ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень /
MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin, 2019;(11):48-58

УДК 622.24.051 DOI: 10.25018/0236-1493-2019-11-0-48-58

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАСШИРЕНИЙ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ПРИ ОТБОЙКЕ ВЕЕРАМИ

Р.И. Егембердиев[1], Н.В. Угольников[2], Х.А. Юсупов[1], И.Н. Столповских[1]

[1] Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева, Алматы, Казахстан, e-mail: ryegemberdiyev@borusan.com
[2] Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, Магнитогорск, Россия

Аннотация: Бурение в скальных породах является ключевым процессом в горном деле и играет очень важную роль в производительности, стоимости и эффективности. Представлена расчетная схема для оценки зоны действия пары различно ориентированных удлиненных зарядов. После определения параметров скважинных зарядов в веере проводилось графическое определение углов к точке наблюдения от концов скважинных зарядов для каждой пары скважин в веере. Определены значения скоростей смещения среды при воздействии сжимающих динамических напряжений для каждой пары скважинных зарядов в веере, а также параметры расширенных полостей скважин. Для исследования зависимости величины расширенных полостей скважинных зарядов от геометрии расположения скважин в веере предлагается оценка параметров буровзрывных работ при обуривании массива рассредоточенными веерами. Суммарная масса зарядов в расширенной полости скважины при обуривании камеры нечетными скважинами в 3 раза больше, чем при обуривании четными скважинными зарядами. При определении параметров расширенных полостей скважин большое внимание уделялось геометрии расположения скважин в веере, а в частности углу между линией заряда и лучом, проведенным в точку наблюдения из забоя скважины. Установлено, что применение расширенных полостей веерных скважинных зарядов позволяет существенно снизить объем бурения.

Ключевые слова: подземная разработка, веерное расположение скважин, расширение скважин, критическая скорость смещения среды, эквивалентное приведенное расстояние.

Для цитирования: *Егембердиев Р. И., Угольников Н. В., Юсупов Х. А., Столповских И. Н.* Обоснование параметров расширений скважинных зарядов при отбойке веерами // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 11. – С. 48–58. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-11-0-48-58.

Justification of blasthole expansion parameters in ring blasting

R.I. Yegemberdiyev[1], N.V. Ugolnikov[2], Kh.A. Yusupov[1], I.N. Stolpovskikh[1]

[1] Satbayev University, Almaty, Kazakhstan, e-mail: ryegemberdiyev@borusan.com
[2] G.I. Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia

Abstract: Hard rock drilling is a key process influencing productivity, cost and efficiency in mining. This article presents the design model to assess coverage of a couple of differently oriented elongated blastholes. In the design of blastholes in a ring, the angles from blasthole ends to the observation point were determined graphically for each couple of blastholes. The PPV values were

© Р.И. Егембердиев, Н.В. Угольников, Х.А. Юсупов, И.Н. Столповских. 2019.

determined under the action of dynamic compressive stresses for each couple of blastholes in the ring, and the parameters of cavity expansion in blastholes were found. For analyzing expansion of blastholes versus the ring pattern, the drill pattern design of spaced blastholes rings is estimated. The total mass of explosive charge in the expanded blasthole in blasting of odd-numbered holes is 3 times higher than in blasting of even-numbered holes. In determination of expansion parameters for blastholes, the emphasis was laid on the ring pattern geometry, namely, on the angle between the blasthole line and the ray plotted to the observation point from the hole bottom. It is found that expansion of blastholes in rings allows an essential reduction in meterage drilled.

Key words: underground mining, blasthole rings, blasthole expansion, critical PPV, equivalent reduced distance.

For citation: Yegemberdiyev R. I., Ugolnikov N. V., Yusupov Kh. A., Stolpovskikh I. N. Justification of blasthole expansion parameters in ring blasting. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019;(11):48-58. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-11-0-48-58.

Введение

Бурение в скальных породах является ключевым процессом в горном деле и играет очень важную роль в производительности, стоимости и эффективности. Разные геологические условия требуют разных методов добычи, а разные методы требуют разных видов бурения [1]. Системы разработки с подэтажным обрушением получили широкое распространение в мировой практике, благодаря несложной схеме подготовки, высокой производительности, практически полному отсутствию затрат на поддержание выработанного пространства, возможности оперативного изменения некоторых конструктивных параметров при изменении горно-геологических условий и качества полезного ископаемого [2].

Во время добычи полезных ископаемых деформация и разрушение массива горных пород являются очень важными факторами, которые доминируют в движении и зонировании горных пород. Численное моделирование обеспечивает реальный способ изучения деформации и разрушения горного массива [3].

При подземной отбойке наибольшее распространение получили параллельное и веерное расположение скважинных зарядов.

