



УДК 622.235

DOI 10.18413/2411-3808-2018-45-3-523-536

**УЧЁТ АНИЗОТРОПИИ ТРЕЩИНОВАТОСТИ ПОРОД В МАТЕМАТИЧЕСКИХ
МОДЕЛЯХ РАССТАНОВКИ БУРОВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН****INVOLVING THE DATA ABOUT ANISOTROPIC FRACTURING OF ROCKS
IN MATHEMATICAL MODELS OF BLASTING HOLE PATTERNS****А.В. Коновалов¹, Г.М. Редькин²**
A.V. Konovalov¹, G.M. Redkin²¹ ОАО «ВИОГЕМ», Россия, 308007, г. Белгород, пр-т Богдана Хмельницкого, 86² Белгородский государственный технологический университет им. В.Г. Шухова,
Россия, 308012, Белгород, ул. Костюкова, 46¹ VIOGEM OJSC, 86 Bogdan Khmelnsky Av., Belgorod, 308007, Russia² Belgorod State Technological University named after V.G. Shoukhov,
46 Kostyukov St, Belgorod, 308012, Russia

E-mail: alexander.v.konovalov@yandex.ru, redking@mail.ru

Аннотация

Рассматривается механика влияния анизотропии трещиноватости пород на форму зоны дробления от скважинных зарядов в породном массиве. Разработаны математические модели распределения энергии массового взрыва по породному массиву, учитывающие интенсивности трещиноватости и направления всех присутствующих в массиве систем трещин. Для улучшения качества дробления предлагается модифицированная сетка расстановки скважин с поворотом и сдвигом рядов в зависимости от систем трещин, а также способ расчёта её параметров, основанный на численной оптимизации интегрального качества дробления по буровзрывному блоку.

Abstract

We reviewed different mathematical models of regular blasting hole patterns and concluded that coordinates of drill holes could be computed as production of integer vector of holes' indices and 2×2 -sized matrix, which we call "generative matrix of regular blasting holes pattern". We also reviewed mechanics of the impact caused by anisotropic fracturing of rocks in blast power spatial distribution and the shape of blasting hole's crushing zone. Using the mathematical modeling of blast power spatial distribution in a rocks (in two-dimensional case) we concluded that blasting hole's crushing zone has the form of a circle in isotropic rocks case, the elliptical form in laminated rocks case, and the form of "nearest fracture diagram" in case of anisotropically fractured rocks. We propose modified staggered blasting hole pattern with rotation and row shift for optimizing crushing quality. Proposed pattern's parameters can be computed numerically (though the minimization of loss function which takes into account integral crushing quality in a bench volume) or geometrically – by tiling the bench's upper surface with polygons that are similar to the shape of modeled blast power distribution (diagram of distance to nearest fracture).

Ключевые слова: анизотропия трещиноватости, системы трещин, буровзрывные работы, качество дробления, сетка скважин, порождающая матрица.

Keywords: fracturing anisotropy, fracturing system, drilling and blasting operations, quality of crushing, blasting holes pattern, generative matrix.

Введение

В настоящее время дробление пород в карьерах в большинстве случаев проводится путём буровзрывных работ (БВР), в ходе которых по определённой схеме подрываются скважинные заряды взрывчатых веществ (ВВ). Разрушение породы происходит в основном в зонах, расположенных рядом со скважинами, и поэтому скважины стараются разместить таким образом, чтобы сделать дробление равномерным во всём буровзрывном блоке.

Обычно применяют одну из рядных схем сеток расстановки скважин: квадратную, прямоугольную или шахматную. Существуют и более сложные схемы размещения: например, в работе Татарчука [Татарчук, 2006] предлагается корректировать расположение каждой скважины, учитывая взрываемость пород.

Опишем квадратную, прямоугольную и шахматную сетки скважин, упоминаемые в ряде как отечественных, так и зарубежных работ [Engineering geology field manual, 2001; Gomes-Sebastiao, de Graaf, 2017].

Прямоугольная сетка скважин (рис. 1а) характеризуется двумя параметрами: a – расстояние между скважинами (РМС), b – расстояние между рядами (РМР). Скважины могут размещаться в узлах сетки с координатами

$$\begin{aligned}x_{s\ ij} &= ai, \\y_{s\ ij} &= bj,\end{aligned}$$

где $(x_s; y_s)_{ij}$ – координаты ij -той скважины, i – номер ряда ($i \in Z$), j – номер скважины в ряду ($j \in Z$), a, b – параметры сетки скважин (РМС и РМР).

Выразим также координаты скважин $(x_s; y_s)_{ij}$ в матричном виде – в виде линейного преобразования пространства векторов $(i; j) \in Z^2$, где ij – индексы ряда и скважины в ряду соответственно, в пространство координат скважин $(x_s; y_s) \in R^2$:

$$\begin{pmatrix} x_s \\ y_s \end{pmatrix}_{ij} = M_c \begin{pmatrix} i \\ j \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} a & 0 \\ 0 & b \end{pmatrix} \begin{pmatrix} i \\ j \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} ai \\ bj \end{pmatrix},$$

где M_c – вещественная матрица размера 2×2 . Назовём её порождающей матрицей регулярной сетки скважин.

Квадратная сетка скважин является частным случаем прямоугольной ($a = b$).

Шахматная сетка (рис. 1б) также имеет параметры a (РМС) и b (РМР). В случае анизотропной среды соотношение этих параметров выбирают таким образом, чтобы скважины располагались в углах правильных треугольников ($b = \frac{\sqrt{3}}{2}a$), и зона преимущественного влияния одной скважины является правильным шестиугольником, что обеспечивает наиболее равномерное распределение энергии взрыва по буровзрывному блоку (рис. 8 а). Скважины могут размещаться в узлах сетки с координатами

$$\begin{pmatrix} x_s \\ y_s \end{pmatrix}_{ij} = \begin{pmatrix} a & a/2 \\ 0 & b \end{pmatrix} \begin{pmatrix} i \\ j \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} ai + aj/2 \\ bj \end{pmatrix},$$

где $(x_s; y_s)_{ij}$ – координаты ij -той скважины, j – номер ряда ($j \in Z$), i – номер скважины в ряду ($i \in Z$), a, b – параметры сетки скважин (расстояние между скважинами и рядами соответственно).

В случае $b = \frac{\sqrt{3}}{2}a$ можно вынести a за знак матрицы:

$$\begin{pmatrix} x_s \\ y_s \end{pmatrix}_{ij} = a \cdot \begin{pmatrix} 1 & 1/2 \\ 0 & \sqrt{3}/2 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} i \\ j \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} ai + aj/2 \\ aj\sqrt{3}/2 \end{pmatrix}.$$

Существующие регулярные сетки могут учитывать слоистость породы (одну систему трещин) за счёт изменения соотношения a/b и поворота рядов. При этом ряды, как правило, ориентируются в направлении, продиктованном направлением БВР-блока.

В данной статье приводится разработанная математическая модель распределения энергии взрыва в БВР-блоке, в которой учтён фактор сложной анизотропии трещиноватости пород, что позволяет улучшить адекватность моделирования. На основе этой модели предлагается регулярная сетка скважин с поворотом и сдвигом рядов, учитывающая сложную трещиноватость для получения более высокого качества дробления.

