

## РАЗРАБОТКА МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА ПРИ ВЗРЫВНОЙ ПРОХОДКЕ ВЫРАБОТОК

В.Н. Тюпин<sup>1</sup>, К.Б. Пономаренко<sup>1,2</sup>

<sup>1</sup> Белгородский государственный национальный исследовательский университет,  
Белгород, Россия, e-mail: ponomarenkokb@yandex.ru

<sup>2</sup> ОАО «ВИОГЕМ», лаборатория горного давления и сдвига горных пород, Белгород, Россия

**Аннотация:** Предложено расширение комплекса способов определения напряженного состояния массива горных пород. Получена теоретическая формула расчета величины напряженного состояния, основанная на определении диаметра зоны раздавливания («стакана») после взрывания шпурового заряда ВВ в горном массиве. Взрыв заряда ВВ в шпуре (скважине) создает определенное давление, которое, суммируясь с горным давлением в окружаемом массиве, создает вблизи заряда ВВ зону раздавливания (мелкодисперсного дробления), размер которой увеличивается при увеличении горного давления. В выработках шахты им. Губкина комбината «КМАруда» проведены промышленные экспериментальные исследования с определением физико-технических параметров горного массива, геометрических параметров «стаканов» и кусков породы. Всего проведены исследования после взрыва 55 шпуров на горизонте –250 м, глубина 445 м. Сопоставление опытных данных зависимости диаметра «стакана» от предела прочности на сжатие железистых кварцитов и расчетных по формулам указывает на правомерность формул. Расчетные значения напряженного состояния массива, определенные взрывным методом (26,5–42,2 МПа), соответствуют значениям, полученным ОАО «ВИОГЕМ» методами разгрузки на больших базах и щелевой разгрузки (15,0–40,0 МПа), что указывает на правомерность формулы расчета. Преимуществом взрывного способа определения горного давления является его оперативность, экономичность за счет возможности использования технологических взрывов шпуров при проходке выработок. Настоящие исследования можно использовать для создания взрывного метода расчета напряженного состояния горного массива.

**Ключевые слова:** напряженное состояние массива, проходка выработок, влияние взрыва, физико-механические свойства пород, массив горных пород, трещиноватость, взрывчатые вещества, шпур, диаметр «стакана».

**Для цитирования:** Тюпин В. Н., Пономаренко К. Б. Разработка метода определения напряженного состояния горного массива при взрывной проходке выработок // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. – № 8. – С. 27–37. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2022\_8\_0\_27.

### Method to determine rock mass stresses in mining with blasting

V.N. Tyupin<sup>1</sup>, K.B. Ponomarenko<sup>1,2</sup>

<sup>1</sup> Belgorod State National Research University, Belgorod, Russia, e-mail: ponomarenkokb@yandex.ru

<sup>2</sup> VIOGEM, Laboratory of Rock Pressure and Rock Displacement, Belgorod, Russia

---

**Abstract:** The article offers to expand the scope of methods to determine stress state of rock mass. The theoretical formula is obtained to calculate stress state based on determination of diameter of the crushing zone ('barrel') after borehole charge blasting in rock mass. Blasting of an explosive charge in borehole generates certain pressure which, summed up with the pressure in rock mass, creates the crushing zone (fine fragmentation) around the borehole, which grows with increasing confining pressure. In Gubkin mine of KMAruda, the full-scale tests of the method are carried out with determination of physico-technical characteristics of rock mass and geometrical parameters of 'barrels' and rock fragments. The tests included blasting of 55 boreholes at the level of 250 m at the depth of 445 m. The comparison of the test data on the 'barrel' diameters versus the ultimate compression strength of ferruginous quartzite with the calculations from the proposed formulas proves appropriateness of the formulas. The calculated stresses of rock mass using the blasting-assisted method (26.5–42.2 MPa) agree with the values obtained by VIOGEM using the method of stress relaxation at large spacing and the method of borehole slotting (15.0–40.0 MPa), which also proves appropriateness of the formulas. The blasting-assisted method of rock mass stress assessment is advantageous for swiftness and economic efficiency due to usability of process blastholes drilled in mine heading. These studies can be used to develop the method of rock mass stress assessment in blasting.

