

лат, І.О. Ященко, Б.В. Бокій [та інші] // Геотехническая механика: межвед. сб. научных трудов. – Днепропетровск, 2012. – Вып. 97. – С. 3-17.

19. Програма підвищення безпеки праці на вугледобувних та шахтобудівних підприємствах. Затверджено Постановою Кабінету Міністрів України постановою від 29.03.2006р. № 374. Зміни внесені згідно з постановами КМ від 24.10.2007 № 1263 та № 521 від 18.05 2011..Електронний ресурс. Режим доступу: <http://zakon2.rada.gov.ua/laws/show/374-2006-n/print1329904436>.

20. Концепція підвищення рівня охорони праці на вугільних шахтах України / Затверджено Мінпаливенерго України 17 січня 2005р.

УДК [622.236.4:622.215.1].001.6

Кандидаты техн. наук К.С. Ищенко,
И.Л. Кратковский
(ИГТМ НАН Украины)

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ НОВОГО СПОСОБА ОТДЕЛЕНИЯ МОНОЛИТОВ ОТ СКАЛЬНОГО МАССИВА ЭНЕРГИЕЙ ВЗРЫВА

Наведені результати експериментальних і теоретичних досліджень щодо обґрунтування раціональних параметрів нового способу відокремлення монолітів від скельного масиву енергією вибуху.

RESEARCH OF NEW METHOD MONOLITHS SEPARATION FROM ROCK MASSIF EFFICIENCY BY ENERGY OF EXPLOSION

Results over of experimental and theoretical researches are brought on the ground of monoliths separation new method rational parameters from a rock massif by explosion's energy.

Введение. Интрузивные породы, являясь сырьем для получения облицовочного и декоративного камня, интенсивно разрабатываются как нерудные строительные материалы. Цена на отдельные виды декоративного камня на внешнем рынке составляет 800-1000 долларов США за 1 м³. Наблюдается устойчивая тенденция к росту мировых цен на этот вид сырья [1, 2].

Экспорт декоративного и облицовочного камня, может, таким образом, стать надежным источником валютных поступлений в бюджет в условиях рыночной экономики. Существенное повышение объема добычи монолитных блоков из природного камня при их высоком качестве возможно только за счет внедрения новых технологий отделения их от массива.

Анализ состояния проблемы. Следует отметить, что часто в обработку вовлекается так называемое «некондиционное» сырье, что ведет к снижению прочности щебня и к большим потерям качественного блочного камня. На некоторых карьерах по добыче блочного камня реальный выход качественного блочного камня, отделяемого от массива, не превышает 4-6 % при прогнозируемом объеме 40-45 %. Это определяет актуальность задачи совершенствования технологии добычи блочного камня. Добыча интрузивных пород ведется в основном взрывным способом, причем затраты средств на буровзрывные работы составляют не менее 30-50 % от себестоимости монолитных блоков. По условиям выполнения и предъявляемым требованиям к достигаемому результату взрывное отделение монолитов от гранитного массива относится к числу слож-

но реализуемых видов контурного взрывания [3].

Цель работы – обоснование экспериментальными и теоретическими исследованиями рациональных параметров ресурсосберегающего способа отделения монолита от скального массива с помощью энергии взрыва.

Методика, задачи и результаты исследований. Для установления основных параметров разрушения горных пород при отделении блоков от массива необходимо выполнить теоретические исследования и рассчитать основные величин начальных давлений и деформаций от взрыва скважинного заряда дымного пороха. Кроме того, путем экспериментальных исследований на песчано-цементных моделях с блочной структурой необходимо установить особенности характера их разрушения, которые будут учтены при обосновании рациональных параметров нового способа отделения монолитов от скального массива.

На практике ведения взрывных работ по камнедобыче на карьерах строительных материалов бытует мнение о том, что взрывание скважинных зарядов дымного пороха на карьерах блочного камня приводит к деструктивному воздействию на разрабатываемую породу, то есть, вызывает ослабление структурных (внутренних) связей между зернами минералов в породе. Отсюда следует вывод о целесообразности отказа от применения дымного пороха для добычи блоков-заготовок крепких пород. Чтобы оспорить выдвинутые недооценки эффективности применения дымного пороха, как одного из основных средств для отделения породы от массива нами выполнены теоретические исследования по оценке применимости данного метода при воздействии на породу данного взрывчатого вещества, инициируемого как в режиме обычного горения, так и в режиме взрывчатого разложения.

Установлено, что при срабатывании дымного пороха в скважине, инициированного огнепроводным шнуром (ОШ) в режиме обычного горения, электрозажигательным патроном типа (ЭЗП-Б) скорость горения составляет 400 м/с [4].

Для определения давления продуктов горения дымного пороха, воспользуемся эмпирическим выражением [5],

$$P = \left(\frac{U - A}{b} \right)^{\frac{1}{v}} \quad (1)$$

где U – линейная скорость горения пороха (400 м/с); A , b , v – константы.

