

ВЛИЯНИЕ ЗОН ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА В ТРЕЩИНОВАТЫХ МАССИВАХ НА ПРОЦЕССЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

В. Н. ТЮПИН¹, проф., д-р техн. наук, tyupinvn@mail.ru

В. В. ХАУСТОВ¹, проф., д-р геол.-минерал. наук

Е. Т. ВОРОНОВ², проф., д-р техн. наук

¹ Белгородский государственный национальный исследовательский университет, Белгород, Россия

² Забайкальский государственный университет, Чита, Россия

Введение

Анализ и обобщение многочисленных экспериментальных и теоретических исследований российских и зарубежных ученых, проведенных в XX–XXI вв., позволили выделить следующие зоны действия взрыва: зона раздавливания (мелкозернистого дробления) находится рядом со шпуром (скважиной); далее располагаются зона радиального трещинообразования, зона заколов, зона сотрясений (взрывных остаточных напряжений), зона колебаний – сейсмического действия взрыва [1–13].

Рассмотрим, каким образом параметры этих зон (размеры, степень трещиноватости пород, напряженно-деформированное состояние массива) влияют на технологические процессы добычи и переработки руды и геомеханическое состояние горного массива.

В зоне раздавливания происходит переизмельчение породы (руды). Радиус этой зоны составляет $(1\div3)d_3$ (d_3 – диаметр заряда взрывчатых веществ (ВВ)) и изменяется в зависимости от детонационных характеристик ВВ и прочностных свойств горной породы. Максимальный размер кусков пород в этой зоне не превышает $0,25d_3$. Зона раздавливания отрицательно влияет на эффективность переработки, например урановых руд, где необходимо иметь минимальный выход фракции –40 мм. Данная фракция не может быть подвергнута рентгенометрической сортировке, что приводит к снижению эффективности процесса обогащения урановых руд [14].

Отрицательно зона раздавливания влияет на добычу гранулированного кварца [15]. Выход фракции –20 мм при реализации обычной технологии составляет около 20 %, что свидетельствует о потерях полезного компонента – кварца. Использование новых параметров буровзрывных работ (БВР) [15] позволило снизить потери до 10 %. Помимо этого, при взрывании на карьерах тонко-измельченная руда из зоны раздавливания выбрасывается продуктами детонации из взрываемых скважин и рассеивается по всей площади карьера, приводя к потере руды и снижая уровень экологической безопасности.

Размер зоны радиального трещинообразования при взрыве в трещиноватом массиве определяет расстояние между шпурами или скважинами, величину перебура и длину забойки скважин, а следовательно, качество дробления горной массы. Размер этой зоны составляет $(3\div20)d_3$.

Наличие зоны заколов обуславливает устойчивость горного массива и, следовательно, безопасность последующих технологических операций. Это связано с тем, что в данной зоне

Приведены параметры зон действия взрыва в трещиноватых горных породах и оценено их влияние на отдельные технологические процессы добычи и переработки полезных ископаемых, а также геомеханическое состояние массива. Даны теоретические формулы для расчета размеров зон действия взрыва и экспериментальное подтверждение их достоверности. Разработаны практические рекомендации по уменьшению отрицательного влияния отдельных зон действия взрыва.

Ключевые слова: зоны действия взрыва, трещиноватый горный массив, радиальные трещины, заколы, остаточные напряжения, процессы переработки, геомеханическое состояние, теоретические формулы, промышленный эксперимент.

DOI: 10.17580/gzh.2020.12.05

раскрываются естественные трещины в массиве и уменьшается сцепление между отдельностями, что приводит к обрушениям горных пород. На карьерах параметры этой зоны определяют устойчивость откосов уступов, а иногда и бортов карьера. Размер (ширина) зоны заколов на карьерах составляет $(10\div65)d_3$ [1, 2, 16]. На подземных горных работах зона заколов определяет степень устойчивости кровли и бортов выработок. Ширина этой зоны здесь составляет $(10\div50)d_3$ [7]. При камерных системах разработки маломощных рудных тел создание зоны заколов минимального размера обеспечивает снижение разубоживания [7].