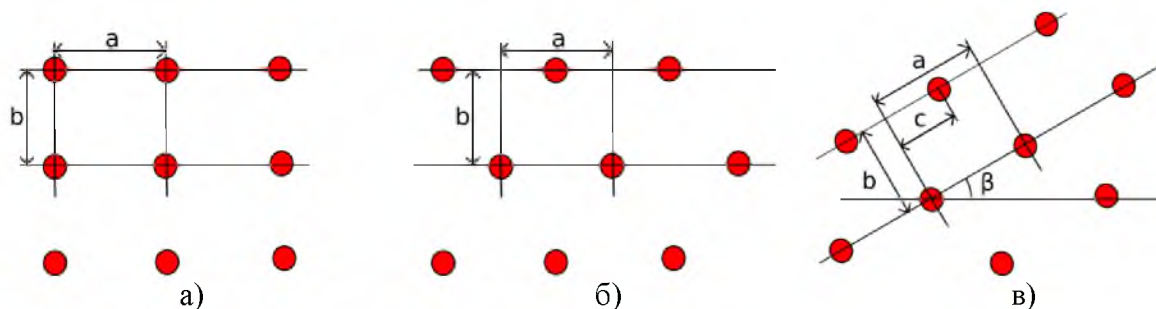


Рис. 1. Варианты сетки скважин: а) прямоугольная (квадратная при $a = b$); б) шахматная; в) модифицированная шахматная с поворотом и сдвигом
 Fig. 1. Blasting hole patterns: a) rectangular; b) staggered; v) proposed staggered (with rotation and row shift)

Механика влияния трещиноватости пород на качество взрывного разрушения и форму зоны дробления

В работах Покровского [Покровский, 1973], Мосинца и Абрамова [Мосинец, Абрамов, 1982] указывается, что при взрывании однородных пород наблюдаются несколько появляющихся систем трещин (рис. 2), объяснимых распространением волн напряжений в породе. Вблизи заряда появляются радиальные трещины от волн сжатия и поперечные от волн растяжения, затухающие по мере удаления от заряда. Когда волна сжатия достигает свободной поверхности, она отражается в виде волны растяжения, что вызывает появление новых трещин вблизи поверхности.

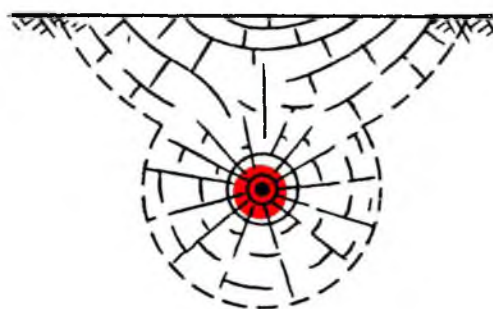


Рис. 2. Схема зоны дробления породы
 Fig. 2. Rock crushing pattern

Наличие трещин в разрушаемых взрывом породах существенно влияет на процесс дробления, а следовательно, и на качество дробления [Мосинец, Абрамов, 1982]. Массив трещиноватых пород имеет значительно меньшую прочность на растяжение (по сравнению с однородным массивом). Прохождение волны растяжения через трещину (перпендикулярно плоскости трещины) вызывает её рост, а волна теряет большую долю своей энергии. Рядом со свободной поверхностью отраженная волна растяжения откалывает куски и тоже быстро затухает. В результате при дроблении трещиноватых пород разрушение идёт в большем объёме вблизи заряда и в меньшем вблизи свободной поверхности (причём чем

больше трещиноватость, тем больше это соотношение) [Мосинец, Абрамов, 1982]. Наличие трещиноватости приводит к потерям энергии волны, и разрушения концентрируются вблизи заряда, убывая по мере удаления от него [Кутузов, 2008]. Качество дробления меняется дискретно при переходе к следующему блоку отдельности (рис. 3), однако на достаточно больших расстояниях (от 3-4 средних размеров отдельности) и с большим шагом дискретизации (порядка 0,8-1,0 размера отдельности) можно считать, что разрушения затухают плавно.

Анализируя подобным образом распространение волн в среде с выраженной анизотропией трещиноватости с одной системой трещин, приходим к выводу, что наличие анизотропии сужает область разрушения от заряда в направлении максимальной интенсивности трещиноватости, приближая область разрушения к эллиптической. В диссертации Федосеева [Федосеев, 2014] показано, что зона разрушения слоистой породы скважинным зарядом также имеет эллиптическую форму (рис. 4).

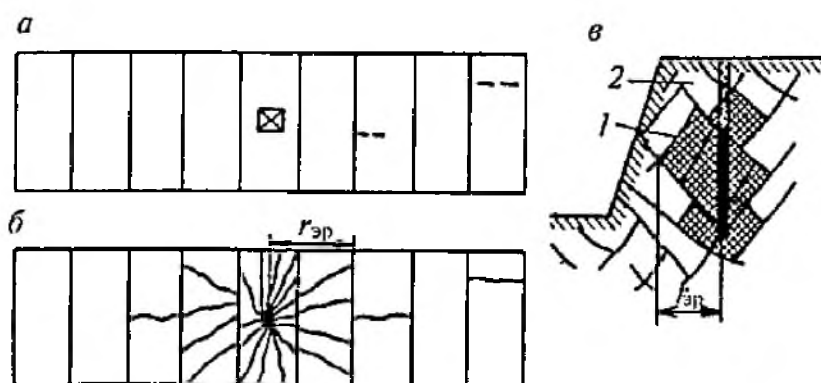


Рис. 3. Зоны дробления взрывом трещиноватого массива: а) составной образец до взрыва; б) после взрыва; в) дробление трещиноватого уступа; 1 – зона регулируемого дробления;

2 – зона практически нерегулируемого дробления; r_{zp} – радиус зоны разрушения

Fig. 3. Zones of fractured rock crushing: a) multipart sample before blast; b) after blast; v) crushed rocks in a fractured bench; 1 – well-controlled crushing zone; 2 – poorly-controlled crushing zone; r_{zp} – crushed zone radius

Дробление породы характеризуется коэффициентом дробления $K_{др} = L_{ср}/d_{ср}$, где $L_{ср}$ – средний размер естественной отдельности, м; $d_{ср}$ – средний размер выходного куса, м. Коэффициент дробления $K_{др}(dV)$ в объеме dV массива зависит прежде всего от энергии взрыва, переданной объему dV , и прочностных характеристик массива:

$$K_{др}(dV) = K_{др}(E_{др}(dV), \{P_{физ}\}), \quad (1)$$

где $E_{др}(dV)$ – удельная энергия, затраченная на дробление в объеме dV (Дж/м³), $\{P_{физ}\}$ – множество физических параметров породного массива, влияющих на дробление.