следует отметить, что формула (1) применима для расчета величины давления в интервалах $5 \cdot 10^5 - 2,5 \cdot 10^8$ па. подставляя в формулу (1) значения констант – $a = 1,5 \cdot 10^2$, $b = 0,2 \cdot 10^2$, $v = 0,47$ – при линейной скорости горения пороха 400 м/с давление взрыва в скважине составит

$$P = \left(\frac{400 - 1,5 \cdot 10^2}{0,2 \cdot 10^2} \right)^{\frac{1}{0,47}} = 21,57 \text{ МПа} .$$

Тогда величину объема скважины при максимальном расширении ее стенок

продуктами взрыва пороха для различных типов пород можно определить из выражения [6] при следующих параметрах скважины: начальный радиус скважины – 0,05 м; высота заряда в скважине – 1,0 м при атмосферном давлении равном 0,1 МПа,

$$V_{\max} = V_0 + \Delta V = \beta (P - P_0) V_0, \quad (2)$$

где $V_0 = \pi R_0^2 H_3$ – начальный объем скважины (H_3 – высота заряда в скважине); r_0 – начальный радиус скважины; p_0 – атмосферное давление; $\beta = 1/K$ – коэффициент сжимаемости породы; $K = \frac{EG}{3G - E}$, – модуль объемного сжатия, Па; e – модуль юнга, Па; g – модуль сдвига, Па.

Известно, что максимальный объем полости при взрыве заряда пороха при обычном горении равен

$$V_{\max} = \pi r_{\max}^2 h_3,$$

где r_{\max} – максимальный радиус полости при взрыве заряда пороха при обычном горении.

тогда после преобразования формулы (2) получим выражение для расчета максимального радиуса скважины, расширенной при обычном горении дымного пороха,

$$R_{\max} = R_0 \left[\frac{\beta (P - P_0)}{\pi R_0^2 H_3} + 1 \right]^{\frac{1}{2}}, \quad (3)$$

а с учетом выражения (3) время расширения стенок скважины можно представить в виде [4],

$$t = \frac{R_0 \left[\left(\frac{R_{\max}}{R_0} \right)^2 - 1 \right]^{\frac{1}{4}}}{\sqrt{\frac{P}{\rho} \left[1 - \left(\frac{4P}{C_p^2 \rho} + 1 \right)^{\frac{1}{4}} \right]}}, \quad (4)$$

где C_p – скорость продольной волны сжатия, м/с; ρ – плотность горной породы, кг/м³.

Из полученных соотношений определим относительную деформацию стенок скважины и скорость деформации при обычном режиме горения пороха, а именно:

$$\text{– относительная деформация } \varepsilon = \frac{R_{\max} - R_0}{R_0}; \quad (5)$$

$$\text{– скорость деформации стенок скважины } \dot{\varepsilon} = \varepsilon / t. \quad (6)$$

Отсюда, согласно данным, приведенным в работе [8], можно определить предел прочности скальной породы на одноосное сжатие при динамическом

нагружении с учетом скорости ее деформации

$$\sigma_{\text{сж,дин}} = \sigma_{\text{сж}} R_0^{\gamma \varepsilon}, \quad (7)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности скальной породы на одноосное сжатие при статическом нагружении; R_0 – начальный радиус скважины; γ – тангенс угла наклона графика зависимости предела прочности породы на одноосное сжатие при динамическом нагружении от скорости деформации.

Расчетным путем установлено, что при скорости деформации стенок скважины $10,23 \text{ с}^{-1}$ предел прочности габбро-диабазы составил 338,4 МПа, при этом предел прочности на растяжение его примерно на 1/10 меньше предела прочности на сжатие. Тогда предел прочности на растяжение габбро-диабазы при скорости деформации стенок скважины $10,23 \text{ с}^{-1}$ составит 33,84 МПа. Следовательно, величина давления продуктов взрыва дымного пороха – 21, 57 МПа на стенки скважины, инициируемого в режиме обычного горения, на 57 % ниже предела прочности габбро-диабазы на растяжение (33,84 МПа). Отсюда следует, что взрывание скважинного заряда дымного пороха в режиме обычного горения, осуществляемого в однородном нижнем полупространстве, представленными, например, габбро-диабазы, не вызывает его разрушение, то есть, не приведет к образованию радиальных трещин на стенках скважины.

Таким образом, массив пород, представленный габбро-диабазы, можно разрушить взрывом скважинного заряда дымного пороха, инициируемого в режиме обычного горения, только в том случае, если он содержит свободные, не фиксируемые поверхности в виде раскрытых микротрещин, и макротрещин или имеет близко расположенные крутопадающие поверхности обнажения породы.

Представляет особый интерес работа скважинного заряда дымного пороха в режиме инициирования маломощным детонирующим шнуром (ДШ) системы NONEL со скоростью 2000 м/с [4]. В этом случае начальное пиковое давление дымного пороха можно определить из выражения

$$P = \frac{\rho_{\text{BB}} D^2}{4}, \quad (8)$$

где ρ_{BB} – плотность пороха (10^3 кг/м^3); D – скорость взрывчатого разложения пороха (2000 м/с).