В зоне сотрясений трещиноватый горный массив находится в остаточном напряженном состоянии [7] и имеет на карьерах ширину $(30\div170)d_3$ [1, 2, 7]. При проходке выработок ширина зоны взрывных остаточных напряжений равна $(25\div50)d_3$ [7]. Сейсмическое действие последующих взрывов приводит к встряхиванию остаточно-напряженной части массива и смещению его в сторону выработанного пространства. Это обуславливает появление новых заколов и их обрушение. На удароопасных участках месторождений наличие зоны остаточных напряжений в совокупности с естественным напряженным состоянием массива приводит к динамическим проявлениям горного давления в виде шелушений, стреляний, динамического заколообразования, толчков, микроударов и горных ударов [17–19].

Зона колебаний – это зона сейсмического действия взрыва с формированием продольных, поперечных и поверхностных волн, которые отрицательно влияют на устойчивость открытых поверхностей горных массивов и целостность окружающих зданий, сооружений.

Приведенные данные показывают, что для обеспечения безопасности и эффективности горных работ размеры зон раздавливания, заколов, остаточных напряжений должны быть минимальными, зона радиального трещинообразования – иметь максимальный размер. Кроме того, установлено, что размеры зон действия взрыва изменяются в весьма широких пределах в зависимости от прочностных свойств горных пород, степени трещиноватости массива, а также параметров БВР.

Целью исследований является экспериментальное и теоретическое определение геометрических параметров зон действия взрыва в различных горно-геологических и горнотехнических условиях и разработка мероприятий по снижению отрицательного влияния зон на технологические и геомеханические процессы горного производства.

Расчетные формулы и экспериментальное определение параметров зон действия взрыва

Решение ряда физико-математических задач на основе закона сохранения энергии позволило получить зависимости по определению радиусов зон раздавливания, радиального трещинообразования, заколов, остаточных напряжений (рис. 1).

Радиус зоны мелкодисперсного дробления (раздавливания) равен [7]

$$R_{др} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{(\sigma_{сжв} - P)\Phi} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right), \quad (1)$$

где D , ρ_B , d_3 – скорость детонации, плотность заряжения и диаметр заряда ВВ; c , μ , ν – скорость продольной волны, коэффициент поперечной деформации отдельности массива, коэффициент трения между отдельностями соответственно; $\sigma_{сжв}$ – предел прочности породы на всестороннее сжатие; P – величина горного давления; Φ – показатель трещиноватости горного массива.

Радиус зоны радиального трещинообразования определяется по формуле [7]

$$R_{тр} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c\nu}{(\sigma_p + P)\Phi(1-\nu)} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right), \quad (2)$$

где σ_p – предел прочности породы на разрыв.

Расчеты по формулам (1) и (2), выполненные для массива гранитов на глубине 500 м при: $D = 4,2 \cdot 10^3$ м/с; $\rho_B = 0,7 \cdot 10^3$ кг/м³ (ВВ – аммонит БЖВ); $d_3 = 0,04$ м; $c = 4,54 \cdot 10^3$ м/с; $\mu = 0,45$; $\nu = 0,22$; $\sigma_{сжв} = 2 \cdot 1,44 \cdot 10^8$ Па (2 – коэффициент увеличения предела прочности на сжатие при всестороннем давлении [20]); $P = 12,25 \cdot 10^6$ Па; $\Phi = 8$; $\sigma_p = 8,6 \cdot 10^6$ Па, дают $R_{др} = 0,046$ м; $D_{ст} = 2R_{др} + d_3 = 0,13$ м; $R_{тр} = 0,18$ м.