**Key words:** rock mass stress state, heading, blasting impact, physical and mechanical properties, rock mass, jointing, explosives, blasthole, 'barrel' diameter.

**For citation:** Tyupin V. N., Ponomarenko K. B. Method to determine rock mass stresses in mining with blasting. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022;(8):27-37. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2022\_8\_0\_27.

---

## Введение

Во время подземной разработки месторождений полезных ископаемых при проектировании очередных участков горных работ появляется необходимость оценивать устойчивость конструктивных элементов используемой системы разработки, то есть определять устойчивые размеры целиков, горизонтальные и вертикальные размеры обнажений горных выработок и камер. Решение данных задач может быть проведено с учетом множества факторов: напряженно-деформированного состояния, физико-механических свойств и структурной нарушенности массива горных пород.

Исследования, связанные с экспериментальными и теоретическими методами определения напряженного состояния горного массива, активно развивались с начала XX в. и в настоящее время про-

должают совершенствоваться в связи с повышенными требованиями к прогнозированию в геомеханике. Исследования горного давления и напряженно-деформированного состояния (НДС) горных массивов интенсивно проводились как российскими (Академия наук СССР, ВНИМИ, ВИОГЕМ, МГГУ, УрО РАН, ВНИИ Галургии и др.), так и зарубежными учеными [1–20].

Важную роль в подземном горном производстве занимает прогноз удароопасности участков массива горных пород, основанный на определении НДС и физико-механических свойств в зоне опорного давления, который осуществляется геологическими, геофизическими и геомеханическими методами.

Геологические методы основаны на анализе общей геологической обстановки, а также на визуальном осмотре гор-

ных выработок, деформированных под действием горного давления [9, 10]. К геологическим методам относятся: метод фотофиксации, представляющий более объективную картину изучаемых явлений, позволяющий судить о динамике деформаций во времени путем сопоставления фотографий, сделанных в различные периоды поддержания горной выработки; в качестве базового метода локального прогноза удароопасности участков массива горных пород принимается метод дискования керна, основанный на способности керна хрупких пород разрушаться на диски под действием высоких напряжений; анализ геологических и геотектонических особенностей массива с учетом сведений о поле напряжений в нетронутом горными работами массиве пород (современное тектоническое поле), полученных по результатам непосредственных измерений напряжений в шахтных условиях, и данных, получаемых смежными науками о Земле [11].

К геомеханическим относятся методы определения, основанные на непосредственном измерении деформационных процессов на контуре горной выработки или в глубине массива. Сюда входят: метод полной разгрузки керна, метод компенсационных нагрузок, метод разности давлений, метод буровых скважин, метод параллельных скважин, метод контурных реперов, метод щелевой разгрузки, метод глубинных реперов. Экспериментально полученные деформации используются для вычисления величин напряжений.

Геофизические методы: акустической эмиссии, ультразвуковой, сейсмической, методы электроразведки, вибросейсмический — методы, основанные на получении тарировочных зависимостей при испытании образцов пород в лабораториях и замеров соответствующих показателей в массивах горных пород [9, 11, 13].

Вышеперечисленные методы являются весьма трудоемкими, требующими больших затрат на оборудование и времени исполнения, препятствуя, в некоторой степени, процессам горной добычи. С другой стороны, геомеханический контроль состояния массива и выявление мест концентрации напряжений позволяет предотвращать или снижать вероятность разрушений конструктивных элементов систем разработки, проявления динамических форм горного давления и снижать затраты на восстановительные работы.

Целью настоящей статьи является разработка метода определения напряженного состояния массива горных пород с использованием энергии взрыва при проходке горных выработок, который отличается преимуществом в виде оперативности и экономичности при его исполнении.

### **Методология**

Анализ технической литературы на предмет исследования НДС горного массива, обоснование формулы определения напряженного состояния массива при взрывании шпуровых зарядов ВВ, разработка методики и проведение промышленных экспериментальных исследований, доказательство правомерности формулы определения напряженного состояния массива.