При параллельном расположении происходит более равномерное дробление массива, но характеризуется большим объемом подготовительно-нарезных работ и частыми перестановками бурового оборудования.

В практике отработки крутопадающих рудных залежей преимущественно используются варианты систем разработки с подэтажными штреками и магазинированием руды [4].

Поэтому наибольшее распространение получило веерное расположение скважин, которое по сравнению с параллельным расположением характеризуется более низким объемом подготовительных работ, но при веерном расположении скважинных зарядов выделяют ряд недостатков:

- увеличенный удельный расход ВВ;
- ухудшение качества дробления, особенно в донных участках расходящихся скважин;
- уменьшение выхода взорванной горной массы с погонного метра скважины.

Некоторая компенсация перечисленных недостатков при веерном расположении скважин возможна за счет расширения донных частей скважин.

Материалы и методы исследования

Анализ методов расчета геометрических параметров расположения веерных

скважинных зарядов показал, что наиболее применимым при определении параметров расположения веерных скважинных зарядов является использование принципа автомодельности, основанного на учете критических скоростей смещения массива в различных точках наблюдения, которые характеризуются упругими показателями горных пород.

Параметры расширенных полостей скважин могут быть определены по критическим скоростям смещения взрываемого массива с учетом реализации этих скоростей в точках между смежными скважинами в веере.

Напряжения, генерируемые взрывом, пропорциональны скорости смещения в рассматриваемых точках массива и акустической жесткости [5]:

$$\sigma_{сж(р)} = \rho_0 C_р V_{сж(р)}, \qquad (1)$$

где $\sigma_{сж(р)}$ — действующие сжимающие (растягивающие) напряжения, МПа; ρ_0 — удельная масса горной породы, кг/м^3; $C_р$ — скорость распространения продольной упругой волны в массиве (образце), м/с; $V_{сж(р)}$ — скорость смещения массива при действии сжимающих (растягивающих) напряжений, м/с.

Критическая скорость смещения среды связана с действующим напряжением посредством следующей зависимости [6]:

$$V_{кр}^{сж(р)} = \frac{\sigma_{сж(р)}}{\rho_0 C_р} K_д , \qquad (2)$$

где $K_д$ — коэффициент динамичности.

При исследовании энергии разрушения при статическом и динамическом нагружении пород коэффициент динамичности при воздействии сжимающих напряжений изменялся в пределах 1,5—4.

При действии растягивающих напряжений коэффициент динамичности приблизительно равен единице, поэтому в дальнейших расчетах им можно пренебречь.

Условием разрушения среды, ее отделения от массива и перемещения является равенство критическим значениям или их превышение возникающими при взрывном нагружении массива скоростями смещения:

$$V_{сж(р)} \geq V_{кр}^{сж(р)} , \qquad (3)$$

где $V_{сж(р)}$ — скорость смещения среды при воздействии сжимающих (растягивающих) динамических напряжений, м/с; $V_{кр}^{сж(р)}$ — минимальные (критические) значения скорости смещения массива, при которых происходит разрушение за счет сжимающих (растягивающих) напряжений, м/с.

Расстояние между скважинными зарядами при мгновенном взрывании должно соответствовать условию превышения суммарной скорости смещения массива от действия двух смежных зарядов значения критической скорости сжатия в каждой из точек, расположенных на отрезке, соединяющем концы этих зарядов.

Согласно закону энергетического подобия приведенное расстояние определяет динамические характеристики колебаний и зоны действия взрыва для точечных зарядов [5—7]:

$$R = \frac{r}{\sqrt[3]{Q}} , \qquad (4)$$

где r — расстояние от заряда до исследуемой точки массива, м; Q — масса сосредоточенного заряда, кг.

При скважинной отбойке в подземных условиях длина скважинного заряда значительно больше расстояний между смежными зарядами, а ориентация заряда по отношению к рассматриваемым точкам может быть различна. Зоны действия взрыва удлиненных зарядов подобны их форме вследствие того, что эффект взрыва определяется энергией определенного участка заряда ВВ, находящегося в непосредственной близости от рассматриваемой точки. Воздействие

остальной части заряда в этой точке незначительно и может не учитываться. На рис. 1 приведена схема определения эквивалентного расстояния.

Для определения длины активной части заряда необходимо знать точку наблюдения, которая будет характеризовать рациональное расстояние от конца скважинного заряда.

Возникающие при взрыве скорости смещения массива в данной точке определяются:

$$V_{сж(р)} = k_v \overline{r}^{-v}, \qquad (5)$$

где k_v — сейсмический коэффициент пропорциональности, зависящий от упругих параметров разрушаемых горных пород.

$$k_v = \sqrt[3]{\frac{C_p}{9\rho_0}\left(\frac{1+\mu}{1-\mu}\right)^2} = \sqrt[3]{\frac{C_p}{\rho_0}\left(1-\frac{4C_p^2}{3C_p^2}\right)^2}, \qquad (6)$$

где μ — коэффициент Пуассона; $v = 2{,}25$ — показатель степени; $\overline{r}$ — эквивалентное приведенное расстояние, м/кг$^{1/3}$.