А начальное среднее давление продуктов взрывчатого разложения пороха определим по формуле

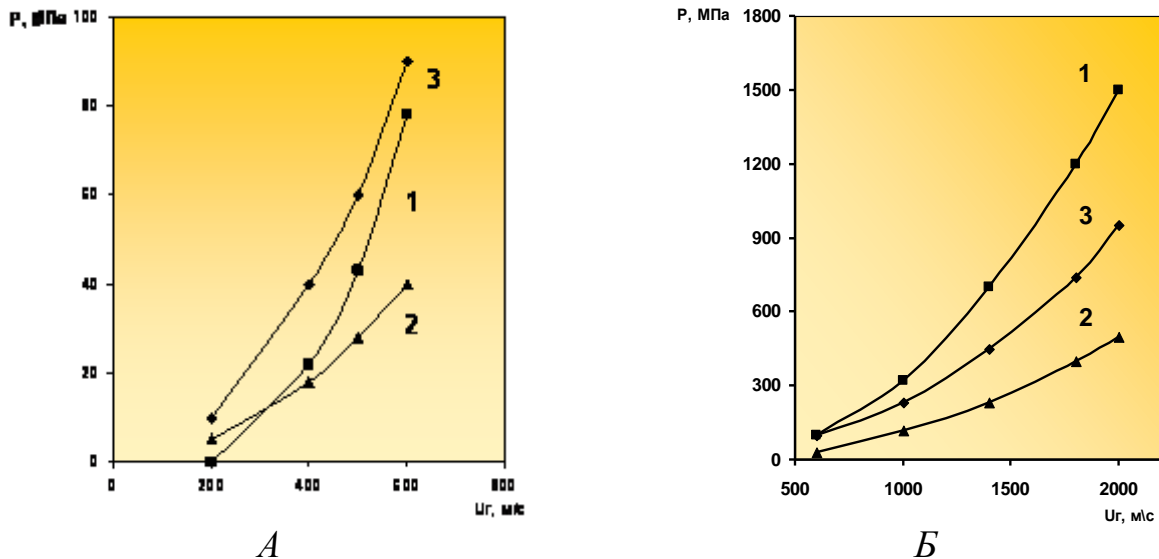
$$P = \frac{\rho_{\text{BB}} D^2}{8}. \quad (9)$$

Тогда максимальный радиус скважины при взрывчатом разложении пороха рассчитывают по формуле [7]

$$R_{\max} = R_0 P / P_{\kappa}^{\frac{1}{6}}, \quad (10)$$

где P_{κ} – критическая величина давления (200 МПа).

Для упрощения расчета величины давления продуктов взрыва дымного пороха, изменяющееся в зависимости от скорости его взрывчатого превращения, построены номограммы (рис. 1).



- A* – скорость горения дымного пороха от 0 до 600 м/с;
Б – скорость горения дымного пороха от 600 до 2000 м/с;
 1 – давление продуктов горения дымного пороха, рассчитанного по формуле (1);
 2 – начальное среднее давление продуктов взрывчатого разложения дымного пороха, рассчитанное по формуле (9); 3 – начальное пиковое давление продуктов взрывчатого разложения дымного пороха, рассчитанное по формуле (8)

Рис. 1 – Номограммы для расчета величины давления продуктов взрыва дымного пороха в зависимости от скорости его горения (взрывчатого разложения)

Анализ расчетов, выполненных по приведенным формулам, позволяет установить, что максимальный радиус скважины при разрушении габбро-диабазов при взрыве заряда пороха в режиме взрывчатого превращения составляет 0,0654 м, а время расширения стенок скважины до максимальных значений ее радиуса имеет величину равную $6,992 \cdot 10^{-4}$ с или 0,6992 мс. Относительная деформация стенок скважины при взрыве пороха в режиме взрывчатого разложения равна $\epsilon = 0,308$.

Скорость деформации стенок скважины для данных условий взрывания имеет величину $\dot{\epsilon} = 440,5 \text{ с}^{-1}$. Отсюда следует, что при скорости деформации стенок скважины $440,5 \text{ с}^{-1}$ предел прочности габбро-диабазы на сжатие составляет 3102,9 МПа. Следовательно, предел прочности габбро-диабазы на растяжение при скорости деформации равной $440,5 \text{ с}^{-1}$ составит примерно 310, 29 МПа.

Таким образом, основываясь на результатах расчетов по приведенным выше формулам (7) и (8), установлено, что величина давления продуктов взрыва

дымного пороха, инициируемого в режиме взрывчатого разложения, меньше предела прочности габбро-диабаз на одноосное сжатие в рассматриваемых условиях нагружения. В связи с этим можно утверждать, что инициирование скважинного заряда пороха в режиме взрывчатого разложения, осуществляемое в однородном нижнем полупространстве, представленном монолитным габбро-диабазом, не оказывает деструктивного воздействия на разрабатываемую породу. Вполне очевидно, что разрушение породы будет происходить только за счет развития радиальных трещин.