### **Обоснование формулы определения напряженного состояния массива**

Основой для разработки метода определения напряженного состояния массива горных пород с использованием энергии взрыва при проходке горных выработок служит серия промышленных, экспериментальных и теоретических исследований, приведенных в [1, 2]. Идея метода заключается в том, что взрыв заряда ВВ в шпуре (скважине)

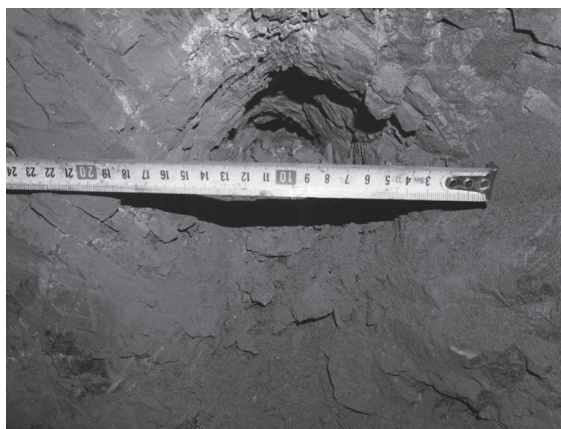


Рис. 1. Фотография «стакана» после взрыва шпура в забое выработки (шахта им. Губкина, гор. –250 м, породы – железистый кварцит)

Fig. 1. Picture of 'barrel' after borehole blasting in face area (Gubkin mine, level –250 m, ferruginous quartzite)

создает определенное давление, которое, суммируясь с горным давлением в окружаемом массиве, обеспечивает разрушение массива. Вблизи заряда ВВ создается зона раздавливания (мелкодисперсного дробления), причем в [1, 2] установлено, что с увеличением горного давления диаметр зоны раздавливания («стакана») увеличивается. Данный эффект был установлен экспериментально, при проходке выработок на рудниках ПАО «ППГХО» в массивах трахидаци-

тов, которые обладают малой вариацией физико-механических свойств пород и параметров трещиноватости с глубиной, изменяющейся от 180 до 600 м [2].

Давление от взрыва, величина которого задается в основном скоростью детонации и плотностью заряжения, формирует вблизи заряда зону, где породы разрушаются на мелкие куски. Наиболее постоянное давление от взрыва формируется вблизи забоя взрываемого шпура [1]. После взрыва на забое

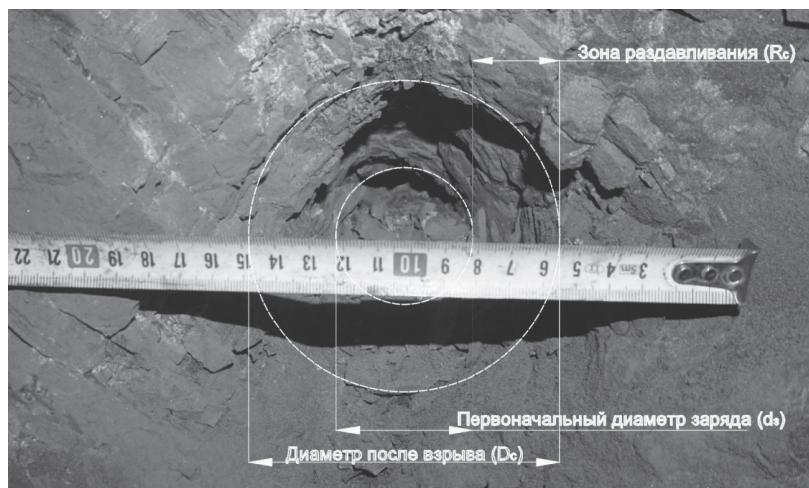


Рис. 2. Схема к определению геометрических параметров зоны раздавливания от взрыва шпура

Fig. 2. Geometry determination chart for crushing zone after borehole blasting

выработки в месте зоны раздавливания образуется полость, которую называют «стаканом» (рис. 1).

Согласно [1], величину напряженно-го состояния горного массива можно определить по длине радиальных трещин. В настоящей статье описывается метод, при котором величина напряжений определяется соотношением начального диаметра шпура и диаметра «стакана» (зоны раздавливания) после взрыва (рис. 2).