Сопоставление расчетных данных $D_{ст}$ и $R_{тр}$ с экспериментальными [7], приведенными в табл. 1 (строка «граниты»), говорит о правомерности использования формул (1) и (2). Данные в табл. 1 получены путем замеров геометрических параметров зон раздавливания и радиального трещинообразования по забоям выработок, проводимых на рудниках ПАО «ППГХО».

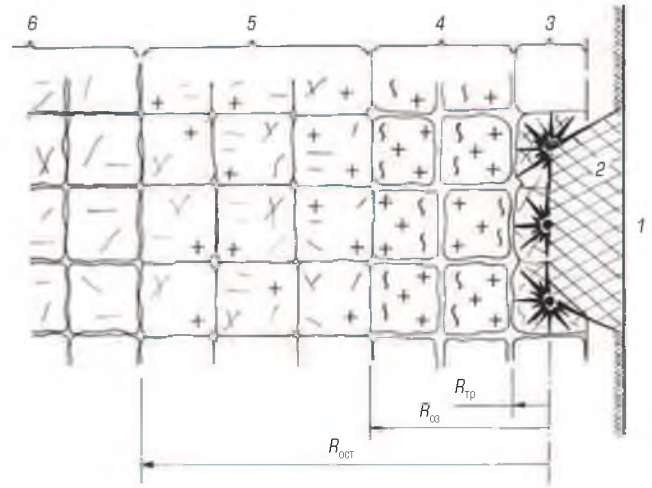


Рис. 1. Зоны деформирования трещиноватого массива взрывом:

1 – выработанное пространство; 2 – воронка выброса; 3, 4, 5 – зоны радиального трещинообразования (дробления отдельностей), заколов, сотрясений (взрывных остаточных напряжений) соответственно; 6 – зона колебаний (сейсмического действия взрыва); $R_{тр}$, $R_{ост}$, $R_{др}$ – радиусы зон радиального трещинообразования, заколов и остаточных напряжений соответственно

Размер зоны заколов (см. рис. 1) определен из условия, что энергия упругой реакции отдельностей массива, созданная последовательным короткозамедленным взрыванием зарядов на проходке, равна энергии, расходуемой на преодоление сил трения между отдельностями массива. Формула для определения размера зоны заколов имеет вид [7]

$$R_{оз} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) K_{n\perp} K_{\perp} (N) K_{от}}{\left[2E \frac{\mu\nu}{1-\nu} \frac{\Delta}{d_e} \left(\sum_{i=1}^k \sin^2 \beta_i\right)^{-1} - P(1-\mu)\right] \Phi}, \quad (3)$$

где $K_{n\perp}$, K_{\perp} (N), $K_{от}$ – показатели, учитывающие взаимодействие зарядов ВВ и открытую поверхность; E – модуль упругости отдельности; Δ , d_e , k , β – величина смещения отдельностей, размер

Таблица 1. Обобщенные экспериментальные параметры зон раздавливания $D_{ст}$, радиального трещинообразования $R_{тр}$ и число радиальных трещин $N_{тр}$ при взрыве шпуровых зарядов ВВ

Горные породы, глубина залегания, H, м	Размер отдельности, м	$D_{ст}$, м	$R_{тр}$, м	$N_{тр}$	Число замеренных шпуров
Граниты (рудник «В», 8, 6), H = 450÷600	0,15–1,0	$\frac{0,05 - 0,20}{1,2 - 5,0}$	$\frac{0,1 - 0,3}{2,5 - 7,5}$	20–50	30
Трахидациты (рудник В, Ц, 8), H = 180÷600	0,05–1,0	$\frac{0,05 - 0,15}{1,2 - 3,0}$	$\frac{0,15 - 0,45}{3,8 - 11,3}$	8–16	115
Конгломераты разногалечные (рудники 2, 8), H = 180÷240	0,4–1,5	$\frac{0,05 - 0,07}{1,2 - 1,7}$	$\frac{0,1 - 0,3}{2,5 - 7,5}$	5–8	32
Андезитобазальты (рудник «Ц»), H = 260÷320	0,15–0,4	$\frac{0,06 - 0,08}{1,8 - 2,0}$	$\frac{0,1 - 0,63}{2,5 - 15,0}$	16–24	9
Фельзиты столбчатые (рудник 4), H = 120÷180	0,15–0,4	$\frac{0,05 - 0,07}{1,2 - 1,7}$	$\frac{0,2 - 0,4}{5,0 - 10,0}$	10–15	27