Эквивалентное приведенное расстояние определяется:

$$\overline{r} = \frac{r_n}{\sqrt[3]{Q_{экв}}}, \qquad (7)$$

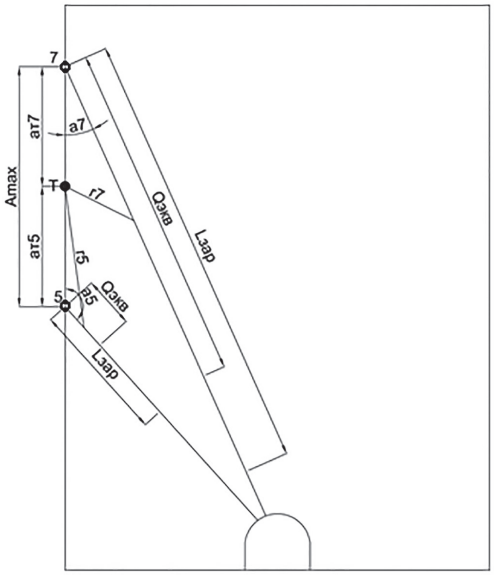
где r_n — расстояние от исследуемой точки до центра тяжести эквивалентного заряда, м.

Для того чтобы учитывать приведенные расстояния в заданных точках, необходимо приведение удлиненного заряда к эквивалентному сосредоточенному. Для этого необходимо определение массы сосредоточенных зарядов, эквивалентных удлиненным.

$$Q_{экв} = (l_{экв} Q)/l_{зар}, \qquad (8)$$

где $l_{экв}$ — длина эквивалентной активной части заряда, м; $l_{зар}$ — общая длина заряда, м.

Масса эквивалентного заряда может быть определена через коэффициент относительного увеличения приведенного расстояния за счет рассредоточения массы заряда по его длине:



5 (7) — номер скважины в веере; Т — точка наблюдения;
Amax — расстояние между концами скважин;
ат5 (ат7) — расстояние от конца 5 (7) скважины до точки наблюдения;
r5 (r7) — расстояние от исследуемой точки до центра тяжести эквивалентного заряда 5 (7) скважины;
$\alpha 5$ ($\alpha 7$) — угол от 5 (7) скважины к точке наблюдения

Рис. 1. Расчетная схема для оценки зоны действия пары различно ориентированных удлиненных зарядов

Fig. 1. The settlement scheme for assessment of an area couples of variously focused extended charges

$$Q_{экв} = Q/K_l^3, \qquad (9)$$

где K_l — коэффициент относительного увеличения приведенного расстояния.

Значение коэффициента K_l при различной удлиненности заряда в зависимости от величины угла луча наблюдения и ориентации точки наблюдения выражается следующими зависимостями [6–8]:

$$1 \le K_l = 0{,}115\sqrt{\alpha}\sqrt[3]{\frac{l_{зар}}{r}}$$

при $36° \le \alpha \le 180°$; (10)

$$1 \le K_l = 0{,}69\sqrt[3]{\frac{l_{зар}}{r}} \text{ при } \alpha \le 36°. \qquad (11)$$

Исследования области эффективного применения расширений скважинных зарядов при подземной разработке про-

Таблица 1

Физико-механические параметры медно-колчеданных руд Камаганского подземного рудника СФ ПАО «УГОК»
Physicomechanical parameters of copper and pyritic ores of the Kamagansky underground mine «UGOK»

Предел прочности при сжатии, МПа	Предел прочности при растяжении, МПа	Объемная масса, кг/м^3	Скорость продольной волны, м/с	Скорость поперечной волны, м/с
123,5	29,1	3830	4998	3048
187	37,6	4170	5386	3202
152,6	36,6	4110	5563	3322
177	37,2	4260	5024	3010
146,2	30,9	4390	5669	3420
208,8	48,3	4280	4855	3028
89,9	18,5	4330	4941	3003
96,7	25,1	4190	4620	3040

Таблица 2

Параметры скважинных зарядов в веере
Parameters of borehole charges in a ring blast

Порядковый номер скважины	Длина заряда ($\ell_{зар}$), м	Угол наклона ($\alpha_{скв}$), град	Длина скважины ($\ell_{скв}$), м	Масса заряда (Q), кг
1	6	–9	6,5	41,5
3	6,5	22	7	45,0
4	7	36	8	48,5
5	7,7	48	10,2	53,3
6	13	59	13,5	90,0
7	15,7	66	18,2	108,7
8	13,5	73	20	93,5
9	18,9	78	19,4	130,9
10	16,5	84	19	114,2
11	15,3	90	18,8	105,9
12	16,5	84	19	114,2
13	18,9	78	19,4	130,9
14	13,3	73	14,8	92,1
15	13,1	66	15,6	90,7
16	10,8	57	11,2	74,8
17	7,4	45	8,4	51,2
18	5,7	30	6,2	39,5
19	4,6	15	5,6	31,8
20	4,9	–2	5,4	33,9

водились на Камаганском подземном руднике СФ ПАО «Учалинский горно-обогатительный комбинат». Свойства медно-колчеданных руд представлены в табл. 1.