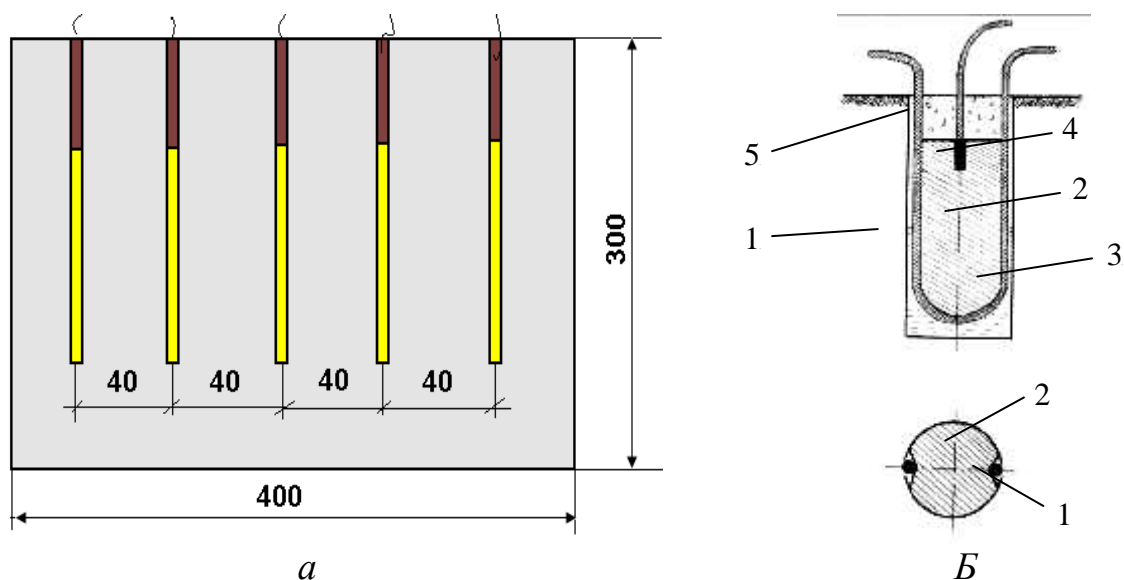
Если учесть, что при наличии близко расположенной крутопадающей поверхности обнажения породы (например, продольного откоса уступа) тангенциальные растягивающие напряжения по линии расположения скважин имеет примерно 1,5-2,0 раза большую величину, чем в перпендикулярном направлении [9], что не вызывает сомнений в отделении монолита габбро-диабаз от массива без появления в нем нарушенной структуры, вызванной действием взрыва заряда дымного пороха, инициируемого в режиме взрывчатого разложения.

Полученные результаты расчетов дают основание считать, что высказываемые суждения о деструктивном воздействии взрывных нагрузок на блоки-заготовки роп-ручейских габбро-диабазов не отвечают действительности вне зависимости от применяемого способа инициирования скважинных зарядов дымного пороха.

Для обоснования режимов взрывания и технологических параметров нового способа взрывного отделения монолита от скального массива [10] в полигонных условиях были проведены эксперименты по раскалыванию песчано-цементных блоков энергией взрыва. В соответствии с методикой исследований блочные модели изготавливались прямоугольной формы размером 400×300×200 мм. Песчано-цементная смесь готовилась в пропорции: кварцевый песок+цемент марки М400 = 1:1 с добавлением 10 % воды. Согласно действующим ГОСТам были исследованы физико-механические характеристики материала моделей и после обработки результатов испытаний определены средние арифметические показатели, имеющие следующие значения: плотность – 1920 кг/м³; скорость продленной волны – 3150 м/с и прочность на одноосное сжатие – 20,6 МПа, а также среднеквадратичное отклонение и коэффициент вариации этих величин, которые не превысили 10%.

В процессе формирования моделей вдоль оси сечения в направлении предполагаемого раскалывания на равномерном расстоянии друг относительно друга (40 мм) формировались взрывные полости – шпуры диаметром 10 мм на глубину 2/3 высоты модели, которая варьировалась в зависимости от физико-механических характеристик материала модели. При этом оставшаяся часть массива модели должна оказать достаточное сопротивление расширяющимся взрывным газам. В подготовленных взрывных полостях формировались комбинированные заряды дымного пороха и детонирующего шнура (ДШ). Заряд дымного пороха заполняли в патрон специальной конструкции, имеющий продольную кольцевую выемку в которую укладывали нить ДШ диаметром 3 мм.