Примечание. В числителе – в метрах; в знаменателе – в диаметрах шпура.

отдельностей, число систем трещин, угол наклона системы трещин к обнажению соответственно.

В упрощенном виде при проходке горных выработок радиус зоны заколов можно определять по формуле

$$R_{03} = 5 \cdot 10^{-6} D \rho_B d_3 c d_e^{-0,5}, \quad (4)$$

где d_e – средний размер отдельности в массиве.

Результаты экспериментальных замеров зоны заколов при проходке выработок на рудниках ПАО «ППГХО» и расчеты по формуле (4) при $d_e = 0,05 \div 1$ м и параметрах, приведенных выше, представлены на **рис. 2**, что указывает на достоверность формулы.

Расстояние от зарядов ВВ до дальней границы зоны сотрясений, где в результате деформирования массива на границах отдельностей и упругого деформирования последних в трещиноватом массиве появляются остаточные напряжения, определено по формуле [7]

$$R_{ост} = \frac{\sqrt{\pi} D \rho_B d_3 c}{8 \mu P \Phi} \left(1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu} \right) K_{от} K_{n\perp} K_{\perp}(N). \quad (5)$$

На **рис. 3** обобщены данные по экспериментальному определению дальней границы зоны сотрясений от размера отдельности при проходке выработок в гранитах на рудниках ПАО «ППГХО» (метод параллельных скважин и разгрузки выполнен ИГД СО РАН, метод кернов – ЦНИЛ «ППГХО», ультразвуковой метод – СибНИПИпромтехнологии).

Часть параметров для расчетов приведена выше. Кроме того: $K_{от} = 0,5$; $K_{n\perp} = 2$; $K_{\perp}(N) = 1,5$. Помимо этого, с изменением размера отдельности d_e изменяются показатели Φ , μ , P [7], что отражено в **табл. 2**.

Результаты расчетов по формуле (5) при численных значениях параметров, приведенных выше, отражены на **рис. 3** в виде кривой. Анализ данных **рис. 3** указывает на достоверность приведенной формулы.

Ширина зоны заколов определяется по формуле $\Delta z_3 = R_{03} - R_{тр}$; ширина зоны взрывных остаточных напряжений – по уравнению $\Delta z_{ост} = R_{ост} - R_{03}$. При проходке горных выработок в гранитах ширина зоны остаточных напряжений равна 1–3 м, или $(25 \div 75)d_3$ при изменении размера отдельности d_e от 1 до 0,05 м. Ширина зоны заколов колеблется от 0,3 до 1,8 м, или $(7,5 \div 45)d_3$ при изменении d_e от 1 до 0,05 м.

На открытых разработках, согласно [1, 2, 7], $\Delta z_3 = (12 \div 55)d_3$; $\Delta z_{ост} = (30 \div 170)d_3$. Исследования на карьерах ОАО «Ураласбест» в серпентинитах, перидотитах с размером отдельности 0,5–1,5 м в среднем дают значения $\Delta z_3 = 35d_3$; $\Delta z_{ост} = 100d_3$ [7].