Расчет параметров расположения скважинных зарядов проводился по стандартной методике при следующих исходных данных: диаметр скважин $d_{скв}$ = = 0,105 м, плотность ВВ Δ = 800 кг/м^3, ширина камеры 15 м, высота камеры 20 м [9—11].

Параметры буровзрывных работ при веерной отбойке медно-колчеданных руд приведены в табл. 2.

После определения параметров скважинных зарядов в веере проводилось графическое определение углов от концов скважинных зарядов к точке наблюдения для каждой пары скважин в веере (рис. 2).

Отбойку руды при маломощных рудных телах (до 3 м) рекомендуется производить параллельными или параллельно-сближенными скважинами, а при средней мощности (3—20 м) — веерными или параллельными. При этом в качестве основной системы принята система разработки подэтажных штреков с магазинированием руды в выработанном пространстве (камере) [12].

По известным параметрам расположения скважинных зарядов в веере определялись скорости смещения массива между парами скважин в точке наблюдения, расположенной в центре отрезка на контуре выработки, а также суммарная скорость в рассматриваемой точке. Результаты расчетов приведены на рис. 3.

Анализ полученных данных показал, что в парах скважинных зарядов в веере 6—7, 15—16, 16—17 достигаемое при постоянном диаметре скважины эквивалентное приведенное расстояние, определенное по формуле (9), не позволяет качественно проработать участки массива между концами скважин.

При большом разбросе времени срабатывания скважинных детонаторов для достижения минимального сейсмического воздействия массового взрыва надо выбирать интервалы замедления в скважинных детонаторах больше времени разброса их срабатывания [4].

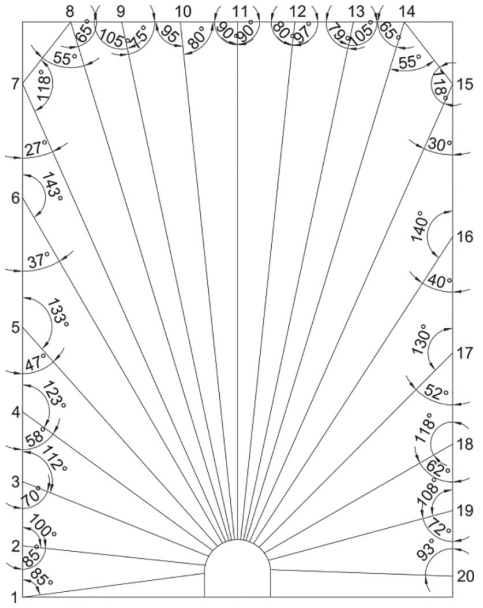


Рис. 2. Схема расположения веерных скважин при определении угла наклона к точке наблюдения

Fig. 2. The layout of blast holes when determining a tilt angle to an observation point

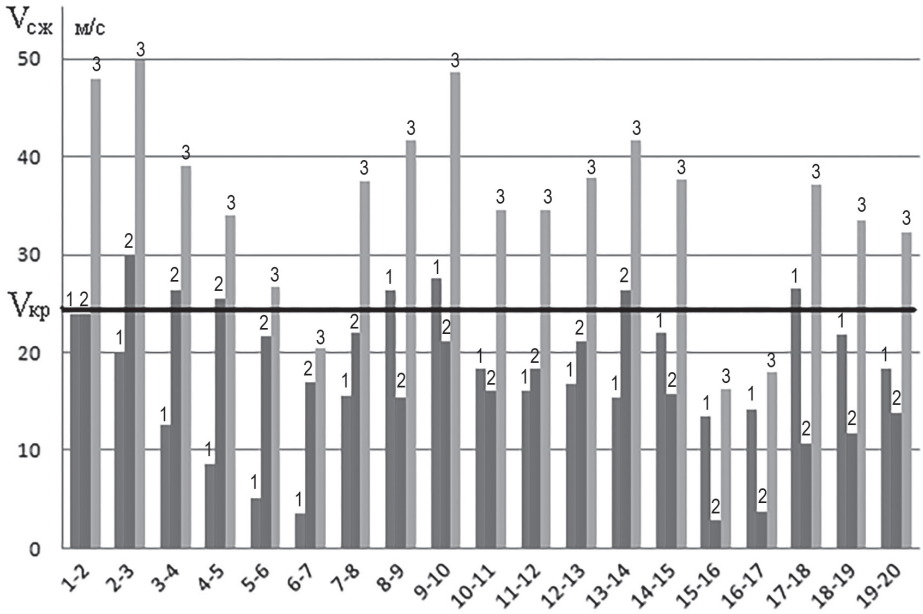


Рис. 3. Значение скоростей смещения среды при воздействии сжимающих динамических напряжений для каждой пары скважинных зарядов в веере