Теоретические и промышленно-экспериментальные исследования, приведенные в [1, 2], дают радиус зоны раздавливания в следующем виде:

$$R_c = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_e d_3 c}{(\sigma_{сж} - P)\Phi} \sqrt{\frac{d_\kappa}{d_e}}, \quad (1)$$

где  $D$  — скорость детонации ВВ, м/с;  $\rho_e$  — плотность заряжения, кг/м<sup>3</sup>;  $d_3$  — первоначальный диаметр шпура (скважины), м;  $c$  — скорость продольной волны в породе, м/с;  $d_\kappa$  — максимальный размер куска породы в «стакане» после взрыва, м;  $d_e$  — размер отдельности в массиве, м;  $\Phi$  — показатель трещиноватости;  $\sigma_{сж}$  — предел прочности породы на всестороннее сжатие, Па;  $P$  — величина напряженного состояния горного массива, Па.

Исходя из геометрии зоны (см. рис. 2), диаметр «стакана» после взрыва можно выразить формулой

$$D_c = 2R_c + d_3, \quad (2)$$

где  $D_c$  — диаметр «стакана».

Сопоставляя зависимости (1) и (2), получим формулу для определения напряжений в массиве горных пород:

$$P = \sigma_{сж} - \frac{\sqrt{\pi}}{4} \frac{D\rho_e d_3 c}{(D_c - d_3)\Phi} \sqrt{\frac{d_\kappa}{d_e}}. \quad (3)$$

Промышленные экспериментальные исследования по определению напряженного состояния массива железистых кварцитов проводились на горизонте

–250 м в шахте им. Губкина комбината «КМАруда» на глубине 445 м.

### Методика проведения экспериментальных исследований

В горных выработках после взрывных работ по обнаженной плоскости забоя линейным методом определяют: средний размер отдельностей в массиве ( $d_e$ ), средний диаметр «стаканов» после взрыва ( $D_c$ ), максимальный размер куска породы в «стакане» ( $d_\kappa$ ).

Из этих же забоев отбирали пробы пород, используя известные методы лабораторных испытаний в ОАО «ВИОГЕМ», устанавливали физико-механические свойства образцов пород: предел прочности на одноосное сжатие ( $\sigma_{сж}$ ), скорость продольной волны ( $c$ ), коэффициент Пуассона ( $\vartheta$ ).

Показатель трещиноватости ( $\Phi$ ) взаимосвязан с размером естественной отдельности и определяется согласно аналитической формуле [2]:

$$\Phi = 12e^{-d_e}. \quad (4)$$

На исследуемом предприятии бурят шпуры диаметром 40 мм, длиной 2,5 м и как правило используют патронированный аммонит БЖВ диаметром 32 мм.

### Обсуждение результатов исследований

Результаты полевых и лабораторных исследований, а также расчеты величины горного давления по формуле (3) приведены в таблице.

На основе натуральных измерений и лабораторных исследований образцов горной породы построена зависимость диаметра «стакана» после взрыва от предела прочности железистого кварцита при одноосном сжатии из отобранных образцов горной породы из забоя выработки (рис. 3). Исследовано 55 взорванных шпуров и образцов горных пород.

**Физико-технические параметры массива до и после взрывания шпуров при проходке выработок, расчетная величина напряженного состояния массива**  
**Physicotechnical characteristics of rock mass before and after blasting in mine heading, estimated value of rock mass stress state**

Геологическое описание горной породы, участки измерений на глубине, м	Размер отдельности в плоскости забоя $d_e$ , м	Максимальный размер куска в «стакане» $d_k$ , м	Усредненные физико-механические свойства			Диаметр «стакана» после взрыва $D_c$ , м	Кол-во измеренных «стаканов», шт.	Расчетная величина $P$ , $10^6$ Па,
			$\vartheta$	$\sigma_{сж}$ , МПа	$c$ , $10^3$ м/с			
Железнослюдково-магнетитовый кварцит, (гор. -250 м), глубина 445 м	0,45	0,02	0,24	147,7	4,2	0,09	11	33,2
	0,5	0,02	0,23	129,5	4,8	0,11	15	26,5
	0,6	0,03	0,23	145,0	5,3	0,12	18	34,8
	0,48	0,03	0,24	160,5	5,1	0,11	11	42,2
Среднее	0,51	0,025	0,235	145,7	4,85	0,108	55 (всего)	34,2