Практические рекомендации

Для снижения размера зоны раздавливания, например при добыче урановых руд, в слоевых заходках необходимо определять число шпуров на забой и удельный расход ВВ в соответствии со степенью трещиноватости (взрываемости) массива (пат. 2502045 РФ, [7]). Следует заряжать приустьевую часть шпуров патронами ВВ, оставляя радиальный воздушный зазор (пат. 2442957 РФ). При добыче гранулированного кварца автарами [15] предложено использовать заряды ВВ с серией воздушных промежутков и располагать скважины в веере на определенном сближенном расстоянии.

Для уменьшения размера (ширины) зоны заколов и остаточных напряжений наиболее эффективны следующие меры:

- снижение диаметра скважин (шпуров) – см. формулы (3)–(5);

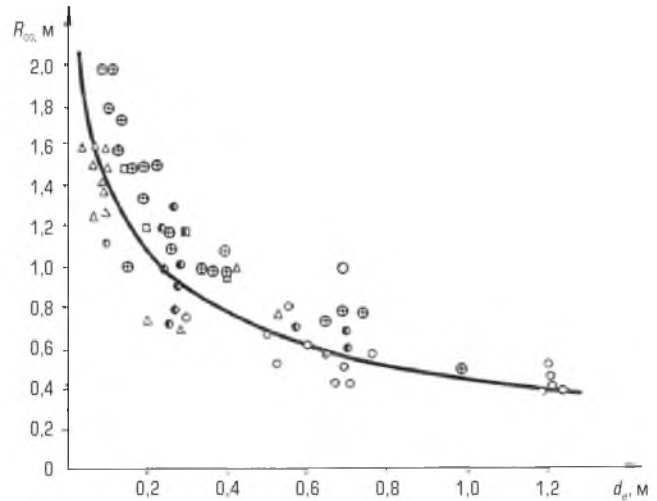


Рис. 2. Зависимость расстояния R_{03} между контуром выработки и границей зоны заколов (максимум напряжений) от размера отдельности d_e , определенная инструментально (дискование керна, ультразвуковые замеры, метод разгрузки, метод параллельных скважин) и теоретически (кривая линия, формула (4))

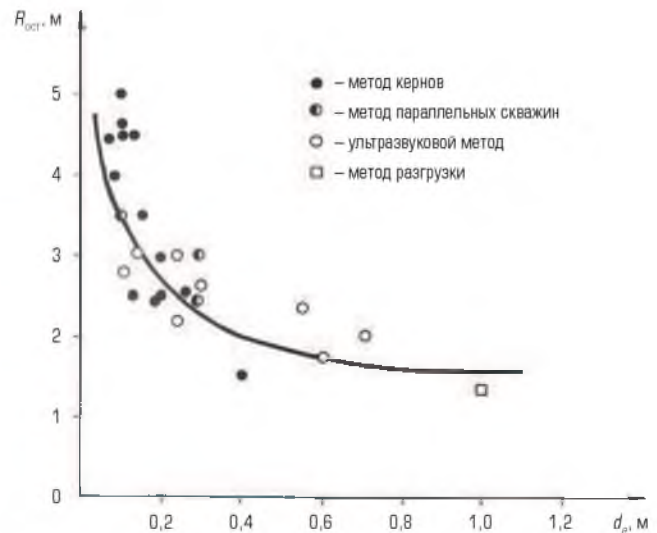


Рис. 3. Зависимость расстояния от контура выработки до границы зоны остаточных напряжений $R_{ост}$ в массиве гранитов от размера отдельности d_e (средняя глубина от поверхности земли 500 м)

- уменьшение числа одновременно взрываемых зарядов ВВ (показатель $K_{n\perp}$ в формулах (3), (5));
- повышение интервала замедления между группами зарядов ВВ (более 50 мс);
- увеличение расстояния от крайних скважин (оконтуривающих шпуров) до проектного контура камеры, выработки (пат. 2618541 РФ).