Fig. 3. The value of the velocity of displacement of the medium under the influence of compressive dynamic stresses for each pair of well charges in the blast holes

Таблица 3

Параметры расширенных полостей скважинных зарядов
Parameters of expanded cavities of borehole charges

Порядковый номер скважины	Масса заряда расширенной полости, кг	Длина котлового расширения, при диаметре расширителя, мм				Суммарная скорость смещения, м/с
		220	250	280	330	
6	40,0	4,8	3,0	2,1	1,3	24,2
7	21,3	2,6	1,6	1,1	0,7	
15	60	7,1	4,5	3,0	1,9	24,2
16	65	4,8	4,9	3,4	2,0	
16	65	4,8	4,9	3,4	2,0	26,4
17	—	—	—	—	—	
Сумма	186,3	19,3	14	9,6	5,9	

Объем проходки подготовительно-нарезных выработок значительно меньше при отбойке руды веерно расположенными скважинами. Но при этом увеличивается объем буровых работ, повышается неравномерность дробления руды и увеличивается выход негабарита [13].

Поскольку суммарная скорость смещения массива в рассматриваемых точках ниже, чем минимальные (критические) значения скорости смещения массива, при которых происходит разрушение, за счет сжимающих напряжений, предлагается применить расширение нижней части скважин. Параметры расширенных полостей скважинных зарядов при использовании расширителей различных диаметров представлены в табл. 3.

Применение расширенных полостей скважинных зарядов позволит, не уменьшая сетку скважин, проработать межскважинные участки массива в веере.

Следует отметить, что величина расширенной полости скважины не должна превышать длины активной части заряда. Если условие не выполняется, необходимо увеличить диаметр расширенной полости скважины.

Для исследования зависимости величины расширенных полостей скважинных зарядов от геометрии расположения скважин в веере предлагается оценка параметров буровзрывных работ при обуривании массива рассредоточенными веерами (рис. 4).

Произведенные расчеты показали, что геометрия расположения скважинных зарядов влияет на параметры расширенных полостей скважин (рис. 5).

Суммарная масса зарядов в расширенной полости скважины при обуривании камеры нечетными скважинами в 3 раза больше, чем при обуривании четными скважинными зарядами. Поэтому при определении параметров расширенных полостей скважин большое внимание следует уделять геометрии расположения скважин в веере, а в частности углу между линией заряда и лучом, проведенным в точку наблюдения из забоя скважины.

Применение расширенных полостей веерных скважинных зарядов позволяет существенно снизить объем бурения. Суммарный объем бурения веера из 20 скважинных зарядов составляет 252,6 м. При обуривании камеры четными скважинами веера суммарная длина скважин 129,1 м при суммарной длине расширенных полостей 23,9 м.

Суммарная масса заряда веера из 20 скважинных зарядов на камеру параметром 15×20 м при расстоянии между скважинами 2 м составила 1523 кг. При