Анализ рис. 3 показывает, что с увеличением прочности исследуемых образцов — кварцитов — диаметр «стакана» после взрыва уменьшается. Это подтверждается и математическим анализом формулы (1). Из (3) получена зависимость диаметра «стакана» от физико-технических свойств горного массива и детонационных параметров ВВ:

$$D_c = \frac{\sqrt{\pi}}{4} \frac{D \rho_e d_3 c}{(\sigma_{сж} - P) \Phi} \sqrt{\frac{d_k}{d_e}} + d_3 \quad (5)$$

Подставляя в (5) средние значения параметров физико-технических свойств

пород из таблицы, значение  $P = 27,5$  МПа (по опытным данным ОАО «ВИОГЕМ»),  $\Phi = 7,2$  по формуле (4) и детонационных характеристик ВВ ( $D = 4,2 \cdot 10^3$  м/с;  $\rho_B = 0,7 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>;  $d_3 = 0,04$  м) получим упрощенную формулу:

$$D_c = \frac{5,6 \cdot 10^6}{(\sigma_{сж} - 27,5 \cdot 10^6)} + 0,04 \quad (6)$$

Теоретическая зависимость диаметра «стакана» от  $\sigma_{сж}$ , полученная на основе численных расчетов по (6), приведена на рис. 3 в виде кривой 1. Причем численные значения диаметра «стакана», опре-

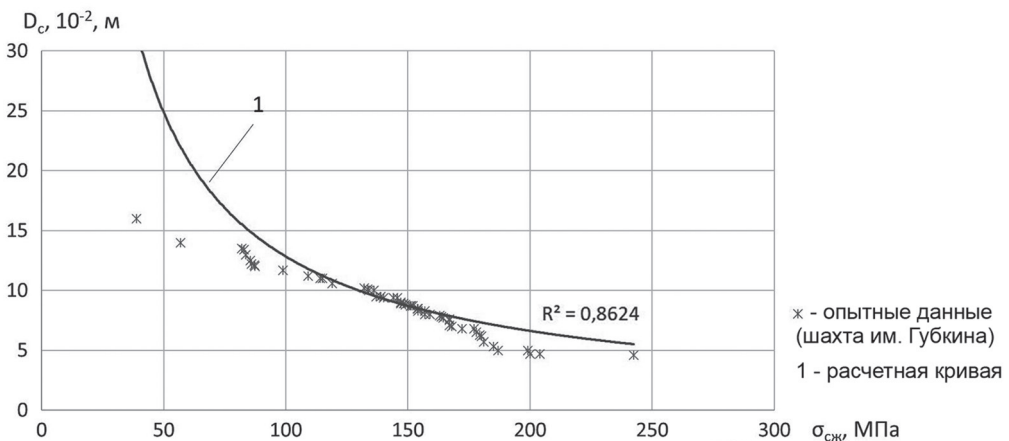


Рис. 3. Зависимость диаметра «стакана» от предела прочности породы при одноосном сжатии  
 Fig. 3. 'Barrel' diameter versus uniaxial compression strength of rocks

деленные с использованием теоретической зависимости, в основном совпадают с фактическими данными, частично превышая фактические данные при малых значениях  $\sigma_{\text{сж}}$ . Вероятно, это связано с тем, что образцы пород для определения  $\sigma_{\text{сж}}$  отбирались из взорванной горной массы, а взрыв, как известно, разупрочняет массив [2].

С увеличением глубины разработки месторождения изменяется НДС и сохраняется тенденция увеличения напряжений. Значительное снижение устойчивости массива, когда породы переходят в предельное состояние, происходит вследствие возрастания горного давления. К примеру, в работах [21 – 22] описаны данные об изменении в сторону увеличения вертикальных и горизонтальных напряжений с глубиной на шахте им. Губкина.