Моделирование распределения энергии взрыва по объёму буровзрывного блока

На дробление породы тратится часть $E_{др}(dV)$ энергии $E(dV)$, переданной данному объёму dV (остальная часть $E_{потерь}(dV)$ энергии передаётся соседним объёмам или тратится на выработку тепла), что можно записать как

$$E_{др}(dV) = E_{др}(E(dV)), \quad (2)$$

где $E_{др}(dV)$ – энергия, затрачиваемая на дробление объёма dV (Дж/м³), $E(dV)$ – энергия, которая должна присутствовать в объёме dV согласно расчётам, учитывающим массу ВВ,

энергоёмкость ВВ и расположение зарядов. Будем называть $E(dV)$ «номинальной» энергией ($E(dV) = E_{др}(dV) + E_{потерь}(dV)$).

При условии, что при прохождении взрывной волны объёма dV в нём тратится некоторая фиксированная доля k_z энергии ($E_{др}(dV) = k_z E(dV)$), $0 < k_z < 1$, энергия $E(dV)$ при увеличении расстояния от скважины будет убывать экспоненциально. Согласно сейсмическим наблюдениям [Кузьменко и др., 1990], энергия взрыва затухает в среде по экспоненциальному или близкому к экспоненциальному закону.

Рассмотрим энергию от i -того заряда (скважины), дошедшую до точки P буровзрывного блока.

В однородном изотропном случае энергию $E_i(dV)$ от i -того заряда в точке P массива можно выразить как

$$E_i(dV) = E_i(P) = E_{0i} \exp \left[-\frac{|\vec{r}_i|}{r_e} \right],$$

где E_{0i} – начальная энергия взрыва в i -той скважине, \vec{r}_i – вектор направления от точки P до i -той скважины, r_e – расстояние, на котором в данной среде энергия взрыва убывает в e раз.

Для слоистых пород зона разрушения скважины будет иметь форму эллипса [Федосеев, 2014], а не круга, и соответственно расстояние r_e будет различным в зависимости от направления \vec{r}_i от точки P в сторону скважины и направления слоистости \vec{r}_{e1} (рис. 4).



Рис. 4. Зона разрушения (обведена пунктиром) от скважины с координатами (x_i, y_i) в условиях слоистости породы

Fig. 4. Crushing zone (dashed ellipse) in laminated rocks caused by drill hole placed at (x_i, y_i)

Фактор слоистости можно учесть, сделав расстояние r_e функцией направления на скважину (используется формула расстояния линии эллипса от его центра в зависимости от направления):

$$r_e(\vec{r}_i) = \frac{r_{e1} r_{e2}}{\sqrt{(r_{e2}^2 - r_{e1}^2) \cos^2(\vec{r}_i; \vec{r}_{e1}) + r_{e1}^2}}$$

где \vec{r}_i – вектор направления от точки P на i -скважину; \vec{r}_{e1} – вектор направления слоистости; \vec{r}_{e2} – вектор, перпендикулярный направлению слоистости (см. рис. 4); r_{e1} – расстояние, на котором в направлении слоистости \vec{r}_{e1} энергия взрыва затухает в e раз; r_{e2} – расстояние, на котором в направлении \vec{r}_{e2} перпендикулярно слоистости энергия взрыва затухает в e раз ($r_{e1} > r_{e2}$).

Аналогичным образом в $r_e(\vec{r}_i)$ можно учесть влияние некоторых других факторов, например направления взрывания сети коммутации скважин, взаимовлияния соседних зарядов (применив метод электрогидродинамических аналогий, описанный в работах Власова [Власов, 1957], Боровикова и Ванягина [Боровиков, Ванягин, 1990]).

Наличие анизотропии трещиноватости делает расстояние r_e функцией интенсивности трещиноватости в направлении \vec{r}_i . Учитывая, что взрывная волна при прохождении

каждой трещины (перпендикулярно ей) теряет некоторую одинаковую долю своей энергии, будем считать, что энергия волны с расстоянием от заряда в трещиноватой среде экспоненциально убывает от числа пройденных волной трещин и от пройденного расстояния. Запишем энергию взрыва от i -той скважины в точке P :

$$E_i(P) = E_{0i} \exp \left[-\frac{|\vec{r}_i|}{r_e} \right] k^{f(\vec{r}_i)}, \quad (3)$$

$$f(\vec{r}_i) = |\vec{r}_i| L(\vec{r}_i),$$

где E_{0i} – начальная энергия взрыва в i -той скважине, \vec{r}_i – вектор направления от точки P до i -той скважины, r_e – расстояние, на котором в данной среде энергия взрыва убывает в e раз, $f(\vec{r}_i)$ – число трещин, пройденных волной от скважины до точки P , $L(\vec{r}_i)$ – интенсивность трещиноватости в направлении \vec{r}_i ; k – коэффициент ослабления энергии волны при прохождении трещины (соотношение энергии после прохождения трещины к энергии до прохождения, $0 < k < 1$).

На одну точку массива может влиять энергия от нескольких зарядов (как правило, в относительно небольшом радиусе из-за экспоненциального убывания энергии). Упрощённо, энергия от разных зарядов суммируется, и в результате энергию $E(P)$ в точке P можно записать как

$$E(dV) = E(P) = \sum_i E_i(P). \quad (4)$$

Подставляя (3) в (4), получим выражение для номинальной энергии $E(dV)$ в точке P в случае наличия анизотропии трещиноватости:

$$E(dV) = E(P) = \sum_i E_{0i} \exp \left[-\frac{|\vec{r}_i|}{r_e} \right] k^{f(\vec{r}_i)}. \quad (5)$$

Рассчитанные с помощью данной модели распределения энергии по буровзрывному блоку при использовании шахматной сетки скважин изображены на рисунке 5.