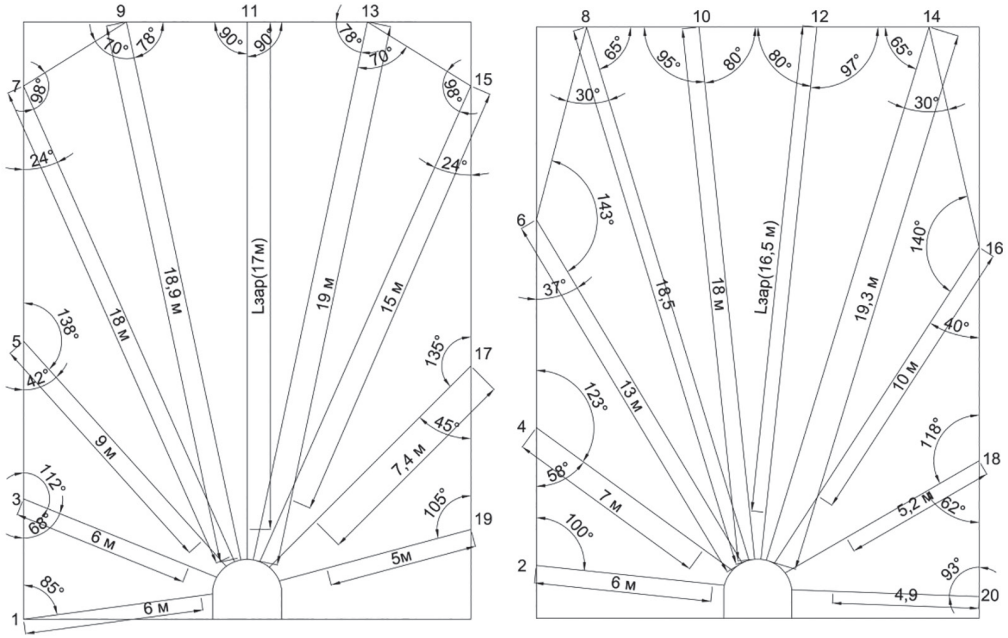


Рис. 4. Схема расположения нечетных и четных веерных скважин при определении угла наклона к точке наблюдения

Fig. 4. The layout of odd and even ring blast holes when determining a tilt angle to an observation point

взрывании четных скважин в веере с расширенными полостями 2329,7 кг. Увеличение массы заряда составило 807 кг.

Подробное изучение скоростей смещения массива при различной геометрии расположения скважинных зарядов в веере позволили определить влияние расстояния между концами скважинных зарядов на величину расширенных полостей. Значения длины расширенной полости скважины при различной ориентации точки наблюдения аппроксимируются следующими зависимостями:

$$l_{рп} = 0{,}0052a\,(\alpha + 240) - 6, \quad \text{при } 36° \le \alpha \le 60°; \qquad (12)$$

$$l_{рп} = 0{,}0024a^{3{,}95}, \quad \text{при } 60° < \alpha \le 110°. \qquad (13)$$

Последующие веера взрываются с замедлением по отношению к первому, поэтому значения приобретают растягивающие составляющие смещения среды. Скорости смещения массива при

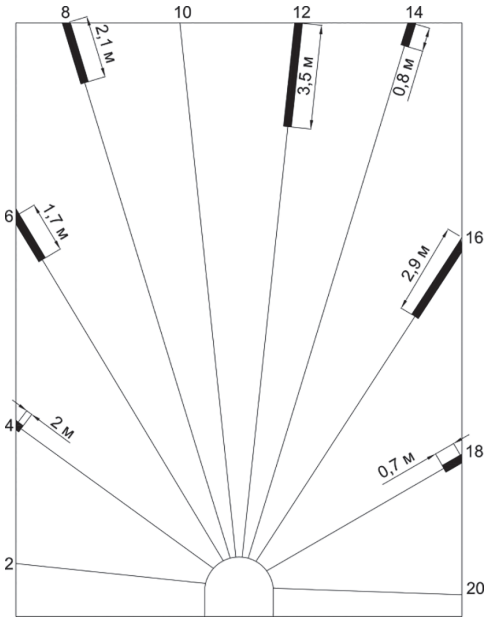


Рис. 5. Параметры расширенных полостей скважин

Fig. 5. Parameters of expanded cavities of blast holes

Таблица 4

Скорости смещения при действии растягивающих напряжений при ЛНС, равной 1,5 м
Shift speeds at action of the stretching tension at lines of the smallest resistance of equal 1.5 m

Порядковый номер скважины	Масса заряда, кг	Эквивалентная масса заряда, кг	Масса заряда в расширении, кг	Длина расширения, м	Эквивалентное приведенное расстояние, м/кг1/3	Скорость смещения массива при действии растягивающих напряжений, м/с
2	41,5	4,0	0,0	0,0	1,3	3,34
4	56,0	4,6	7,5	0,2	1,2	3,90
6	145,0	6,4	55,0	1,7	1,1	5,65
8	194,0	6,1	65,9	2,1	1,1	5,27
10	128,1	4,0	0,0	0,0	1,3	3,34
12	225,0	7,9	110,8	3,5	1,0	7,14
14	160,0	4,8	26,4	0,8	1,2	4,06
16	160,0	9,2	90,8	2,9	0,9	8,65
18	59,0	6,6	23,0	0,7	1,0	5,76
Сумма	1168,6	379,3	11,9			

различных значениях ЛНС определены в табл. 4, 5. Предельная скорость смещения составляет 2,3 м/с. Параметры котловых расширений определялись при диаметре расширителя 330 мм.

Соотношения ЛНС скважинной к ЛНС шпуровой отбойки могут быть различными в завсимости от длины шпура и скважин, скорости детонации, плотности ВВ и коэффициента сближения скважинных и шпуровых зарядов [14].

