

Расчет напряженного состояния массива горных пород по размерам зон разрушения от взрыва шпуровых зарядов взрывчатого вещества

В.Н. Тюпин¹, К.Б. Пономаренко^{1, 2}✉

¹ Белгородский государственный национальный исследовательский университет, Белгород, Российская Федерация

² ОАО «ВИОГЕМ», г. Белгород, Российская Федерация

✉tyupinvn@mail.ru

Резюме: В статье приведена формула и рассчитано напряженное состояние горного массива после взрыва шпуров по геометрическим параметрам зон действия взрыва, физико-механическим свойствам пород и размерам отдельностей в массиве. Давление от взрыва в шпуре, величина которого задается в основном скоростью детонации и плотностью заряжения, формирует вблизи заряда зоны раздавливания («стакана») и радиальных трещин. На шахте им. Губкина «КМАруда» в проходческих забоях определены геометрические размеры зон действия взрыва. Всего проведены исследования 74 зон в 7 разных забоях в пределах горизонта – 250 м, глубина 445 м. По данным лабораторных испытаний пород, геометрическим параметрам зон разрушения массива взрывом произведены расчеты напряженного состояния массива. В среднем на исследуемых участках напряженное состояние массива составляет 17,3 МПа. Получены экспериментальные зависимости радиуса зоны радиальных трещин и диаметра зоны раздавливания («стакана») от напряженного состояния при взрывании заряда взрывчатого вещества в массиве кварцитов. Их анализ указывает на то, что с увеличением напряженного состояния зона трещинообразования уменьшается, а зона раздавливания («стакана») увеличивается. Исследование может быть использовано для разработки паспорта крепления и управления кровлей и направлено на повышение уровня безопасности при ведении подземных горных работ. Преимущество взрывного способа определения горного давления заключается в оперативности, экономичности и возможности использования технологических взрывов шпуров при проходке выработок.

Ключевые слова: массив горных пород, напряженное состояние, взрывание шпуров, проходка выработок, зоны раздавливания и радиальных трещин, физико-механические свойства пород, трещиноватость

Благодарности: Исследование выполнено при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации в рамках Государственного задания №FZWG-2023-0011.

Авторы выражают благодарность Малюкину Ю.В. и коллективу службы геологии шахты им. Губкина комбината «КМАруда» за помощь при проведении экспериментальных работ.

Для цитирования: Тюпин В.Н., Пономаренко К.Б. Расчет напряженного состояния массива горных пород по размерам зон разрушения от взрыва шпуровых зарядов взрывчатого вещества. *Горная промышленность*. 2023;(2):120–125. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2023-2-120-125>

Calculation of the stress state of a rock massif by the dimensions of the zones of destruction from the explosion of charges of explosives

V.N. Tyupin¹, K.B. Ponomarenko^{1, 2}✉

¹ Belgorod State National Research University, Belgorod, Russian Federation

² VIOGEM, Belgorod, Russian Federation

✉tyupinvn@mail.ru

Abstract: The article presents a formula and calculates the stress state of the rock mass after the explosion of boreholes according to the geometric parameters of the explosion zones, the physical and mechanical properties of the rocks and the size of the individual parts in the massif. The pressure from the explosion of explosives in the hole, the value of which is mainly set by the detonation velocity and loading density, forms crushing zones (“glass”) and radial cracks near the charge. At the mine. Gubkin “KMAruda” in tunneling faces, the geometric dimensions of the explosion zones were determined. In total, 74 zones were studied in 7 different faces within the horizon -250m, depth 445 m. Based on the laboratory tests of rocks, the geometric parameters of the zones of destruction of the massif by the explosion the stress state of the massif was calculated. On average, in the studied areas, the stress state of the massif is 17.3 MPa. Experimental dependences of the radius of the zone of crack formation and the diameter of the zone of crushing of the “glass” on the stress state during the explosion of an explosive charge in an array of quartzites are obtained. Their analysis indicates that with an increase in the stress state, the crack formation zone decreases, and the “glass” crushing zone increases. The study can be used to develop a passport for fastening and roof management, and is aimed at improving the level of safety in underground mining. The advantage of the explosive method for determining rock pressure lies in the efficiency, cost-effectiveness and the possibility of using technological explosions of boreholes when driving workings.