Детонирующий шнур изготавливали из полихлорвинилового волновода с внутренним диаметром 2 мм и прессованием вовнутрь его порошкового тэна плотностью 1200 кг/м^3 . Общая масса дымного пороха в зарядах всех серий экспериментов составляла 20,0 г. Для подрыва зарядов пороха и ДШ формировались боевики с размещением в бумажные гильзы диаметром 2-3 мм чистого тэна массой 80 мг с инициатором, изготовленного из нихромового мостика с навеской капельки из азида свинца массой 10 мг. Инициирование зарядов осуществлялось с замедлением, начиная с ДШ, а затем заряды дымного пороха. Схема модели и конструкция заряда приведены на рис. 2, а, б.



a – схема модели; *б* – конструкция заряда;
1 – шнур; 2 – заряд дымного пороха; 3 – ДШ; 4 – патрон-боевик; 5 – забойка

Рис.2 – Схема модели и конструкция заряда дымного пороха

Результаты экспериментальных взрывов приведено на рис.3. На нем представлен внешний вид модели, расколотой описанным выше вариантом нового способа отделения монолитов от скального массива.

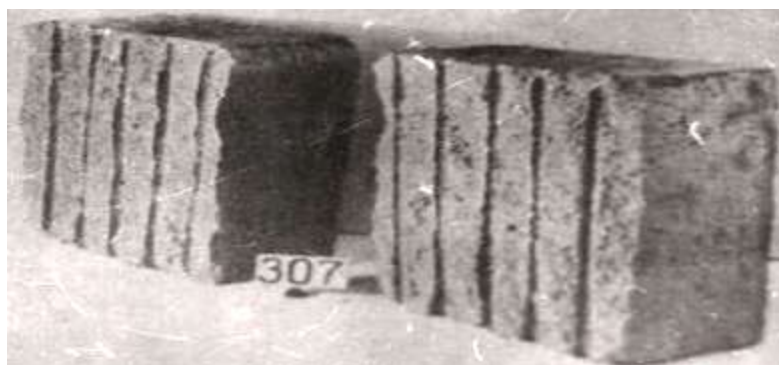
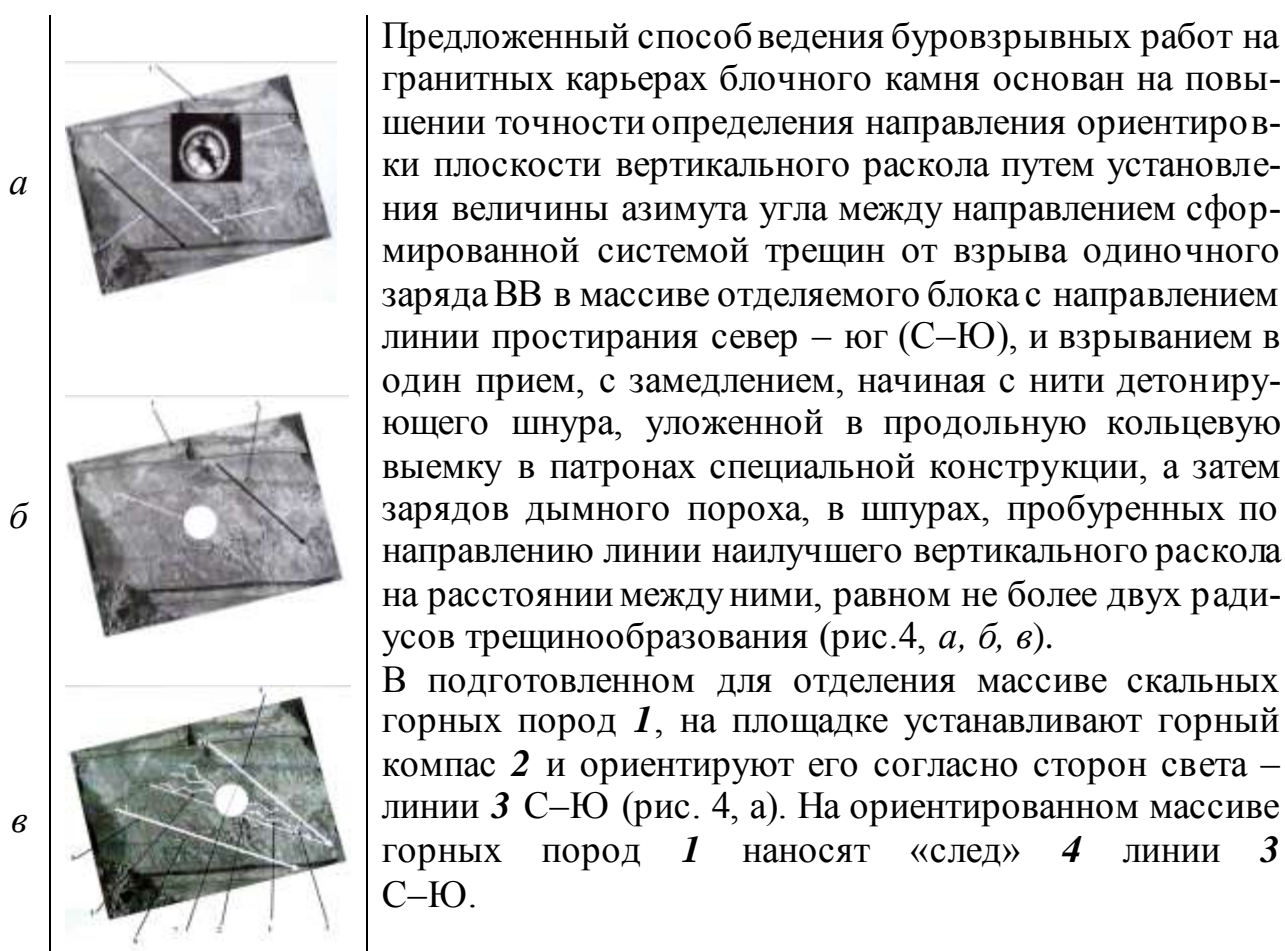