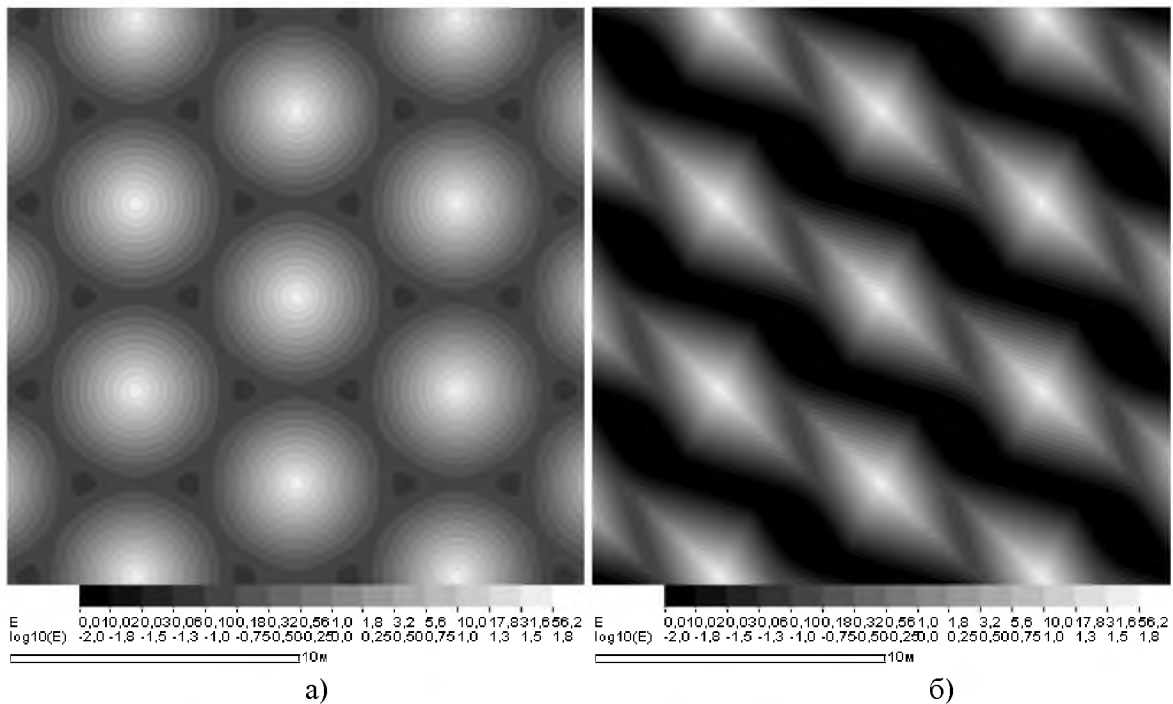


Рис. 5. Распределение номинальных значений энергии (E , МДж/м³) от взрывов скважин в горизонтальном сечении буровзрывных блоков при отсутствии выраженной анизотропии (а) и в условиях анизотропии трещиноватости (б)

Fig. 5. Distribution of energy E (MJ/m³, nominal values) produced by blasting holes in isotropic rocks (a) and anisotropically fractured rocks (b) in horizontal section of bench



Кроме учитываемых описанной моделью слоистости и трещиноватости породы, на процесс дробления влияют и другие естественные и технологические параметры: напряжения в породном массиве, направление взрывания сети коммутации скважин, интервалы замедления, характеристики ВВ (и т.д.) Эти параметры в данной статье не рассматриваются, так как её основная цель – описать на качественном уровне влияние анизотропии трещиноватости на дробление при прочих равных условиях.

Модифицированная сетка скважин с поворотом и сдвигом рядов

Опишем математическую модель сетки скважин, учитывающей форму распределения энергии взрыва по БВР-блоку в условиях анизотропии трещиноватости (см. рис. 5 б). К параметрам a (РМС), b (РМР) шахматной сетки добавим параметры c – сдвиг соседнего ряда скважин, β – угол поворота рядов (см. рис. 1в).

Скважины располагаются в координатах

$$\begin{pmatrix} x_s \\ y_s \end{pmatrix}_{ij} = \begin{pmatrix} \cos \beta & -\sin \beta \\ \sin \beta & \cos \beta \end{pmatrix} \begin{pmatrix} a & c \\ 0 & b \end{pmatrix} \begin{pmatrix} i \\ j \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \cos \beta & -\sin \beta \\ \sin \beta & \cos \beta \end{pmatrix} \begin{pmatrix} ai + cj \\ bj \end{pmatrix},$$

где $(x_s; y_s)_{ij}$ – координаты ij -й скважины, j – номер ряда ($j \in \mathbb{Z}$), i – номер скважины в ряду ($i \in \mathbb{Z}$), a, b, c, β – параметры сетки скважин (РМС, РМР, сдвиг соседнего ряда, угол поворота рядов соответственно).

Параметры a, b, c (выражающие расстояния) могут быть заменены на параметры g, d, h :

$$g = \sqrt{ab}; \quad d = \sqrt{b/a}; \quad h = c/a. \tag{6}$$

Соответственно,

$$a = g/d; \quad b = gd; \quad c = ah.$$

Параметр g (м) равен расстоянию между рядами и между скважинами при квадратной сетке, дающей равный с шахматной сеткой (a, b) удельный расход ВВ; безразмерный параметр d описывает соотношение сторон шахматной сетки; безразмерный параметр h описывает величину сдвига соседнего ряда относительно расстояния между скважинами в ряду.

Координаты скважин можно выразить через параметры g, d, h так:

$$\begin{pmatrix} x_s \\ y_s \end{pmatrix}_{ij} = g \cdot \begin{pmatrix} \cos \beta & -\sin \beta \\ \sin \beta & \cos \beta \end{pmatrix} \begin{pmatrix} 1/d & h/d \\ 0 & d \end{pmatrix} \begin{pmatrix} i \\ j \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \cos \beta & -\sin \beta \\ \sin \beta & \cos \beta \end{pmatrix} \begin{pmatrix} (g/d)(i + hj) \\ gdj \end{pmatrix}.$$

Среди параметров g, d, h, β модифицированной сетки скважин только параметр g связан с плотностью расстановки скважин $1/(ab)$ (определяемой из необходимого удельного расхода ВВ), параметры d, h, β влияют на форму (геометрию) сетки, но не на удельный расход ВВ.

Поиск оптимальных параметров сети буровзрывных скважин в условиях трещиноватости массива

При выполнении оптимизации буровзрывных работ необходимо сделать так, чтобы выходная доля горной массы, заключённая в кусках размером в заданном диапазоне $(d_{min}; d_{max})$, принимала максимальное значение. Условие максимальной доли выхода кусков требуемых размеров в объёме V буровзрывного блока можно записать как

$$\int_V C_d(d_{cp}(dV)) dV \rightarrow \min \tag{7}$$

где $d_{cp}(dV)$ – размер среднего выходного куска в объёме dV блока; $C_d(x)$ – штрафная функция (также называемая «функцией потерь»), которая ставит в соответствие переданному размеру куска x некоторое значение штрафа (чем менее желательно присутствие кусков размером x , тем больше штраф). График примера такой функции приведён на рисунке 6а. Если кусок имеет требуемый размер ($d_{min} \leq x \leq d_{max}$), штрафная функция принимает меньшие значения.

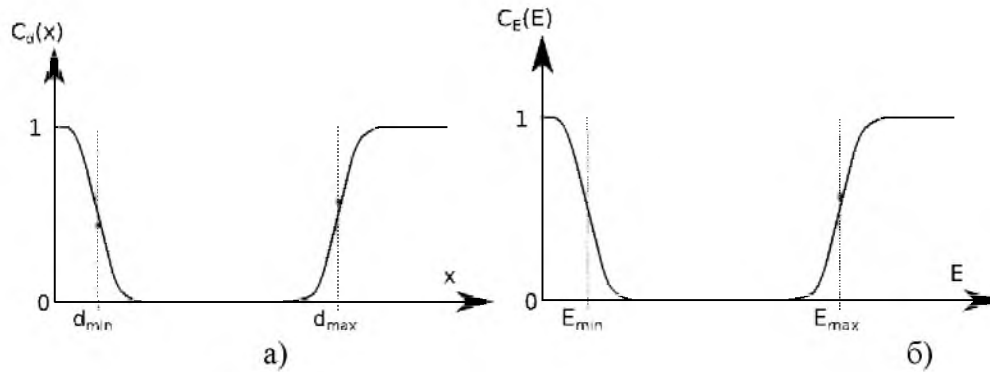


Рис. 6. Графики штрафных функций: а) от размера куска; б) от номинальной энергии

Fig. 6. Plots of cost functions: a) of lump size; b) of nominal energy

Учитывая, что размер куска связан с коэффициентом дробления соотношением $K_{др} = L_{cp}/d_{cp}$; коэффициент дробления есть функция от затраченной энергии (1); и затраченная на дробление энергия есть функция от энергии, переданной объёму (2), условие (7) можно выразить через энергию, переданную объёму куска dV :

$$\int_V C_E(E(dV))dV \rightarrow min \quad (8)$$

где $E(dV)$ – энергия, переданная объёму dV , $C_E(E(dV))$ – штрафная функция (аналогичная $C_d(x)$, см. рис. 6б), принимающая свои наименьшие значения в диапазоне $(E_{min}; E_{max})$. Максимальному полезному значению энергии E_{max} соответствует минимальное значение размера куска d_{min} , и наоборот, минимальному необходимому значению энергии E_{min} соответствует максимальный допустимый размер куска d_{max} .