Keywords: rock mass, stress state, blasting of boreholes, sinking of workings, crushing zones and radial cracks, physical and mechanical properties of rocks, fracturing

Acknowledgments: This research was funded by the Ministry of Science and Higher Education of the Russian Federation within the framework of State Assignment No. FZVG-2023-0011.

The authors are grateful to Malyukin Yu.V. and the team of the geology service of the mine. Gubkin of the KMAruda plant for their help in carrying out the experimental work.

For citation: Tyupin V.N., Ponomarenko K.B. Calculation of the stress state of a rock massif by the dimensions of the zones of destruction from the explosion of charges of explosives. *Russian Mining Industry*. 2023;(2):120–125. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2023-2-120-125>

Введение

При подземной разработке месторождений полезных ископаемых энергию взрыва применяют с целью подготовки горнорудной массы к выемке, для создания в массиве подземных выработок и камер различного назначения. При этом качество и эффективность проходки выработок существенным образом зависят от правильного выбора параметров буровзрывных работ в соответствии со свойствами обрабатываемых пород [1; 2]. Энергию взрыва можно использовать с целью снижения напряженного состояния удароопасных и выбросоопасных массивов [3] или для определения напряженного состояния с целью безопасного ведения горных работ [4–6].

Горные породы в недрах находятся под влиянием горного давления, что обусловлено весом вышележащих пород, силами тектоники, пластовым давлением и ведением горных работ. Напряженное состояние массива может проявляться в различных формах (шелушение, стреляние, заколообразование, толчок, горный удар) [3; 7–9]. Причиной возникновения зон концентрации напряжений вблизи обнажений при проведении выработок в неоднородном массиве является изменение начального напряженного состояния за счет создания полостей в массиве и формирования действием взрыва нового напряженно-деформированного состояния (НДС) [3; 4]. При этом на устойчивость горных выработок значительно влияет НДС окружающего горного массива после ведения взрывных работ. Возникает необходимость оценки устойчивости конструктивных элементов используемой системы разработки, где основополагающим является учет таких факторов, как: НДС, физико-механические свойства и структурная нарушенность горного массива, действие взрыва, тектоническая активность региона.

Для определения напряженного состояния горного массива с учетом влияния взрыва в условиях подземных горных работ исследуются параметры зон действия взрыва: зоны раздавливания (мелкодисперсного дробления), распространения радиальных трещин, заколов и зоны остаточных напряжений. Существует незначительное количество как современных, так и классических фундаментальных ретроработ, российских [3–16] и зарубежных исследователей [17–20] экспериментального и аналитического плана, в которых отмечается эффект изменения НДС в массиве за границей зоны дробления [3–10]. Анализ литературных источников показал, что ведение взрывных работ на подземных разработках и параметры взрывного воздействия существенно влияют на удароопасность, устойчивость, буримость и взрываемость горных массивов [3–14]. Для повышения эффективности и безопасности горного производства необходимо разработать и обосновать оперативные методы расчета напряженного состояния массива горных пород, основанные на использовании энергии взрыва [3–6].

Целью настоящей статьи является разработка метода расчета напряженного состояния массива горных пород на основе изучения параметров зон действия взрыва шпуров при проходке горных выработок.

Целью настоящей статьи является разработка метода расчета напряженного состояния массива горных пород на основе изучения параметров зон действия взрыва шпуров при проходке горных выработок.

Методология

Анализ научно-технической литературы на предмет: исследования НДС горного массива, механизм действия взрыва и влияния его энергии на НДС горного массива, устойчивость и удароопасность; обоснование формулы определения напряженного состояния (НС) массива по параметрам зон раздавливания и радиальных трещин при взрывании проходческих шпуров; проведение промышленно-экспериментальных исследований; численные расчеты НДС по формуле и сравнение их с данными методов разгрузки на больших базах (РББ) и целевой разгрузки.

