горной массы до 38 м³/пог. м. без дополнительных затрат — стоимость замедлителей в пределах поставляемой шкалы номиналов одинакова.

Предложения по практическому применению и направлению будущих исследований

Наш опыт легко можно переносить на другие горные предприятия: достаточно закупить системы инициирования с номиналами выше 150 мс и подобрать опытным путем параметры сетки скважин под конкретные породы.

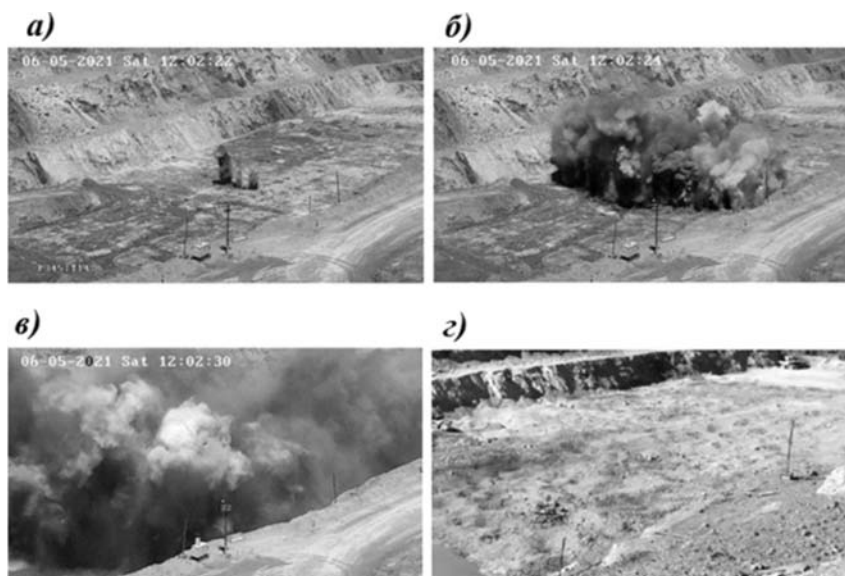


Рис. 4. Стоп-кадры фактического развития массового взрыва блока № 13:
а) — старт взрыва; б) — стоп-кадр 200 мс; в) — стоп-кадр 600 мс; г) — после взрыва.

Задачей дальнейших исследований является снижение удельного расхода ВВ при рыхлении скальных пород вскры- ши, поскольку здесь нет необходимости в столь мелком дроблении. ■