К штрафной функции $C_E(E)$ предъявляются требования гладкости (для использования градиентных методов оптимизации) и ограниченности (т.к. допустимо, что небольшое количество выходных кусков может иметь размеры за пределами заданного диапазона $(d_{min}; d_{max})$). В качестве штрафной функции можно применить сумму двух сигмоид (см. рис. 6б):

$$C_E(E) = \frac{1}{1 + e^{-(E-E_{min})/k_{min}}} + \frac{1}{1 + e^{-(E-E_{max})/k_{max}}} \quad (9)$$

$k_{min} < 0; k_{max} > 0$

где E – значение номинальной энергии (Дж/м³); E_{min} – нижний порог допустимой номинальной энергии; E_{max} – верхний порог допустимой номинальной энергии; k_{min} и k_{max} – параметры растяжения сигмоид, определяющие ширину их переходов от 0 к 1.

Для определения параметров порогов E_{min} и E_{max} штрафной функции $C_E(E)$ (9) построим с помощью зависимости (5) график функции $F_E(E)$ распределения объёма буровзрывного блока по значению номинальной энергии E , также построим (с помощью замеров гранулометрического состава взорванной массы на участке блока с неизменной естественной блочностью) график функции $F_d(x)$ распределения объёма взорванной горной массы по размерам кусков x (рис. 7). $F_E(E)$ – доля буровзрывного блока, в элементарных

объёмах dV которой значения номинальной энергии меньше или равны E ; $F_d(x)$ – доля раздробленной породы в кусках размерами меньше или равными x . Обозначим $E = Q_E(p)$ и $x = Q_d(p)$ соответственно функции-квантили этих распределений.

Полагая, что (при прочих равных условиях) всегда выполняется правило «с увеличением значения номинальной энергии E в объёме блока dV , уменьшается размер x выходного куска в данном объёме, и наоборот» (это правило следует из различных зависимостей [Оксанич, Миронов, 1982; Игнатенко и др., 2015] размера куска от количества ВВ), мы можем задать некоторую долю p блока с размерами кусков $x \leq Q_d(p)$ и значениями номинальной энергии $E \geq Q_E(1 - p)$, и максимальное значение размера куска $x_0 = Q_d(p)$ в ней будет соответствовать минимальному значению номинальной энергии $E_0 = Q_E(1 - p)$ (рис. 7).

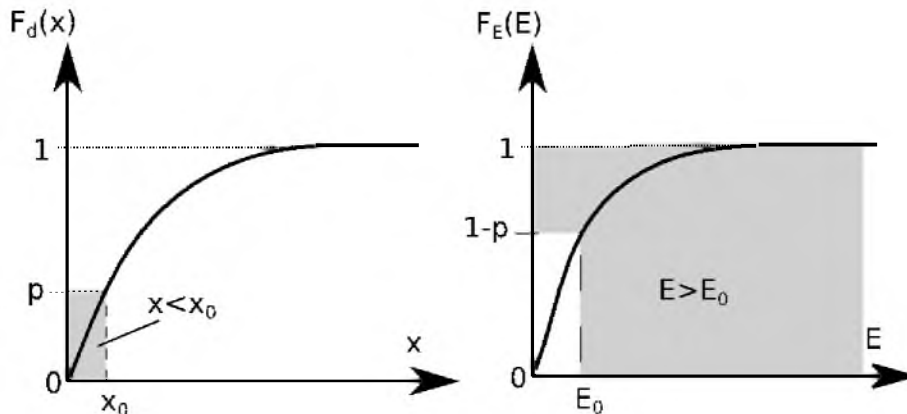


Рис. 7. Взаимосвязь размера куска x и номинальной энергии E . Доля p кусков размером $x \leq x_0$ соответствует доле p участков с номинальной энергией $E \geq E_0$

Fig. 7. Dependency of lump size x and nominal values of energy E . Share p of lumps with size $x \leq x_0$ corresponds to share p of locations with nominal energy $E \geq E_0$

Из этого соответствия можно вывести зависимость $x(E)$ размера куска x в объёме dV от значения номинальной энергии E в том же объёме dV и обратную ей зависимость $E(x)$:

$$\begin{aligned} x(E) &= Q_d(1 - F_E(E)), \\ E(x) &= Q_E(1 - F_d(x)). \end{aligned}$$

Варьируя долю породы p в диапазоне $(0; 1)$, будем получать значения номинальной энергии E и соответствующие им размеры куска x . Это даёт возможность построить таблицы значений функций $E(x)$ и $x(E)$ и затем определить для требуемого диапазона размера кусков $(d_{min}; d_{max})$ соответствующие пороговые значения номинальной энергии $(E_{max}; E_{min})$:

$$\begin{aligned} E_{min} &= Q_E(1 - F_d(d_{max})), \\ E_{max} &= Q_E(1 - F_d(d_{min})), \end{aligned}$$

используемые в штрафной функции $C_E(E)$. Коэффициенты k_{min} и k_{max} , определяющие ширины переходов штрафной функции от 0 к 1, предлагается подбирать опытным путём, визуально оценивая график штрафной функции и проводя вычислительные эксперименты.

Подставляя (5) в (8), получим выражение, которое следует минимизировать для улучшения качества дробления:

$$\int_V C_E \left(\sum_i E_{0i} \exp \left[-\frac{|\bar{r}_i|}{r_e} \right] k^{f(\bar{r}_i)} \right) dV \rightarrow \min \tag{10}$$



Номинальная энергия E_{0i} взрыва i -той скважины рассчитывается как энергия ВВ в этой скважине из удельного расхода q_{00} , необходимого для дробления породного массива до требуемого среднего размера куска $d_{мрб}$.

Определение параметров сетки скважин

Интеграл (10) имеет сложный вид, поэтому его нужно находить одним из численных методов. При некоторых допущениях можно значительно сократить объём расчётов:

1) скважины часто располагаются вертикально, поэтому можно рассчитывать интеграл (10) не по объёму блока V , а по его площади;

2) рассматриваемые сетки являются регулярными (повторяются с шагами a и b), поэтому достаточно минимизировать интеграл (10) в пределах прямоугольника внутри блока со сторонами (a, b) , сторона a которого совпадает с направлением рядов, поделив его значение на площадь прямоугольника (ab) , чтобы было можно сравнивать значения при различных a, b ;

3) влияние скважин снижается экспоненциально расстоянию, поэтому при расчёте значений подинтегральной функции в пределах прямоугольника (a, b) можно не учитывать влияние дальних скважин;

4) вместо поворота рядов на угол β можно поворачивать углы систем трещин на угол $(-\beta)$.