Формула определения напряженного состояния массива по зонам действия взрыва

Промышленные, экспериментальные и теоретические исследования [3; 4] служат основой для разработки метода расчета напряженного состояния по параметрам зон раздавливания и радиальных трещин при действии взрыва шпуровых зарядов ВВ.

Давление от взрыва ВВ в шпуре, величина которого задается в основном скоростью детонации и плотностью заряжения, формирует вблизи заряда зоны раздавливания и радиальных трещин (рис. 1, а). Наиболее постоянное давление от взрыва формируется вблизи забоя взрываемого шпура, а после взрыва на забое горной выработки в месте зоны раздавливания образуется полость, которую именуют «стакан» (D_c) [3; 5; 6], а за «стаканом» появляется зона радиальных трещин.

Согласно теоретическим и промышленным экспериментальным исследованиям, приведенным в [3; 4], величину напряженного состояния можно определить по формуле:

$$P = \frac{\sigma_{сж} \cdot R_c \cdot \left(\frac{d_e}{d_k}\right)^{0.5} - \sigma_p \cdot R_r (\vartheta^{-1} - 1)}{R_r (\vartheta^{-1} - 1) + R_c \cdot \left(\frac{d_e}{d_k}\right)^{0.5}}, \quad (1)$$

где P – величина напряженного состояния горного массива, Па; $\sigma_{сж}$ – предел прочности породы на сжатие, Па; R_c – радиус зоны раздавливания, м; d_e – размер отдельности в массиве, м; d_k – максимальный размер куска породы в «стакане» после взрыва, м; σ_p – предел прочности породы



Рис. 1
а – схема зон механического действия от взрыва заряда в массиве (А – зона раздавливания; Б – зона радиальных трещин; 1 – радиус зоны распространения радиальных трещин; 2 – радиус зоны раздавливания («стакана»); б – фото области действия взрыва с зоной раздавливания и зоной радиальных трещин

Fig. 1
a) Scheme of zones of mechanical action from the explosion of a charge in an array (А – zone of crushing; Б – zone of radial cracks; 1 – radius of the zone of propagation of radial cracks; 2 – radius of the zone of crushing ("glass")); б) Photo of the area of the explosion with a zone of crushing and a zone of radial cracks

на растяжение, Па; R_r – радиус зоны радиального трещинообразования, м; ϑ – коэффициент Пуассона.

Исходя из геометрических соображений радиус зоны раздавливания R_c после взрыва можно выразить формулой:

$$R_c = 0.5D_c - 0.5d_s, \tag{2}$$

где D_c – диаметр «стакана» после взрыва, м; d_s – первоначальный диаметр шпура (скважины), м.

Результатом сопоставления зависимостей (1) и (2) будет формула определения напряжений в массиве горных

пород по прочностным характеристикам массива и размерам зон действия взрыва:

$$P = \frac{\sigma_{сж} \cdot (D_c - d_s) \cdot \left(\frac{d_c}{d_k}\right)^{0.5} - 2\sigma_p \cdot R_r (\vartheta^{-1} - 1)}{2R_r (\vartheta^{-1} - 1) + (D_c - d_s) \cdot \left(\frac{d_c}{d_k}\right)^{0.5}} \tag{3}$$

Промышленные экспериментальные исследования

Для доказательства правомерности формулы (3) в пределах горизонта –250 м шахты им. Губкина комбината «КМАруда» на глубине 445 м проводились промышленные экспериментальные исследования по определению напряженного состояния массива железистых кварцитов в забоях проходческих выработок.

Методика проведения экспериментальных исследований. После очередного проходческого буровзрывного цикла работ в горных выработках по вновь обнаженной плоскости забоя линейным методом определяют: средний размер отдельных в массиве d_c , средний диаметр «стаканов» после взрыва D_c , максимальный размер куска породы в «стакане» d_k и среднюю величину длины образованных радиальных трещин R_r .