Рис.3 – Внешний вид песчано-цементного блока, расколотого зарядами дымного пороха

Критерием качества раскалывания была принята шероховатость, характери-

зубая средней величиной всех выпуклостей и вогнутостей у обеих вновь образованных поверхностей. Шероховатость измеряли по двум параллельным следам шпуров, линиям, отстоящим от краев вновь образованной поверхности на расстоянии 50 мм. Среднее значение этого показателя для пяти шпуров составило 2,9 мм, то есть существенных изменений шероховатости не зафиксировано. Следовательно, результаты экспериментов подтвердили эффективность новой конструкции заряда дымного пороха для раскалывания твердых сред блочного строения.

Для реализации ресурсосберегающей технологии камнедобычи крепких пород, основанной на использовании шпуровых и скважинных раскалывающих зарядов, позволяющих раскалывать как монолитную, так и трещиноватую породу в плоскости расположения ориентированных шпуров, нами разработан новый способ взрывного отделения монолитов от скального массива (рис. 4) [10].



а – подготовленный блок пород с установленным горным компасом; *б* – схема расположения одиночного шпура на отделяемом от массива блоке пород; *в* – характер разрушения блока анизотропной породы при взрыве одиночного заряда дымного пороха

Рис. 4 – Подготовительные операции при реализации ресурсосберегающей технологии отделения монолитов от скального массива

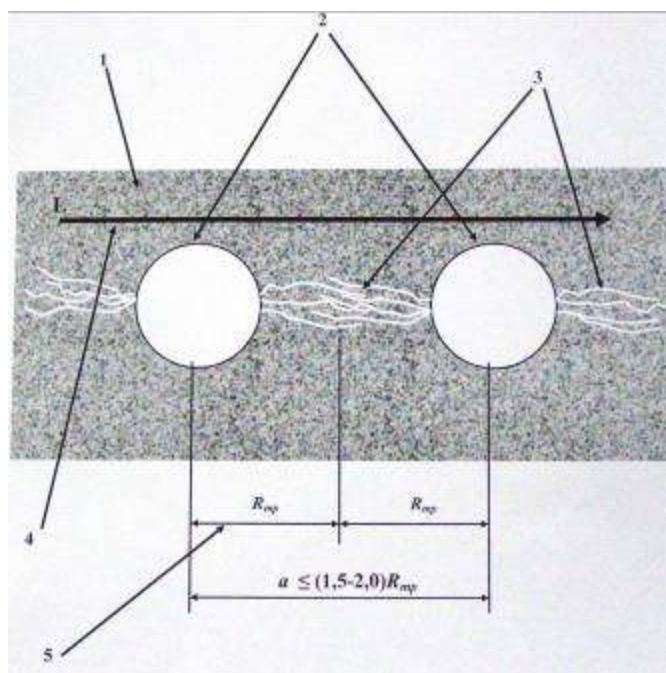
Затем, на ориентированном массиве горных пород **1**, имеющим нанесенный «след» **4** линии С–Ю перфоратором бурят одиночный шпур **5** (рис. 4, б) диаметром 43 мм на глубину равную 0,5-0,7 высоты блока, заряжают штатным ВВ, например, аммонит № 6ЖВ и взрывают.

По системе сформированных трещин **6** (рис. 4, в) определяют направление **7** и угол **8** – азимут между предполагаемой вертикальной плоскостью раскола **7** и линией

С–Ю **4**, «след» **L 9**, которой переносится на отделяемую поверхность массива горных пород **1** и радиус трещинообразования **10**. Радиус трещинообразования **10** на блоке массива горных пород **1** замеряют мерной линейкой от центра заряда в шпуре **5** до границ зоны схлопывания сформированных радиальных трещин **11**.

Обоснование рационального расстояния между шпурами приведено на рис. 5, на котором представлена часть блока гранитного массива **1** с пробуренными шпурами **5**, сетью сформированных трещин **11**, сориентированными с направлением линии **L 9** наилучшего вертикального раскола и зоны трещинообразования **10** (радиус трещинообразования), распространяющейся до границ схлопывания сформированных радиальных трещин **11**, расстояние между которыми не должно превышать $a \leq (1,5-2,0)R_{тр}$.