Проведение натуральных измерений для определения НДС массива при проходке горных выработок с использованием метода разгрузки на больших базах и метода щелевой разгрузки, проведенные на горизонте –250 шахты им. Губкина силами лаборатории «Горного давления и сдвигения горных пород», ОАО «ВИОГЕМ» в 2017–2021 гг., давали значения напряжений  $P = 15 – 40$  МПа. Проведено около 30 исследований.

С помощью метода щелевой разгрузки определялись вертикальные напряжения в борту выработки, действующие вдоль контура выработки, и также горизонтальные напряжения, действующие вдоль оси выработки. По измеренным деформациям на участках горизонта –250 м получены следующие величины: вертикальная щель на участке электровозного депо, горизонтальные напряжения – 11,6 МПа; горизонтальная щель на участке вентиляционного шлюза № 2 заезда на главный поэтажный штрек, вертикальные напряжения – 22,3 МПа. Результаты измерений можно встретить

в [3]. Методом разгрузки на больших базах горная выработка рассматривается как скважина, и при продвижении забоя фиксируется деформация стенок выработки. На участке камеры сварки горизонта –250 м напряжения максимальные – 33,7 МПа, минимальные – 7,07 МПа.

Это в целом соответствует значениям напряжений в массиве, полученных с помощью взрывного метода: 26,5 – 42,2 МПа.

### **Заключение и направление дальнейших исследований**

Анализ технической литературы, теоретические и промышленные экспериментальные исследования, численные расчеты и сравнение их с данными практики позволяют сделать следующие выводы.

Получена теоретическая формула расчета величины горного давления, основанная на определении диаметра зоны раздавливания («стакана») после взрыва шпурового заряда ВВ.

В выработках шахты им. Губкина проведены промышленные экспериментальные исследования с определением физико-технических параметров горного массива, геометрических параметров «стаканов» и кусков породы. Всего проведены исследования после взрыва 55 шпуров на горизонте –250 м, глубина 445 м. Сопоставление опытных данных зависимости диаметра «стакана» от предела прочности на сжатие железистых кварцитов и расчетных по формулам (5), (6) указывает на правомерность формул.

Благодаря установлению физико-технических параметров массива, детонационных характеристик ВВ, изучению зон действия взрыва (зона раздавливания «стакана») и взаимосвязи размеров отдельностей и показателя трещиноватости массива, данное исследование и метод, а также полученные зависимо-

сти могут быть применимы и интерпретированы к другим горно-геологическим условиям при подземной горной разработке.

Расчетные значения напряженного состояния массива, определенные взрывным методом (26,5 – 42,2 МПа) соответствуют результатам, полученным ОАО «ВИОГЕМ» в 2017 – 2021 гг. методами разгрузки на больших базах и щелевой разгрузки (15,0 – 40,0 МПа), что указы-

вает на правомерность формулы расчета (3).

Преимуществом взрывного способа определения горного давления является его оперативность, экономичность и возможность использовать технологический взрыв шпуров при проходке выработок.