В итоге, минимизируемая целевая функция будет выглядеть следующим образом:

$$F(a, b, c, \beta) = \frac{1}{ab} \int_0^a \int_0^b C_E \left(\sum_{ij} E_{0ij} \exp \left[-\frac{|\vec{r}_{ij}|}{r_e} \right] k f^*(\vec{r}_{ij}) \right) dy dx \rightarrow \min$$

$$\vec{r}_{ij} = \begin{pmatrix} a & c \\ 0 & b \end{pmatrix} \begin{pmatrix} i \\ j \end{pmatrix} - \begin{pmatrix} x \\ y \end{pmatrix},$$

где \vec{r}_{ij} – вектор направления на ij -тую скважину от точки $(x; y)$, j – номер ряда ($j = -m, -m+1, \dots, 0, \dots, m-1, m$), i – номер скважины в ряду ($i = -n, -n+1, \dots, 0, \dots, n-1, n$), a, b, c – параметры сетки скважин; $f^*(\vec{r}_{ij}) = |\vec{r}_{ij}| L^*(\vec{r}_{ij})$ – число трещин в направлении вектора \vec{r}_{ij} , повернутого на угол $(-\beta)$. Размеры сетки m, n берутся минимально такими, чтобы влияние крайних скважин на прямоугольник $(0, 0)-(a, b)$ было незначительным.

Чтобы исключить взаимосвязь параметров a, b при одинаковом удельном расходе ВВ, выполним замену параметров a, b, c (м) на g (м) и безразмерные d, h (б). Параметр g вычисляется из требуемого удельного расхода и вместимости скважин, постоянен при минимизации целевой функции, параметр d может меняться. Целевая функция записывается так:

$$F(d, h, \beta) = \int_0^{g/d} \int_0^{gd} C_E \left(\sum_{ij} E_{0ij} \exp \left[-\frac{|\vec{r}_{ij}|}{r_e} \right] k f^*(\vec{r}_{ij}) \right) dy dx \rightarrow \min \quad (11)$$

$$\vec{r}_{ij} = g \begin{pmatrix} 1/d & h/d \\ 0 & d \end{pmatrix} \begin{pmatrix} i \\ j \end{pmatrix} - \begin{pmatrix} x \\ y \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} (g/d)(i + hj) - x \\ gdj - y \end{pmatrix}$$

Параметры затухания энергии с расстоянием r_e (расстояние, на котором энергия взрыва убывает в e раз), k (доля оставшейся в волне энергии при прохождении одной трещины) должны быть рассчитаны по результатам экспериментов. Эта задача усложняется тем, что непосредственное измерение энергии взрыва в определённом месте блока невозможно в условиях практики. Уточнение количественных характеристик этой зависимости отложено на будущее, проделаны лишь теоретические разработки по поиску направлений экстремумов интенсивности трещиноватости и математическому моделированию зон разрушения.

Пример определения параметров модифицированной сетки скважин

В качестве примера возьмём участок с тремя системами трещин $\vec{\omega}_1 = \{8,53; 8,29\}$, $\vec{\omega}_2 = \{2,34; -4,43\}$, $\vec{\omega}_3 = \{1,47; 0,15\}$ (см. рис. 5). Пусть штрафная функция (5) имеет параметры $E_{min} = 1$ МДж/м³, $E_{max} = 60$ МДж/м³, $k_{min} = -0.15$, $k_{max} = 2$, начальная удельная энергия в скважине $E_{0i} = 50$ МДж/м³, коэффициенты затухания $r_g = 6$ м, $k = 0.8$, эквивалентный размер шахматной сетки скважин $g = 6$.

Рассчитанные параметры d, h, β сеток скважин приведены в таблице, соответствующие им диаграммы распределения энергии приведены на рисунке 9.

Таблица
Table

Значения параметров d, h, β различных сеток скважин
 d, h, β values for various blasting holes patterns

Эксперимент	d	h	β, \circ	$F(d, h, \beta)$
Квадратная сетка	1	0	0	1.213794
Шахматная сетка	0.928	0.5	0	1.213440
Оптимизированная сетка	1.027	0.44	53.1	1.210941

Исходя из математической модели, зона разрушения скважины имеет форму, схожую с формой диаграммы расстояния от скважины до ближайшей трещины (см. рис. 8б, рис. 9). В работах Воробьева и др. [Воробьев и др., 1977], а также Ефремова и Пастухова [Ефремов, Пастухов, 1990] упоминается, что при дроблении крупноблочных гранитов форма зоны разрушений от взрыва скважины была близкой к крестообразной, а при дроблении мелкоблочных – близкой к эллипсоидальной с коэффициентом анизотропии 1.05-1.45, а иногда и более. Азимуты простирания большой оси зоны дробления совпадали с азимутом простирания одной из систем трещин или отличались незначительно. Это совпадает с результатами математического моделирования в данной работе.

Для более равномерного распределения энергии по буровзрывному блоку следует располагать скважины так, чтобы замостить всю площадь блока зонами разрушения, не допуская пропусков или значительных наложений зон. Сложная форма зоны разрушения не позволяет полностью замостить площадь блока без пересечений, и возможны различные варианты размещения. Поэтому рекомендуется выполнять минимизацию функции $F(d, h, \beta)$ множество раз методом градиентного спуска с разными начальными условиями d_0, h_0, β_0 (по 5-10 вариантов каждого параметра), а затем выбирать наиболее подходящие в данных условиях варианты с минимальными значениями F . На рисунке 10 изображены варианты такого размещения.

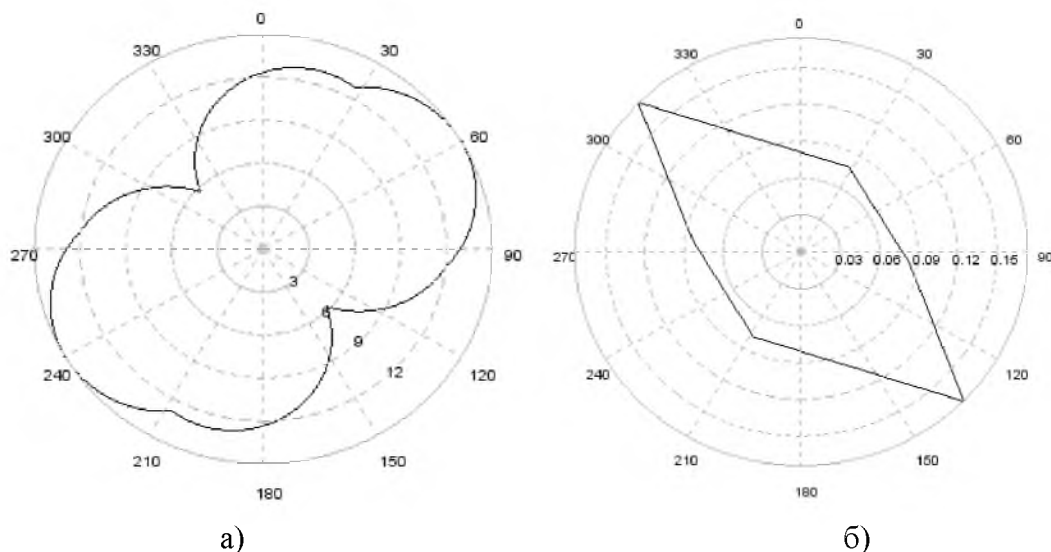


Рис. 8. Диаграмма интенсивности трещиноватости (а) и диаграмма среднего расстояния до ближайшей трещины (б) из примера