Зона остаточных напряжений была использована для интенсификации проходки восстающих комбайном 2КВ (пат. 1799051 РФ) в гранитах на руднике ПАО «ППГХО». За пределами проектного контура восстающего параллельно его оси бурили две скважины диаметром 105 мм и длиной 50 м каждая. Часть скважин по длине

Таблица 2. Данные соответствия параметров

d_p , м	0,05	0,15	0,40	1,0
Φ	12	10	8	6
μ	0,2	0,3	0,45	0,6
P , 10^6 Па	13	15	18	22

заряжали и взрывали, затем бурили пилотную скважину и проходили восстающий [7]. Установлено, что скорость проходки в предварительно подготовленном взрывом массиве увеличилась с 1,45 до 2,98 м. Это связано с разупрочнением горных пород и главным образом созданием в массиве поля остаточных напряжений величиной 30–80 МПа. При взаимодействии зубков шарошечных долот с искусственно напряженным горным массивом созданная упругая энергия участвует в разрушении горного массива.

Заключение

На основе анализа литературных источников, результатов промышленных экспериментальных и теоретических исследований установлено следующее.

1. При взрыве группы зарядов ВВ в трещиноватом горном массиве формируется пять зон действия взрыва: зоны раздавливания, радиальных трещин, заколов, взрывных остаточных напряжений, сейсмического действия взрыва.

2. Зона раздавливания (мелкодисперсного дробления) отрицательно влияет на некоторые технологические процессы – добычу и обогащение урановых руд и гранулированного кварца. Зона


заколов отрицательно воздействует на геомеханическое состояние горного массива, приводя к снижению его устойчивости. Зона остаточных напряжений способствует увеличению размеров зоны заколов, а в удароопасных участках массива горных пород повышает вероятность динамических проявлений горного давления.

3. Приведены теоретические формулы для расчета радиусов зон раздавливания, радиального трещинообразования, заколов, остаточных напряжений. Доказана их достоверность при определении параметров горных выработок путем сравнения результатов расчетов с данными промышленных экспериментов.

4. Показано, что для уменьшения отрицательного влияния зоны раздавливания можно заряжать приустьевую часть шпуров патронами ВВ, оставляя радиальный воздушный зазор, т. е. уменьшить плотность заряжения. Для снижения зон заколов и остаточных напряжений наиболее эффективными мерами будут сокращение диаметра скважин (шпуров), уменьшение числа одновременно взрывааемых зарядов ВВ, увеличение расстояния от крайних скважин или оконтуривающих шпуров до проектного контура камер, выработок.

5. Энергия искусственно созданной зоны взрывных остаточных напряжений использована для интенсификации проходки восстающих комбайном 2КВ. В результате в зоне взрывной подготовки массива скорость проходки увеличилась в 2 раза.

Библиографический список

См. англ. блок. 