5



L – линия предполагаемого отделения, совпадающая с направлением наилучшего вертикального раскола и сетью наведенных взрывом заряда дымного пороха трещинами

Рис. 5 – Схема к обоснованию рационального расстояния между шпурами

Далее, в скальном массиве горных пород **1**, на подготовленном для отделения блоке **12** (рис. 6) параллельно линии предполагаемой вертикальной плоско-

сти раскола L 9 проводят разметку шпуров 5 на расстоянии между ними равном линии наименьшего сопротивления – ЛНС. – $a \leq (1,5-2,0)R_{mp}$ и на длину отделяемого блока 12. После их разметки перфоратором бурят шпуры 5 диаметром 43 мм и глубиной равной высоте блока. Пробуренные шпуры 5 сначала заливают водой 13 до уровня 0,5 их глубины, а затем устанавливают патроны специальной конструкции 14 с дымным порохом 15, имеющие по периметру продольную кольцевую выемку 16 с уложенной в нее нити детонирующего шнура (ДШ) 17, а устье шпура герметизируют забойкой 18, например, буровой штыб. Выведенные на поверхность шпуров концы ДШ 19 с патроном-боевиком 20 от патрона специальной конструкции 14, снаряженного дымным порохом 15 и ДШ 17, уложенного в продольную кольцевую выемку, соединяют их с соответствующей нитью магистрального детонирующего шнура – линия Л1– 21, который инициируется капсюлем-детонатором мгновенного действия (22). Сформированные заряды коммутируют в группы и одновременно взрывают в один прием с замедлением в каждой группе зарядов, начиная с детонирующего шнура (17), уложенного в продольную кольцевую выемку 16 патрона 14 с дымным порохом 15 для формирования направленной сети трещин 6, а затем, заряды дымного пороха в патронах специальной конструкции 14, инициируемые в шпурах 5 по линии А–Б и В–Г, и в последнюю очередь заряды в шпурах по линии Б–Д, В–Ж, Г–З с межшпуровым замедлением, начиная со шпуровых зарядов в точках Б, В и Г, в направлении точек Д, Ж и З.

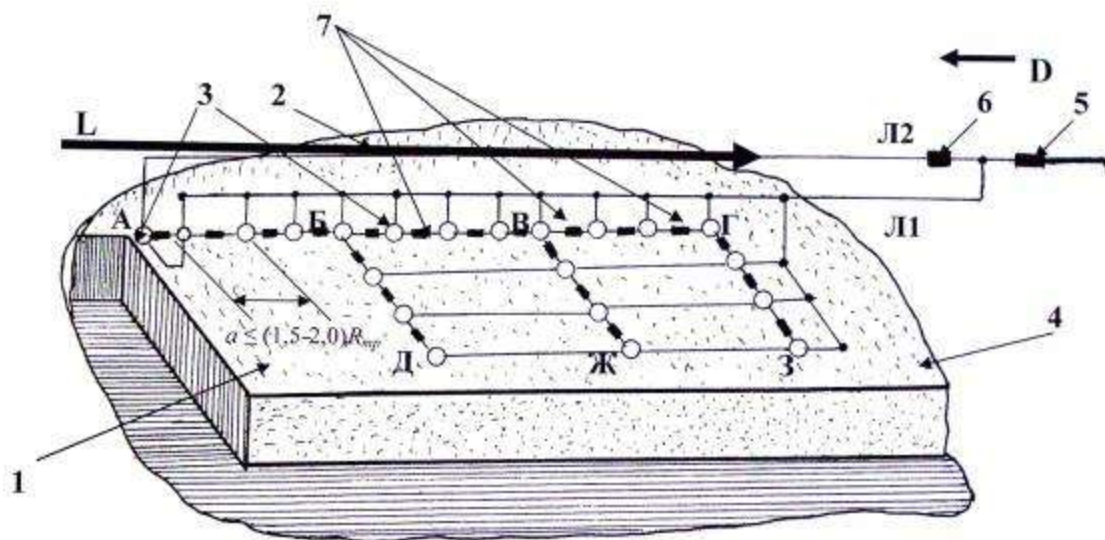


Рис. 6 – Монолитный блок скальной породы, подготовленный к отделению от массива шпуровыми зарядами дымного пороха

Выводы. Новизна и практическая ценность разработанного способа отделения монолитов от массива взрывом зарядов дымного пороха в шпурах заключается в том, что впервые при расчете параметров буровзрывных работ на карьерах блочного камня на основе учета ориентировки плоскости наилучшего вертикального раскола и физико-механических свойств горных пород обоснованы