Fig. 8. Chart of fracturing intensity (a) and average distance to nearest fracture (b) from our example

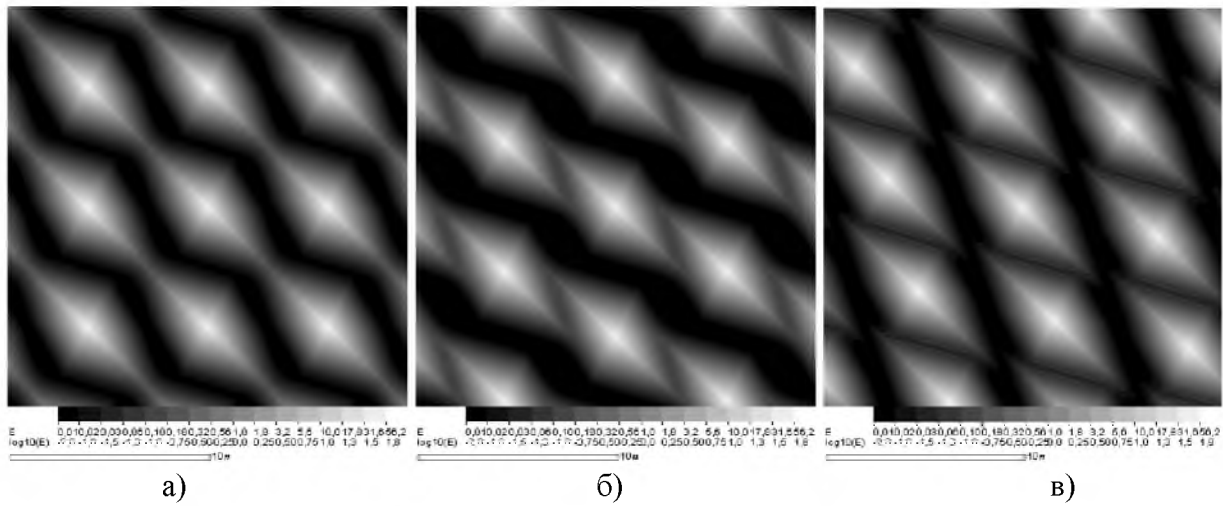


Рис. 9. Распределение энергии на блоке из примера:
 а) квадратная сетка; б) шахматная сетка; в) оптимизированная сетка
 Fig. 9. Distribution of energy in a bench from our example:
 а) rectangular hole pattern; б) staggered hole pattern; в) optimized hole pattern

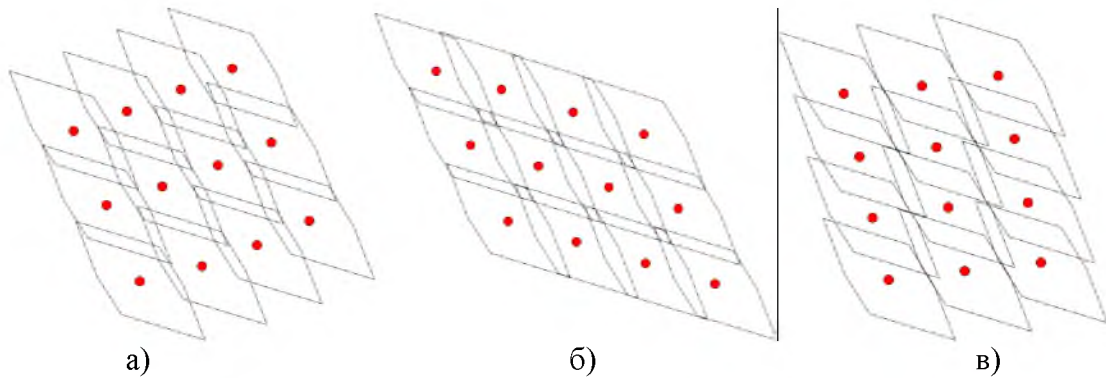


Рис. 10. Различные варианты сеток скважин и зоны разрушения от скважин
 Fig. 10. Variants of blasting hole patterns and crushing zones caused by blasting holes

Расчёт функции $F(\mathbf{d}, \mathbf{h}, \beta)$ (11) требует достаточно много вычислений, поэтому целесообразно применять ту или иную технологию параллельного программирования. Для этого успешно применялись параллельные коллекции стандартной библиотеки языка [Scala], но в зависимости от реализации можно применить другие технологии, например [OpenMP], [CUDA] или [OpenCL].

В случае отсутствия высокопроизводительных компьютеров можно вручную построить предполагаемую форму зоны разрушения скважины в виде выпуклого многоугольника $r = 1/L(\alpha)$ (см. рис. 8б). Углы многоугольника будут соответствовать минимумам интенсивности трещиноватости, которые определяются описанным в нашей работе [Редькин, Коновалов, 2016] методом. Затем, используя форму зоны разрушения, нужно вручную подобрать сетку скважин с равномерным покрытием блока зонами разрушения (см. рис. 10). При этом необходимо выдерживать определённую из удельного расхода ВВ плотность сети скважин (1 скважина на $g^2 m^2$ площади блока). Следует отметить, что первый способ с использованием вычислительной техники даёт больше вариантов для рассмотрения и автоматически отбрасывает плохие варианты, поэтому желательно задействовать его.

Выводы

С помощью разработанных математических моделей распределения энергии взрыва по буровзрывному блоку показано, что зона дробления от скважинного заряда имеет форму круга в случае изотропных пород; эллипса в случае слоистых (1 система трещин) и



близкую к форме диаграммы расстояния до ближайшей трещины [Редькин и др., 2013] в случае сложной анизотропии трещиноватости. Это качественно подтверждается в проведённых ранее экспериментальных исследованиях [Воробьев и др., 1977; Ефремов, Пастухов, 1990]. Для уточнения количественных зависимостей необходимо провести дополнительные эксперименты.

Учёт сложной анизотропии трещиноватости повышает адекватность моделей распределения энергии взрыва, так как модели, не учитывающие анизотропию, не предсказывают крестообразную форму зоны дробления, проявляющуюся в экспериментах Воробьева и др. [Воробьев и др., 1977].

Для более равномерного дробления породы предлагается модифицировать сетку скважин таким образом, чтобы увеличить долю раздробленной породы, заключённую в кусках размером в требуемом диапазоне. В шахматную сетку скважин, определяемую параметрами РМР (расстояние между рядами) и РМС (расстояние между скважинами), добавляются параметры поворота рядов β и сдвига скважин в соседнем ряду c .