По отобранным с частков наблюдений пробам горных пород, используя известные методы лабораторных испытаний, в лаборатории ОАО «ВИОГЕМ» устанавливали физико-механические свойства подготовленных образцов пород: предел прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$, предел прочности на растяжение σ_p , коэффициент Пуассона ϑ .

Результаты исследования

Массив сложен железнослюdkово-магнетитовым кварцитом с коэффициентом крепости по Протоdjяконову

Таблица 1
Физико-механические свойства пород, геометрические параметры размеров отдельных, кусков породы и зон действия взрыва, расчетная величина напряженного состояния (НС) массива

Table 1
Physical and mechanical properties of rocks, geometrical parameters of the sizes of fragments of pieces and zones of action of the explosion, the calculated value of the stress state (SS) of the massif

Номер забоя	Физико-механические свойства			Экспериментальные параметры				Кол-во измерений на 1 забое	Расчетное НС по формуле (3), P, 10 ⁶ , Па	НС по методу РББ [6], 10 ⁶ , Па	НС по методу щелевой разгрузки [6], 10 ⁶ , Па
	$\sigma_{сж}$, 10 ⁶ Па	σ_p , 10 ⁶ Па	ϑ	Размер кусков породы, м		Размер зон действия взрыва, м					
				d_k	d_c	D_c	R_r				
1	219,6	17,4	0,24	0,02	0,45	0,093	0,287	7	13,10	max – 17,6 min – 5,0	гор. 20,9
2	185,7	18,2	0,23	0,02	0,45	0,103	0,241	11	16,45	-	гор. 11,6
3	139,9	16,9	0,23	0,02	0,50	0,101	0,243	15	9,51	max – 33,7 min – 7,1	-
4	164,3	18,9	0,24	0,03	0,60	0,116	0,226	12	20,28	max – 65,3 min – 23,1	-
5	167,8	14,4	0,21	0,03	0,48	0,114	0,250	11	12,16	max – 31,2 min – 18	гор. – 63,3 верт. –
6	162,4	16,0	0,20	0,03	0,50	0,132	0,175	8	27,76	-	гор. – 10,3 верт. – 3,4
7	147,9	19,8	0,20	0,03	0,50	0,140	0,176	10	23,29	-	гор. – 19,3 верт. 45
Среднее	169,7	17,4	0,22	0,03	0,50	0,114	0,228	Всего: 74	17,27	25,1	22,4

Примечание: методом щелевой разгрузки определялись горизонтальные и вертикальные напряжения в стенке выработки (гор. – горизонтальные; верт. – вертикальные); методом РББ устанавливались действующие максимальные (max) и минимальные значения (min) напряжений при продвижении забоя.

16–8. На предприятии «КМАруда» в шахте им. Губкина бурят шпуров диаметром 40 мм, длиной 2,5 м и в основном используют патронированный аммонит 6ЖВ диаметром 32 мм. В табл. 1 представлены прочностные и упругие свойства пород, экспериментальные геометрические параметры размеров отдельностей и зон деформирования массива после взрыва, а также расчетные величины напряженного состояния массива по формуле (3). Всего в 2022 г. выполнено 74 измерения зон действия взрыва по 7 вновь образованным проходческим забоям. Из этих же забоев отбирались пробы горной породы для лабораторных исследований прочностных свойств, по плоскостям забоев определялись размеры отдельностей.

В этих же забоях определялось НДС массива методами разгрузки на больших базах (РББ) и щелевой разгрузки [6].

Анализ табл. 1 указывает на правомерность расчетов по предложенной формуле, так как средние значения напряженного состояния массива, полученные методом РББ (25,1 МПа) и методом щелевой разгрузки (22,4 МПа), соответствуют значению, полученному по формуле (3) – 17,27 МПа.

На основе натуральных измерений зон действия взрыва, лабораторных исследований образцов горной породы и расчетов по формуле (3) построены зависимости (рис. 2, 3).