Настоящие исследования можно использовать для создания взрывного метода расчета напряженного состояния горного массива.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Тюпин В. Н., Рубашкина Т. И. Взрывные методы определения напряженного состояния массивов горных пород // ФТПРПИ. – 2018. – № 4. – С. 44 – 50.
2. Тюпин В. Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах. – Белгород: ИД «Белгород», 2017. – 192 с.
3. Сергеев С. В., Сеница И. В. Геомеханическое сопровождение подземной отработки железных руд на комбинате «КМАруда» // Горный журнал. – 2019. – № 8. – С. 30 – 33. DOI: 10.17580/gzh.2019.08.05.
4. Адушкин В. В., Анисимов В. Н. Геодинамическая и геоэкологическая безопасность и пути ее решения в регионе КМА / Проблемы природопользования и экологическая ситуация в Европейской России и на сопредельных территориях. Материалы VII Международной научной конференции (памяти проф. Петина А.Н.). – Белгород, 2017. – С. 13 – 20.
5. Duc-Phi Do, Nam-Hung Tran, Hong-Lam Dang, Dashnor Hoxha Closed-form solution of stress and stability analysis of wellbore in anisotropic permeable rock // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2019, vol. 113, pp. 11 – 23. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2018.11.002.
6. Xia-Ting Feng, Jianpo Liu, Bingrui Chen, Yaxun Xiao, Guangliang Feng, Fengpeng Zhang Monitoring, warning, and control of rockburst in deep metal mines // Engineering. 2017, vol. 3, no. 4, pp. 538 – 545. DOI: 10.1016/J.ENG.2017.04.013.
7. Li C. C. Principles of rockbolting design // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2017, vol. 9, no. 3, pp. 396 – 414. DOI: 10.1016/j.jrmge.2017.04.002.
8. De Souza J. C., Da Silva A. C. S., Rocha S. S. Analysis of blasting rocks prediction and rock fragmentation results using split-desktop software // Tecnologia em Metalurgia Materiais e Mineração. 2018, vol. 15, no. 1, pp. 22 – 30. DOI: 10.4322/2176-1523.1234.
9. Самойлов В. Л., Нефедов В. Е. Управление состоянием массива горных пород. – Донецк: ДОННТУ, 2016. – 204 с.
10. Павлов А. М. Прогноз геомеханического состояния массива горных пород глубоких горизонтов Зун-Холбинского месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 5. – С. 105 – 114. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-50-105-114.
11. Хмелинин А. П. Разработка комплексного геофизического метода для выбора места заложения скважин геомеханических измерений и контроля процесса их бурения. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2014. – 165 с.
12. Тюпин В. Н. Механизм формирования зоны остаточных напряжений при взрывании в трещиноватом гранитном массиве рудников ПАО «ППГХО» // Горный журнал. – 2020. – № 10. – С. 60 – 64. DOI: 10.17580/gzh.2020.10.04.
13. Шкуратник В. Л. Методы определения напряженно-деформированного состояния массива горных пород. – М.: МГГУ, 2012. – 112 с.



14. Брызгалов В. И., Барышников В. Д., Булатов В. А., Гахова Л. Н. Контроль напряженно-деформированного состояния плотины Саяно-Шушенской ГЭС // Гидротехническое строительство. — 2000. — № 10. — С. 51–55.

15. Рассказов И. Ю., Федотова Ю. В., Сидляр А. В., Потапчук М. И. Анализ проявлений техногенной сейсмичности в удароопасном массиве пород Николаевского месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2020. — № 11. — С. 46–56. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-11-0-46-56.

16. Менгель Д. А. Изменение первоначального напряженного состояния северного участка Соколовского месторождения в процессе отработки // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2020. — № 3-1. — С. 138–148. DOI: 10.25018/02361493-2020-31-0-138-148.


17. Тюпин В. Н., Кубликов С. Н. Предельные параметры буровзрывных работ при отбойке руды глубокими скважинами в камерах шахты им. Губкина АО «Комбината КМА-руда» // Горная промышленность. — 2020. — № 4. — С. 92–97. DOI: 10.30686/1609-9192-2020-4-92-97.

18. Singh S. P., Abdul H. Investigation of blast design parameters to optimize fragmentation. Rock Fragmentation by Blasting // Fragblast. 2013, vol. 10, pp. 181–187. DOI: 10.1201/b13759-23.

19. Масаев Ю. А., Масаев В. Ю. Исследование условий формирования зон трещинообразования в породном массиве при сооружении горных выработок с применением взрывных работ // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. — 2020. — № 1. — С. 17–22.

20. Масаев Ю. А. Исследование влияния напряженного состояния горного массива на эффективность взрывных работ // Вестник Кузбасского государственного технического университета. — 2002. — № 5. — С. 53–54.

21. Адушкин В. В., Кишкина С. Б., Куликов В. И., Павлов Д. В., Анисимов В. Н., Салтыков Н. В., Сергеев С. В., Спунгин В. Г. Построение системы мониторинга потенциально опасных участков Коробковского месторождения Курской магнитной аномалии // ФТПРПИ. — 2017. — № 4. — С. 3–13.