«GORNYI ZHURNAL», 2020, № 12, pp. 26–30
DOI: 10.17580/gzh.2020.12.05

Impact of blast zone on mining processes in fractured rock mass

Information about authors

V. N. Tyupin¹, Professor, Doctor of Engineering Sciences, tyupinvn@mail.ru

V. V. Khaustov¹, Professor, Doctor of Geological and Mineralogical Sciences

E. T. Voronov², Professor, Doctor of Engineering Sciences

¹Belgorod State University, Belgorod, Russia

²Transbaikal State University, Chita, Russia

Abstract

Generalization of the abundant experimental and theoretical research accomplished by Russian and foreign scientists in the 20th–21st centuries enables distinguishing between a few action zones of blasting, namely, crushing zone (fine grain crushing), radiating cracking zone, induced-fracture zone, shaking zone (residual stress after blasting), and blast-induced load zone. In the crushing zone, overgrinding takes place, which has an adverse influence on efficiency of processing of uranium, for instance, or granular quartz. The radiating cracking zone size in blasting in fractured rock masses governs the quality of drilling and blasting. The induced-fracture zone determines stability of rock mass and, consequently, safety of production processes both in surface and underground mines. In the shattering zone, fractured rock mass experiences residual stresses, which induces new fractures and rock falls, or dynamic events due to lithostatic pressure in rockburst-hazardous rock mass. This article aims at the experimental and theoretical determination of geometrics of blast-induced impact zones in different geological and geotechnical conditions with a view to developing appropriate actions toward abatement of the adverse effect exerted by these zones on geomechanical and technological processes in the course of mining. The theoretical formulas are given for the radii of the crushing, radiating cracking, induced fracturing and residual stress zones. Reliable applicability of the formulas in actual mining is proved by comparison of the calculations with the full-scale testing data. To mitigate the crushing zone impact, it is possible to charge the wellhead interval with a radial air gap, which decreases density of charging. Arrangements toward reduction of the zones of induced-fractures and residual stresses are proposed. Energy of the man-mane zone of residual stresses after blasting can be targeted at activation of raise driving with raise borer 2KV.

Keywords: blast impact zone, fractured rock mass, radiating cracks, induced fractures, residual stresses, processing, geomechanical behavior, theoretical formulas, full-scale test.

References

1. Pokrovskiy G. I., Fedorov M. S. Effects of shock and blast in deformable media. Moscow : Promstroyizdat, 1957. 276 p.
2. Feshchenko A. A., Eristov V. S. Perimeter control blasting in waterworks construction. Moscow : Energiya, 1972. 119 p.
3. Kutuzov B. N. Methods of blasting operations : Textbook. 3rd ed. Moscow : Gornaya kniga, 2018. Vol. 1. Blast destruction of rocks. 476 p.
4. Mosinets V. N., Abramov A. V. Destruction of fissured and disturbed rocks. Moscow : Nedra, 1982. 248 p.
5. Adushkin V. V., Spivak A. A. Underground blasts. Moscow : Nauka, 2007. 578 p.
6. Kutuzov B. N., Tyupin V. N. Determination of damage zones induced by blasting in jointed rock mass. *Izvestiya vuzov. Gornyy zhurnal*. 1983. No. 4. pp. 53–58.
7. Tyupin V. N. Blasting and Geomechanical Processes in High-Stress Fractured Rock Mass. Belgorod : ID Belgorod NIU BELGU, 2017. 192 p.
8. Rakishov B. R. Prediction of process-dependent parameters in blasted rocks in open pit mines. Alma-Ata : Nauka, 1983. 239 p.
9. Vokhmin S. A., Kurchin G. S., Kirsanov A. K., Shigin A. O., Shigina A. A. Destruction of rock upon blasting of explosive agent. *Journal of Engineering and Applied Sciences*. 2017. Vol. 12, No. 13. pp. 3978–3986.
10. Ghiasi M., Askarnejad N., Dindarloo S. R., Shamsoddini H. Prediction of blast boulders in open pit mines via multiple regression and artificial neural networks. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2016. Vol. 26, Iss. 2. pp. 183–186.
11. Li-Yun Yang, Chen-Xi Ding. Fracture mechanism due to blast-imposed loading under high static stress conditions. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2018. Vol. 107. pp. 150–158.
12. Xiang Xia, Haibo Li, Jingtao Niu., Jianchun Li, Yaqun Liu. Experimental study on amplitude change of blast vibrations through steps and ditches. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2014. Vol. 71. pp. 77–82.
13. Poluhin O. N., Petin A. N., Ignatenko I. M., Dunaev V. A., Kononov A. V. Assessment of the size of rocks in benches and lumpiness of the blasted mountain mass on pits with use of GIS Geomix. *International Journal of Pharmacy & Technology*. 2016. Vol. 8, Iss. 4. pp. 26809–26818.
14. Tyupin V. N., Svyatetskiy V. S. Capacity raising of machinery rates of uranium ore bulk in conducting blasting in band delivery. *Sovremennyye tekhnologii. Sistemnyy analiz. Modelirovaniye*. 2011. No. 3(31). pp. 158–161.