Анализ рис. 2 говорит, что чем больше диаметр стакана D_c , тем меньше радиус радиального трещинообразования R_r . В то же время анализ рис. 3 указывает на то, что с увеличением напряженного состояния в массиве – диаметр зоны раздавливания («стакана») увеличивается, а радиус радиальных трещин уменьшается. В работах [3; 4] приведены экспериментальные зависимости диаметра зоны раздавливания и радиуса зоны радиального трещинообразования с глубиной разработки в массиве трахидацитов, где выявлено, что с глубиной разработки (с глубиной горное давление увеличивается) радиус зоны трещинообразования уменьшается, а диаметр «стакана» увеличивается. Это подтверждает правомерность настоящего исследования и проведенных расчетов в массивах железистых кварцитов.

Результаты промышленных экспериментов по определению зон деформирования массива (зона раздавливания,

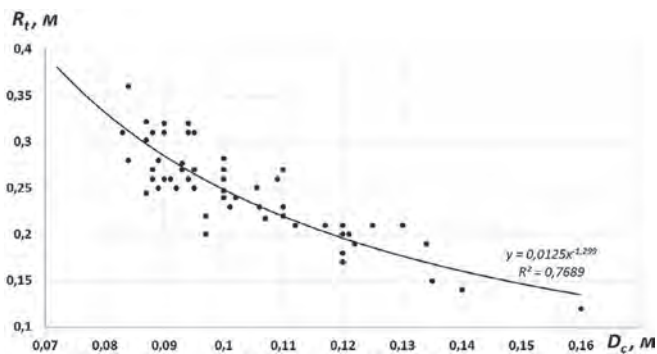


Рис. 2
Экспериментальные данные изменения радиуса зоны радиальных трещин R_r с увеличением диаметра зоны раздавливания D_c .

Fig. 2
Experimental data on changes in the radius of the radial crack zone (R_r) with an increase in the diameter of the crushing zone (D_c)

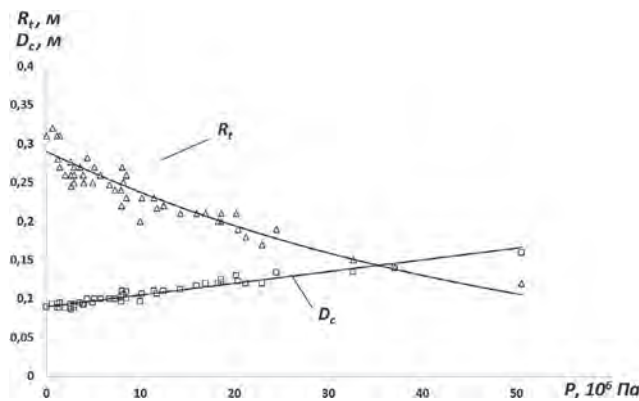


Рис. 3
Экспериментальные зависимости радиуса зоны трещинообразования R_r и диаметра зоны раздавливания D_c от напряженного состояния массива кварцитов P при взрывании зарядов ВВ

Fig. 3
Experimental dependences of the radius of the fracture zone (R_r) and the diameter of the crushing zone (D_c) on the stress state of the quartzite array (P) during explosive charge explosion

зона радиального трещинообразования) при взрывании зарядов ВВ, помимо определения напряженного состояния массива, позволяют выяснить механизм действия взрыва в условиях действующих сил горного давления. Знания о размерах зон действия взрыва в массивах позволяют определять параметры буровзрывных работ при проходке горных выработок. Это влияет на качество дробления взорванной горной массы и КИШ, что обеспечивается благодаря правильно выбранным параметрам буровзрывных работ.

Размеры зон действия взрыва в массиве могут служить предупреждением для персонала предприятия (горнорабочие, взрывники, проходчики, участковые геологи), снижая риски возникновения удароопасных ситуаций, обрушения и вывалов горной массы при буровзрывной проходке выработок. Или же служить основой для разработки паспорта крепления (правильного выбора способа крепления горной выработки или их сопряжений) и управления кровлей, которые постоянно обновляются ввиду изменения горно-геологических и горнотехнических условий.