ЛИТЕРАТУРА

1. Лешинский А.В., Шевкун Е.Б., Вершинина А.Р., Белокопытов С.В. Выбор пути повышения производительности карьерного экскаватора // Маркшейдерия и недропользование. - 2021. - № 1 (111). - С. 40-45.
2. Норов Ю.Д., Очилов Ш.А. Проблема управления дроблением горных пород под действием энергии взрыва скважинных зарядов взрывчатых веществ на открытых горных работах // Горный вестник Узбекистана. - 2016. - № 4(67). - С. 17-23.
3. Друкованый М.Ф. Разработка комплекса мероприятий по интенсификации дробления горных пород взрывом на Криворожских карьерах при применении техники непрерывного действия // Взрывное дело. - 1967. - № 62/19. - С. 52-76.
4. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах // М., Недра. - 1976. - 271 с.
5. Лапшин Н.С. Пути снижения потерь и разубоживания руды при открытой разработке рудных тел // Новая наука. Стратегия и векторы развития. - 2016. - № 6-1(88). - С. 31-34.
6. Баранов Е.Г., Байков Б.Н., Березин А.И. Исследование разрушения крепких пород взрывом для достижения большой степени дробления // Взрывное дело. - 1967. - № 62/19. - С. 184-193.
7. Лупий С.М. Зоны предразрушения при буровзрывном способе проведения горных выработок и влияния их на параметры анкерного крепления // Взрывное дело. - 2016. - № 115/72. - С. 226-232.
8. Кочанов А.Н., Одинцев В.Н. Теоретическая оценка радиуса области предразрушения пород при камуфлетном взрыве // Взрывное дело. - 2015. - № 113/70. - С. 41-54.
9. Скрыбин Р.М., Фёдоров Л.Н. Новые подходы к организации ресурсосберегающих процессов разрушения горных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 1995. - № 5. - С. 59-62.
10. Демидюк Г.П., Викторов С.Д., Фугзан М.М. Влияние взрывного нагружения на эффективность последующих этапов обогащения // Взрывное дело. - 1985. - № 89/46. - С. 116-121.
11. Волченко Г.Н., Фрянов В.Н., Серяков В.М. Исследование влияния предразрушения горных пород на снижение энергоёмкости взрывного дробления // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. - 2011. - № 1. - С. 19-31.
12. Кук М. А. Наука о промышленных взрывных веществах // М.: Недра, 1980. - 453 с.
13. Лешинский А.В., Шевкун Е.Б., Лысак Ю.А. Влияние направления инициирования зарядов взрывчатых веществ на предразрушение массива скальных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2019. - № 2. - С. 50-57. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-02-0-50-57.
14. Кабетенов Т., Юсупов Х.А., Рустемов С.Т. Определение рациональных параметров скважинной отбойки с учетом времени действия взрывного импульса // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2015. - № 2. - С. 75-81.
15. Hino K. Fragmentation of rock through blasting and shock waves, theory of blasting Quarterly of the Colorado School of Mines, Golden, 1956, 51. P. 189-209.
16. Хопунов Э.А. Селективное разрушение минерального и техногенного сырья (в обогащении и металлургии). - Екатеринбург: ООО «УИПЦ», 2013. - 429 с.
17. Jide Muili Akande, Abiodun Ismail Lawal. Optimization of Blasting Parameters Using Regression Models in Ratcon and NSCE Granite Quarries, Ibadan, Oyo State, Nigeria: Geomaterials, 2013. 03:01. P. 28-37.
18. Каркашадзе Г.Г., Ларионов П.В., Мишин П.Н. Моделирование роста трещины под действием циклической нагрузки // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2011. - № 3. - С. 258-262.
19. Peng Qiu, Zhongwen Yue, Renshu Yang. 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 247 (2021) 107664.
20. Садовский М.А., Адушкин В.В., Спивак А.А. О размере зон необратимого деформирования при взрыве в блочной среде // Известия АН СССР. Физика Земли. - 1989. - № 9. - С. 109-115.
21. Андриевский А.П. Физико-техническое обоснование параметров разрушения горного массива взрывом удлиненных зарядов // Автореф. дисс... д.т.н., Новосибирск, 2009. 38 с.
22. Справочник взрывника/Б.Н. Кутузов, В.М. Скоробогатов, И.Е. Ерофеев и др.; под общей ред. Б.Н. Кутузова - М.: Недра, 1988. - 511 с.
23. Барон В.Л., Кантор В.Х. Техника и технология взрывных работ в США. - М.: Недра, 1989. - 376 с.
24. Лапшов А.А.. Оптимизация интервалов замедлений при массовых взрывах на карьерах // Автореф. дис... к.т.н. Екатеринбург, 2011. 18 с.
25. Казьмина А.Ю. Обоснование параметров буровзрывных работ при разрушении скальных пород скважинными зарядами конечной длины (на примере ЗАО «Гавриловское карьероуправление») // Автореф. дис... к.т.н. С-Пб. 2013. - 23 с.
26. Дугарцыренов А.В., Ким С.И., Петров А.Н., Марков В.С. Разрушение горных пород при взрыве торцевой части скважинного заряда // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2012. - № 11. - С. 377-383.
27. Мислибоев И.Т., Уринов Ш.Р. Исследования размеров зон ослабления прочности горных пород взрывом скважинных зарядов // Горный вестник Узбекистана. - 2012. - № 2 (49). - С. 28-29.
28. Шевкун Е.Б., Лешинский А.В., Лысак Ю.А., Плотников А.Ю. Взрывное рыхление пород на карьерах с большими замедлениями // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2020. - № 10. - С. 29-41.