Основные выводы

При увеличении ЛНС с 1,5 до 2,5 м масса заряда в расширенных полостях скважин увеличилась на 396,3 кг, а длина расширения — на 12,5 м. Расширение скважин в веере возможно проводить по всей длине скважины. Определение параметров таких полостей проводится таким же образом, как и для донных его частей. В настоящее время разрабатываются рекомендации по определению па-

Таблица 5

Скорости смещения при действии растягивающих напряжений при ЛНС, равной 2,5 м
Shift speeds at action of the stretching tension at lines of the smallest resistance of equal 2.5 m

Порядковый номер скважины	Масса заряда, кг	Эквивалентная масса заряда, кг	Масса заряда в расширении, кг	Длина расширения, м	Эквивалентное приведенное расстояние, м/кг1/3	Скорость смещения массива при действии растягивающих напряжений, м/с
2	80,0	12,8	38,5	1,2	1,6	2,32
4	95,0	13,1	46,5	1,5	1,6	2,34
6	175,0	13,0	85,0	2,7	1,6	2,34
8	250,0	13,0	121,9	3,8	1,6	2,34
10	250,0	13,0	121,9	3,8	1,6	2,34
12	225,0	13,1	110,8	3,5	1,6	2,35
14	260,0	13,0	126,4	4,0	1,6	2,34
16	160,0	15,4	90,8	2,9	1,5	2,52
18	70,0	13,0	34,0	1,1	1,6	2,34
Сумма	1565	775,7	24,4			

раметров расширенных полостей скважин, расположенных в разных частях скважины [15]. Расчеты параметров буровзрывных работ определены при помощи электронных таблиц типа EXCEL. При изменении условий электронные таблицы позволят оперативно определить параметры расширенных полостей скважин.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Li J.-G., Zhan K.* Intelligent Mining Technology for an Underground Metal Mine Based on Unmanned Equipment // Engineering. 2018. Vol. 4. Iss. 3. Pp. 381—391.

2. *Skawina B., Greberg J., Salama A., Gustafson A.* The effects of orepass loss on loading, hauling, and dumping operations and production rates in a sublevel caving mine // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2018. April, Vol. 118, pp. 409—418.

3. *Cheng G., Chen C., Li L., Dai F., Ren B.* Numerical modelling of strata movement at footwall induced by underground mining // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2018. 108, pp. 142—156.

4. *Белин В.А.*, *Горбонос М.Г.*, *Мангуш С.К.*, *Эквист Б.В.* Новые технологии ведения взрывных работ // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — ОВ 1. — С. 87—101.

5. *Pergament V., Melnikov Iv., Suraev V., Melnikov I., Vassiliev K., Kotik M., Shevtsov N.* Ensuring seismic safety of the explosive works and evaluation of the consequences related to technogenic and natural seismic events // Minno delo i Geologia. 2014. no 1—2. pp. 57—63.

6. *Пергамент В.Х.* Учет пространственной рассредоточенности заряда ВВ в задачах взрывного дела / Инженерные методы управления действием взрыва. Сборник научных трудов, вып. 89. — Магнитогорск: МГМИ, 1971. — С. 3—14.

7. *Пергамент В.Х.* Критические скорости и параметры буровзрывных работ / Инженерные методы управления действием взрыва. Сборник научных трудов, вып. 89. — Магнитогорск: МГМИ, 1971. — С. 40—48.

8. *Pergament V., Malarov I., Firstov P., Gitterman Y.* Experimental evaluation of near-source seismic effects of quarry blastes / XXVI General Assambley of the Evropen Seismological Commission (ESC). TEL AVIV. 1998. p. 29.

9. *Кутузов Б.Н.* Справочник взрывника. — М.: Недра, 1988. — 511 с.

10. *Кутузов Б.Н.*, *Валухин Ю.К.*, *Давыдов С.А. и др.* Проектирование взрывных работ. — М.: Недра, 1974. — 328 с.

11. *Баранов Е.Г.*, *Оберемок О.Н.* Взрывные работы на подземных рудниках: Учебник для обучающихся профтехобразования. — М.: Недра, 1985. — 255 с.

12. *Лизункин М.В.* Опыт скважинной отбойки маломощных урановых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — № 10. — С. 23—26.

13. *Городниченко В.И.* Расширение скважин для взрывной отбойки руды на подземных горных работах // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2012. — № 7. — С. 28—31.

14. *Кабетенов Т.*, *Юсупов Х.А.*, *Рустемов С.Т. Егембердиев Р.И.* Определение линий наименьшего сопротивления вспомогательных и отбойных шпуров при использовании секционных врубов // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. — 2015. — № 12. — ч. 5. — С. 794—799.