Следует отметить, что согласно требованиям безопасности к разработке месторождений, склонных и опасных по горным ударам, при ведении горных работ должны соблюдаться условия 1: от повышенных концентраций напряжений должны осуществляться меры разгрузки массива с использованием опережающей надработки или подработки массива, методов локальной разгрузки (разбуривание шпурами, камуфлетное взрывание), придания искусственной податливости конструкции. Поддержание горных выработок на месторождениях, на которых происходили горные удары, должно осуществляться при выполнении профилактических мероприятий: крепление выработок, предотвращающее обрушение пород кровли и боков, создание устойчивых форм, бурение разгрузочных щелей и скважин, разгрузочное взрывание, создание щелей камуфлетным или контурным взрыванием.

1 Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых промышленных ископаемых». М.; 2020. 250 с.

Итоговые результаты и направление дальнейших исследований

Анализ теоретических, промышленных экспериментальных исследований, научно-технической литературы и численных расчетов позволяет сделать выводы:

1. Приведена формула для определения напряженного состояния массива после взрыва шпуров по геометрическим параметрам зон действия взрыва, физико-механическим свойствам пород и размерам отдельных зон в массиве.
2. При проходке горных выработок на шахте им. Губкина «КМАруда» определены геометрические параметры зон радиального трещинообразования и зон раздавливания («стакана»). Всего проведены исследования 74 зон в 7 разных забоях в пределах одного горизонта –250 м, глубина 445 м.
3. На основе данных лабораторных испытаний пород, геометрических параметров зон деформирования массива взрывом по формуле (3) произведены расчеты напряженного состояния массива. В исследуемых участках напряженное состояние массива составляет 9,5–27,8 МПа (17,3 МПа в среднем), что соответствует средним значениям напряженного состояния массива, полученным методом РББ (25,1 МПа) и методом щелевой разгрузки (22,4 МПа).
4. Получены экспериментальные зависимости радиуса зоны трещинообразования и диаметра зоны раздавливания («стакана») от напряженного состояния при взрывании заряда ВВ в массиве кварцитов. Анализ указывает на то, что с увеличением напряженного состояния радиус зоны трещинообразования уменьшается, а диаметр зоны раздавливания («стакана») увеличивается, что доказано в [3–5].
5. Исследование может быть использовано для разработки паспорта крепления и управления кровлей и может быть направлено на рекомендации по повышению уровня безопасности при проходке выработка буровзрывным методом.
6. Преимущество взрывного способа определения горного давления заключается в оперативности, экономичности и возможности использования технологических взрывов шпуров при проходке выработок.