рациональные расстояния между шпуровыми зарядами в габбро-диабазы и гранитах. Взрывной способ добычи облицовочных гранитов с учетом особенностей их структуры прошел промышленную проверку на Роп-Ручейском месторождении габбро-диабазов (Карелия), Янцевском месторождении серых гранитов (Запорожская обл.) и внедрен на Капустянском гранитном карьере блочного камня производственного объединения «Кировограднерудпром» (Кировоградская обл.). За счет размещения шпуров по линии наилучшего вертикального раскола расход бурения снизился с 9 до 4 п.м/м³, а коэффициент извлечения годной (товарной) продукции увеличился на 40 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ефремов, Э.И. Механика взрывного разрушения пород различной структуры / Э.И. Ефремов, В.Д. Петренко, Н.П. Рева, И.Л. Кратковский // К.: Наук. думка, 1984. – 192 с.
2. Кратковский, И.Л. Механизм образования вертикальных трещин в гранитных массивах / И.Л. Кратковский // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. / Ин-т геотех. мех. НАН Украины. – Днепропетровск, 2001. – Вып. 27. – С. 169-174.
3. Ефремов, Э.И. Взрывной способ добычи облицовочных гранитов с учетом особенностей их структуры / Э.И. Ефремов, И.Л. Кратковский. // Матеріали міжнародної конференції «Форум гірників – 2009». – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2009. – Т. №2. – С.19-23.
4. Афонин, В.Г. Справочное руководство по взрывным работам в строительстве / В.Г. Афонин, Л.М. Гейман, В.М. Комир // К.: Будівельник, 1974. – 369с.
5. Беляев, А.Ф. Зависимость скорости горения дымного пороха от давления / А.Ф. Беляев, С.Ф. Мазнеев // Доклады АН СССР, 1960. – Том 131. – №4. – С.887.
6. Физический энциклопедический словарь. – М.: Сов. энциклопедия, 1965. – Т. 4. – 592 с.
7. Белоконь, В.П. Исследование влияния детонационных характеристик ВВ и физико-механических свойств горных пород на продолжительность волны сжатия / В.П. Белоконь, М.П. Белоконь, А.К. Ольховский // Механика и разрушение горных пород: Межвед. сб. науч. тр. – К.: Наук.думка, 1974. – Вып.2. – С.227-229.
8. Кутузов, Б.Н. Физика разрушения горных пород / Б.Н. Кутузов, В.П. Тарасенко // М.: Изд-во МГУ, 1975. – Ч. 2. – 190 с.
9. Ито, И. Механизм разрушения горных пород под действием взрыва / И. Ито, К. Сасса, Т. Танимото // Дзайрё, 1973. – Т. 20. – С.203-206.
10. Пат. №90795 Україна, МКВ 7E 21C 27/00, F 42 D 1/00. Спосіб вибухового відділення монолітів від скельного масиву / Іщенко К.С. (Україна). – заявник і власник патенту Національний гірничий університет – № а200812446; замовл.23.10.2008; надр.25.05.2010. – Бюл. №10.

ФАКТОР ЧЕЛОВЕКА КАК СОСТАВЛЯЮЩАЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОБЫЧИ УГЛЯ В УСЛОВИЯХ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ ШАХТ

Проведено оглядовий аналіз результатів досліджень по визначенню фактора людини як ефективної складової видобутку вугілля в умовах вітчизняних шахт. Визначені закономірності міжособистих стосунків у бригаді робітників очисного забою як шлях керування прогресом у підземному видобутку вугілля.

HUMAN FACTOR AS COMPONENT OF THE DOMESTIC COAL MINES PRODUCTION EFFICIENCY

The survey analysis of executed researches results was conducted to determine the human factor as an effective component of coal production in domestic mines. Certain patterns of interpersonal relationships between working team were determined as a way to manage progress of underground coal mining.

В начале XXI века мир столкнулся с глобальными гуманитарными проблемами, связанными с количественным неучетом фактора человека в производственных процессах. Особенно это проявляется в производствах, связанных с эмоциональным напряжением и стрессовым выполнением своей работы. К таким производствам во всем мире относится добыча угля, поскольку работы ведутся глубоко под землей, в ограниченном пространстве с присущим риском завала, взрыва метана, затопления, в условиях высоких температур и повышенной запыленности. Украинские шахты по своим горно-геологическим условиям считаются самыми опасными. Возрастает уровень производственного травматизма на шахтах и предприятиях негосударственной формы собственности.

Из расследований крупных аварий, анализа обстоятельств и причин взрывов метана, произошедших за последние годы, установлено, что все реже дают отказы, применяемые совершенные машины и оборудование и все чаще решающей причиной является человеческий фактор в различных формах и проявлениях. Поэтому, помимо чисто технической стороны горного производства очень важной становится составляющая поведения человека в стрессовых и экстремальных ситуациях, уровень его профессиональной подготовленности, а также морально волевых качеств. Этим вопросам в настоящее время уделяется мало внимания, все сводится, как правило, к проверке состояния здоровья на очередных медицинских осмотрах.

Особенности поведения человека в сложных условиях горного производства, его действия при возникновении аварийных ситуаций должны быть предметом детального исследования. Эффективность практической реализации концепции и психологического обеспечения надежности профессиональной деятельности зависит от научной разработанности основных задач исследования [1].