15. *Егембердиев Р.И. Латыпов А.С. Юсупов Х.А. Елемесов К.К. Столповских И.Н. Сыдыкбекова С.Т. Шахмурат М.Ш.* Патент KZ № 33599, Способ бурения взрывных скважин с расширением их диаметра и устройство для его осуществления. 03.05.2019, Бюл. № 18. ГИАБ

REFERENCES

1. Li J.-G., Zhan K. Intelligent Mining Technology for an Underground Metal Mine Based on Unmanned Equipment. *Engineering*. 2018. Vol. 4. Iss. 3. Pp. 381—391.

2. Skawina B., Greberg J., Salama A., Gustafson A. The effects of orepass loss on loading, hauling, and dumping operations and production rates in a sublevel caving mine. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2018. April, Vol. 118, pp. 409—418.

3. Cheng G., Chen C., Li L., Dai F., Ren B. Numerical modelling of strata movement at footwall induced by underground mining. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,* 2018. 108, pp. 142—156.

4. Belin V.A., Gorbonos M.G., Mangush S.K., Ekvist B.V. New technologies of conducting explosive works. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2015. Special edition 1, pp. 87—101. [In Russ].

5. Pergament V., Melnikov Iv., Suraev V., Melnikov I., Vassiliev K., Kotik M., Shevtsov N. Ensuring seismic safety of the explosive works and evaluation of the consequences related to technogenic and natural seismic events. *Minno delo i Geologia*. 2014. no 1—2. pp. 57—63.

6. Pergament V.Kh. Accounting of spatial dispersion of a charge of explosives in tasks of explosive business. *Inzhenernye metody upravleniya deystviem vzryva*. Collection of scientific papers, issue 89. Magnitogorsk, MGMI, 1971, pp. 3—14. [In Russ].

7. Pergament V.Kh. Critical speeds and parameters of drilling-and-blasting works. *Inzhenernye metody upravleniya deystviem vzryva*. Collection of scientific papers, issue 89. Magnitogorsk, MGMI, 1971, pp. 40—48. [In Russ].

8. Pergament V., Malarov I., Firstov P., Gitterman Y. Experimental evaluation of near-source seismic effects of quarry blastes. *XXVI General Assambley of the Evropen Seismological Commission (ESC)*. TEL AVIV. 1998. p. 29.

9. Kutuzov B.N. *Spravochnik vzryvnika* [Explosive reference], Moscow, Nedra, 1988, 511 p.

10. Kutuzov B.N., Valukhin Yu.K., Davydov S.A. *Proektirovanie vzryvnykh rabot* [Design of explosive works], Moscow, Nedra, 1974, 328 p.

11. Baranov E.G., Oberemok O.N. *Vzryvnye raboty na podzemnykh rudnikakh: Uchebnik dlya obuchayushchikhsya proftekhobrazovaniya* [Explosive works on underground mines: Textbook], Moscow, Nedra, 1985, 255 p.

12. Lizunkin M.V. Experience of borehole extraction of low-power uranium ores. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2015, no 10, pp. 23—26. [In Russ].

13. Gorodnichenko V.I. Expansion of wells for an explosive otboyka of ore on underground mining operations. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2012, no 7, pp. 28—31. [In Russ].

14. Kabetenov T., Yusupov Kh.A., Rustemov S.T. Egemberdiev R.I. Definition of the lines smallest resistance of auxiliary and breaking shots when using section cuts. *Mezhdunarodnyy zhurnal prikladnykh i fundamental'nykh issledovaniy*. 2015, no 12. part 5, pp. 794—799. [In Russ].

15. Egemberdiev R.I. Latypov A.S. Yusupov Kh.A. Elemesov K.K. Stolpovskikh I.N. Sydykbekova S.T. Shakhmurat M.Sh. *Patent KZ 33599*, 03.05.2019.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Егембердиев Руслан Ильдосович[1] — докторант,
e-mail: ryegemberdiyev@borusan.com,
Угольников Никита Владимирович — канд. техн. наук, доцент,
Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,
e-mail: ugkit@mail.ru,
Юсупов Халидилла Абенович[1] — доктор технических наук, профессор,
Столповских Иван Никитович[1] — доктор технических наук, профессор,
[1] Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева, Алматы, Казахстан.
Для контактов: Егембердиев Р.И., e-mail: ryegemberdiyev@borusan.com.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

R.I. Yegemberdiyev[1], Doctoral Candidate, e-mail: ryegemberdiyev@borusan.com,
N.V. Ugolnikov, Cand. Sci. (Eng.), Assistant Professor, e-mail: ugkit@mail.ru,
G.I. Nosov Magnitogorsk State Technical University,
455000, Magnitogorsk, Russia,
Kh.A. Yusupov[1], Dr. Sci. (Eng.), Professor,
I.N. Stolpovskikh[1], Dr. Sci. (Eng.), Professor,
[1] Satbayev University, 050013, Almaty, Kazakhstan.
Corresponding author: R.I. Yegemberdiyev, e-mail: ryegemberdiyev@borusan.com.