Список литературы

References

1. Боровиков В.А., Ванягин И.Ф. 1990. Моделирование действия взрыва при разрушении горных пород. М., Недра, 231.
Borovikov V.A., Vanyagin I.F. 1990. Modelirovanie deystviya vzryva pri razrushenii gornykh porod. Moscow, Nedra, 231. (in Russian)
2. Власов О.Е. 1957. Основы теории действия взрыва. М., Изд-во ВИА, 408.
Vlasov O.E. 1957. Osnovy teorii deystviya vzryva. Moscow, Izd. VIA, 408. (in Russian)
3. Воробьев В.Д., Кратковский И.Л., Мяделец Б.Н. и др. 1977. Влияние анизотропии гранитов на выбор параметров сетки скважинных зарядов. Горный журнал, 4: 46–48.
Vorob'ev V.D., Kratkovskiy I.L., Myadelets B.N. et al. 1977. Vliyanie anizotropii granitov na vybor parametrov setki kvazhinnykh zaryadov. Gornyy zhurnal, 4: 46–48. (in Russian)
4. Ефремов Э.И., Петренко В.Д., Пастухов А.И. 1990. Прогнозирование дробления горных массивов взрывом. Ин-т. технологической механики, Киев, Наук. думка, 120.
Efremov E.I., Petrenko V.D., Pastukhov A.I. 1990. Prognozirovanie drobleniya gornykh massivov vzryvom. In-t. tekhnologicheskoy mekhaniki, Kiev, Nauk. dumka, 120. (in Russian)
5. Игнатенко И.М., Коновалов А.В., Овсянников А.Н., Фокин В.А. 2015. Методика определения рациональных параметров буровзрывных работ на основе математической модели прогнозирования кусковатости взорванной горной массы. В кн.: Бюллетень научно-технической и экономической информации «Черная металлургия», М., Черметинформация. 10: 37–40.
Ignatenko I.M., Konovalov A.V., Ovsyannikov A.N., Fokin V.A. 2015. Metodika opredeleniya ratsional'nykh parametrov burovzryvnykh rabot na osnove matematicheskoy modeli prognozirovaniya kuskovatosti vzorvannoy gornoy massy. In: Byulleten' nauchno-tekhnicheskoy i ekonomicheskoy informatsii «Chernaya metallurgiya». Moscow, Chermetinformatsiya. 10: 37–40. (in Russian)
6. Кузьменко А.А., Воробьев В.Д., Денисюк И.И., Дауетас А.А. 1990. Сейсмическое действие взрыва в горных породах. М., Недра, 173.
Kuz'menko A.A., Vorob'ev V.D., Denisyuk I.I., Dauetas A.A. 1990. Seysmicheskoe deystvie vzryva v gornykh porodakh. Moscow, Nedra, 173. (in Russian)
7. Кутузов Б.Н. 2008. Методы ведения взрывных работ: учебник для вузов. Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности. М., Горная книга; Мир Горной книги, Изд-во Московского государственного горного университета, 512.
Kutuzov, B.N. 2008. Metody vedeniya vzryvnykh rabot: uchebnik dlya vuzov. Part 2. Vzryvnye raboty v gornom dele i promyshlennosti. Moscow: Gornaya kniga, Mir Gornoy knigi, Izdatel'stvo Moskovskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta, 512. (in Russian)
8. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. 1982. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. М., Недра, 248.
Mosinets V.N., Abramov A.V. 1982. Razrushenie treshchinovatykh i narushennykh gornykh porod. Moscow, Nedra, 248. (in Russian)
9. Оксанич И.Ф., Миронов П.С. 1982. Закономерности дробления горных пород и прогнозирование гранулометрического состава. М., Недра, 166.



Oksanich I.F., Mironov P.S. 1982. Zakonomernosti drobleniya gornykh porod i prognozirovaniye granulometricheskogo sostava. Moscow, Nedra, 166. (in Russian)

10. Параллельные вычисления CUDA. Электронный ресурс. URL: <http://www.nvidia.ru/object/cuda-parallel-computing-ru.html> (дата обращения: 19 марта 2018).

CUDA Parallel Computations. Available at: <http://www.nvidia.ru/object/cuda-parallel-computing-ru.html> (accessed 19 March 2018). (in Russian)

11. Покровский Г.И. 1973. Взрыв. М., Недра, 184.

Pokrovskiy G.I. 1973. Vzryv. Moscow, Nedra, 184. (in Russian)

12. Редькин Г.М., Коновалов А.В. 2016. Метод определения направлений экстремумов интенсивности трещиноватости. Вестник БГТУ им. В.Г.Шухова, 2: 121–127.

Red'kin G.M., Kononov A.V. 2016. Method for finding the directions of fracturing intensity extremums. Vestnik BGTU im. V.G.Shukhova, 2: 121–127. (in Russian)

13. Редькин Г.М., Коновалов А.В., Алексанов В.Ю. 2013. Математическое моделирование средней естественной отдельности. Горный информационно-аналитический бюллетень, 9: 351–357.

Red'kin G.M., Kononov A.V., Aleksanov V.Yu. 2013. Mathematical modeling of average natural cleavage. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten' [Mining informational and analytical bulletin], 9: 351–357. (in Russian)

14. Татарчук С. 2006. Автоматизированная расстановка скважин для неоднородных блоков с произвольной конфигурацией. В кн.: Сборник докладов международного семинара «Передовые технологии проектирования буровзрывных работ на карьерах» (Кыргызская республика, озеро Иссык-Куль, 4–7 сентября 2006 г.). Бишкек, КРСУ: 20–26.

Tatarchuk S. 2006. Avtomatizirovannaya rasstanovka skvazhin dlya neodnorodnykh blokov s proizvol'noy konfiguratsiyey. In: Sbornik dokladov mezhdunarodnogo seminar'a «Peredovyye tekhnologii proektirovaniya burovzryvnykh rabot na kar'erakh» (Kyrgyzskaya respublika, ozero Issyk-Kul', 4–7 September 2006). Bishkek, KRSU: 20–26.

15. Федосеев А.В. 2014. Обоснование размеров сетки скважинных зарядов при взрывном разрушении слоистых массивов железистых кварцитов. Дис. ... канд. техн. наук. СПб., 122.

Fedoseev A.V. 2014. Obosnovanie razmerov setki skvazhinnykh zaryadov pri vzryvnom razrushenii sloistyykh massivov zhelezistykh kvartsitov: Dis. ... kand. tekhn. Saint Petersburg., 122. (in Russian)

16. Engineering geology field manual, Second Edition, Vol. II. U.S. Department of the Interior, Bureau of Reclamation, 2001.

17. Gomes-Sebastiao G.L., de Graaf W.W. 2017. An investigation into the fragmentation of blasted rock at Gomes Sand. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, volume 117, April 2017. University of Pretoria: 321–328.

18. OpenCL The open standard for parallel programming of heterogeneous systems. Available at: <https://www.khronos.org/opencl/> (accessed 19 March 2018).

19. Scala Programming Language. Available at: <http://scala-lang.org/> (accessed 19 March 2018).

20. The OpenMP® API specification for parallel programming. Available at: <http://openmp.org/> (accessed: 18 March 2018).