Список литературы

1. Трубецкой К.Н., Захаров В.Н., Викторов С.Д., Жариков И.Ф., Закалинский В.М. Взрывное разрушение массивов горных пород при освоении недр. *Проблемы недропользования*. 2014;(3):80–95. Режим доступа: <https://trud.igduran.ru/index.php/psu/article/view/63>
2. Жариков С.Н. О способах изучения свойств грунтов для повышения эффективности буровзрывных работ. *Вестник Кузбасского государственного технического университета*. 2016;(6):3–7. Режим доступа: <https://journals.kuzstu.ru/article/3132.pdf>
3. Тюпин В.Н. *Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах*. Белгород: ИД «Белгород», 2017. 192 с.
4. Тюпин В.Н., Рубашкина Т.И. Взрывные методы определения напряженного состояния массивов горных пород. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2018;(4):44–50. <https://doi.org/10.15372/FTPPI20180406>
5. Тюпин В.Н., Пономаренко К.Б. Разработка метода определения напряженного состояния горного массива при взрывной проходке выработок. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2022;(8):27–37. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_8_0_27
6. Тюпин В.Н., Пономаренко К.Б. Оценка достоверности взрывного метода определения напряженного состояния горного массива. *Взрывное дело*. 2022;(137-94):138–152.
7. Казикаев Д.М. *Геомеханика подземной разработки руд*. М.: Изд-во МГГУ; 2005. 542 с.
8. Макаров А.Б. *Практическая геомеханика*. М.: Горная книга; 2006. 391 с.
9. Барон Л.И., Турчанинов И.А., Ключников А.В. *Нарушения пород при контурном взрывании*. Л.: Наука; 1975. 338 с.
10. Исаков М.Е., Казаченко М.С., Мостков В.М. Определение зоны нарушенных пород в массиве вокруг выработок ультразвуковым способом. *Шахтное строительство*. 1967;(1):20–25.
11. Широков А.П., Писляков Б.Г. *Расчет и выбор крепи сопряжений горных выработок*. М.: Недра; 1978. 303 с.
12. Баранов А.О. *Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд*. М.: Недра; 1985. 224 с.
13. Булычев Н.С., Фотиева Н.Н., Стрельцов Е.В. *Проектирование и расчет крепи капитальных выработок*. М.: Недра; 1986. 287 с.
14. Ветров С.В. *Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд*. М.: Наука; 1975. 232 с.
15. Malkowski P., Niedbalski Z. A comprehensive geomechanical method for the assessment of rockburst hazards in underground mining. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2020;30(3):345–355. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.04.009>
16. Wen J., Li H., Jiang F., Yu Z., Ma H., Yang X. Rock burst risk evaluation based on equivalent surrounding rock strength. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2019;29(4):571–576. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.06.005>
17. Chen Y., Wang P., Chen J., Zhou M., Yang H., Li J. Calculation of blast hole charge amount based on three-dimensional solid model of blasting rock mass. *Scientific Reports*. 2022;12(1):541. <https://doi.org/10.1038/s41598-021-04615-8>
18. Toconas F., Jordan L., Kedda S. A comparison between conventional blast hole sampling and diamond core drilling for copper grade at the Antapaccay mine. *TOS forum*. 2022;(11):325. <https://doi.org/10.1255/tosf.161>
19. Adebayo B., Akande J.M. Effects of blast-hole deviation on drilling and muck-pile loading cost. *International Journal of Scientific Research and Innovative Technology*. 2015;2(6):64–73.
20. Haozhen Yue, C. Yu, H.B. Li, C.B. Zhou. The Effect of Blast-Hole Arrangement, Delay Time, and Decoupling Charge on Rock Damage and Vibration Attenuation in Multihole Blasting. *Shock and Vibration*. 2022(8):2110160. <https://doi.org/10.1155/2022/2110160>

References

1. Trubetskoy K.N., Zakharov V.N., Viktorov S.D., Zharikov I.F., Zakhalskiy V.M. The explosive destruction of rocks mass in the development of mineral resources. *Problems of Subsoil Use*. 2014;(3):80–95. (In Russ.) Available at: <https://trud.igduran.ru/index.php/psu/article/view/63>
2. Zharikov S.N. About how to study the properties of soil to improve the efficiency of drilling and blasting. *Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2016;(6):3–7. (In Russ.) Available at: <https://journals.kuzstu.ru/article/3132.pdf>
3. Tyupin V.N. *Explosive and Geomechanical Processes in Fractured Stressed Rock Masses*. Belgorod: Belgorod State University; 2017. 192 p. (In Russ.)
4. Tyupin V.N., Rubashkina T.I. Blasting methods of stress state determination in rock mass. *Journal of Mining Science*. 2018;54(4):569–574. <https://doi.org/10.1134/S1062739118044026>
5. Tyupin V.N., Ponomarenko K.B. Method to determine rock mass stresses in mining with blasting. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2022;(8):27–37. (In Russ.) https://doi.org/10.25018/0236_1493_2022_8_0_27
6. Tyupin V.N., Ponomarenko K.B. Assessment of the reliability of the explosive method for determining the stress state of a mountain range. *Explosion Technology*. 2022;(137-94):138–152. (In Russ.)
7. Kazikaev D.M. *Geomechanics of underground ore mining*. Moscow: Moscow State Mining University; 2005. 542 p. (In Russ.)
8. Makarov A.B. *Practical geomechanics*. Moscow: Gornaya kniga; 2006. 391 p. (In Russ.)
9. Baron L.I., Turchaninov I.A., Klyuchnikov A.V. *Rock disturbances during contour blasting*. Leningrad: Nauka; 1975. 338 p. (In Russ.)
10. Isakov M.E., Kazachenko M.S., Mostkov V.M. Determination of the zone of disturbed rocks in the massif around the workings by ultrasonic method. *Shakhtnoe stroitelstvo*. 1967;(1):20–25. (In Russ.)
11. Shirokov A.P., Pisyakov B.G. *Calculation and choice of support for the conjugation of mining workings*. Moscow: Nedra; 1978. 303 p. (In Russ.)
12. Baranov A.O. *Calculation of parameters of technological processes of underground ore mining*. Moscow: Nedra; 1985. 224 p. (In Russ.)
13. Bulychev N.S., Fotieva N.N., Streltsov E.V. *Design and calculation of the support of capital workings*. Moscow: Nedra; 1986. 287 p. (In Russ.)
14. Vetrov S.V. *Permissible sizes of rock outcrops during underground ore mining*. Moscow: Nedra; 1975. 232 p. (In Russ.)
15. Malkowski P., Niedbalski Z. A comprehensive geomechanical method for the assessment of rockburst hazards in underground mining. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2020;30(3):345–355. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.04.009>
16. Wen J., Li H., Jiang F., Yu Z., Ma H., Yang X. Rock burst risk evaluation based on equivalent surrounding rock strength. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2019;29(4):571–576. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.06.005>
17. Chen Y., Wang P., Chen J., Zhou M., Yang H., Li J. Calculation of blast hole charge amount based on three-dimensional solid model of blasting rock mass. *Scientific Reports*. 2022;12(1):541. <https://doi.org/10.1038/s41598-021-04615-8>
18. Toconas F., Jordan L., Kedda S. A comparison between conventional blast hole sampling and diamond core drilling for copper grade at the Antapaccay mine. *TOS forum*. 2022;(11):325. <https://doi.org/10.1255/tosf.161>
19. Adebayo B., Akande J.M. Effects of blast-hole deviation on drilling and muck-pile loading cost. *International Journal of Scientific Research and Innovative Technology*. 2015;2(6):64–73.
20. Haozhen Yue, C. Yu, H.B. Li, C.B. Zhou. The Effect of Blast-Hole Arrangement, Delay Time, and Decoupling Charge on Rock Damage and Vibration Attenuation in Multihole Blasting. *Shock and Vibration*. 2022(8):2110160. <https://doi.org/10.1155/2022/2110160>

Информация об авторах

Тюпин Владимир Николаевич – доктор технических наук, профессор, Белгородский государственный национальный исследовательский университет, г. Белгород, Российская Федерация; e-mail: tyupinvn@mail.ru; <https://orcid.org/0000-0002-3709-0957>

Пономаренко Константин Борисович – младший научный сотрудник, ОАО «ВИОГЕМ», лаборатория горного давления и сдвижения горных пород, г. Белгород, Российская Федерация; Белгородский государственный национальный исследовательский университет, г. Белгород, Российская Федерация; e-mail: ponomarenkokb@yandex.ru; <https://orcid.org/0000-0003-1745-9670>

Информация о статье

Поступила в редакцию: 26.03.2023

Поступила после рецензирования: 10.04.2023

Принята к публикации: 13.04.2023

Information about the authors

Vladimir N. Tyupin – Dr. Sci. (Eng.), Professor, Belgorod State National Research University, Belgorod, Russian Federation; e-mail: tyupinvn@mail.ru, <https://orcid.org/0000-0002-3709-0957>

Konstantin B. Ponomarenko – Postgraduate Student, Belgorod State National Research University, Belgorod, Russian Federation; VIOGEM, Laboratory of Rock Pressure and Rock Displacement, Belgorod, Russian Federation; e-mail: ponomarenkokb@yandex.ru; <https://orcid.org/0000-0003-1745-9670>

Article info

Received: 26.03.2023

Revised: 10.04.2023

Accepted: 13.04.2023