22. Казикаев Д. М. Геомеханика подземной разработки руд. — М.: МГГУ, 2009. — 542 с. 

## REFERENCES

1. Tyupin V. N., Rubashkina T. I. Explosive methods for determining the stress state of rock massifs. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*. 2018, no. 4, pp. 44–50. [In Russ].

2. Tyupin V. N. *Vzryvnyye i geomekhanicheskie protsessy v treshchinovatykh napryazhennykh gornyykh massivakh* [Explosive and geomechanical processes in fractured stressed mountain massifs], Belgorod, ID «Belgorod», 2017, 192 p.

3. Sergeev S. V., Sinitsa I. V. Geomechanical support of underground mining of iron ores at the KMAruda combine. *Gornyi Zhurnal*. 2019, no. 8, pp. 30–33. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2019.08.05.

4. Adushkin V. V., Anisimov V. N. Geodynamic and geochemical without danger and solutions in the region KMA. *Problemy prirodopol'zovaniya i ekologicheskaya situatsiya v Evropeyskoy Rossii i na sopredel'nykh territoriyakh. Materialy VII Mezhdunarodnoy nauchnoy konferentsii (pamyati prof. Petina A.N.)* [Problems of nature management and environmental situation in European Russia and adjacent territories. Materials of the VII International Scientific Conference (in memory of Prof. Petina A.N.)], Belgorod, 2017, pp. 13–20. [In Russ].

5. Duc-Phi Do, Nam-Hung Tran, Hong-Lam Dang, Dashnor Hoxha Closed-form solution of stress and stability analysis of wellbore in anisotropic permeable rock. *International Jour-*

*Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2019, vol. 113, pp. 11–23. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2018.11.002.

6. Xia-Ting Feng, Jianpo Liu, Bingrui Chen, Yaxun Xiao, Guangliang Feng, Fengpeng Zhang Monitoring, warning, and control of rockburst in deep metal mines. *Engineering*. 2017, vol. 3, no. 4, pp. 538–545. DOI: 10.1016/J.ENG.2017.04.013.

7. Li C. C. Principles of rockbolting design. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2017, vol. 9, no. 3, pp. 396–414. DOI: 10.1016/j.jrmge.2017.04.002.

8. De Souza J. C., Da Silva A. C. S., Rocha S. S. Analysis of blasting rocks prediction and rock fragmentation results using split-desktop software. *Tecnologia em Metalurgia Materiais e Mineração*. 2018, vol. 15, no. 1, pp. 22–30. DOI: 10.4322/2176-1523.1234.

9. Samoylov V. L., Nefedov V. E. *Upravlenie sostoyaniem massiva gornyx porod* [Management of the state of the massif of mountain rocks], Donetsk, DONNTU, 2016, 204 p.

10. Pavlov A. M. Prediction of geomechanical behavior of deep-level rock mass in the Zun-Kholba deposit. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 5, pp. 105–114. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-50-105-114.

11. Khmelinin A. P. *Razrabotka kompleksnogo geofizicheskogo metoda dlya vybora mesta zalozheniya skvazhin geomekhanicheskikh izmereniy i kontrolya protsessa ikh bureniya* [Development of an integrated geophysical method for selecting the location of wells for geomechanical measurements and control of their drilling process], Novosibirsk, IGD SO RAN, 2014, 165 p.

12. Tyupin V. N. The mechanism of formation of the zone of residual stresses in blasting in fractured granite massif mines of PJSC PIMCU. *Gornyi Zhurnal*. 2020, no. 10, pp. 60–64. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2020.10.04.

13. Shkuratnik V. L. *Metody opredeleniya napryazhenno-deformirovannogo sostoyaniya massiva gornyx porod* [Methods of determining intensively-strain state of rock massif], Moscow, MGGU, 2012, 112 p.

14. Bryzgalov V. I., Baryshnikov V. D., Bulatov V. A., Gakhova L. N. Control of the stress-strain state of the Sayano-Shushenskaya HPP dam. *Gidrotekhnicheskoe stroitel'stvo*. 2000, no. 10, pp. 51–55. [In Russ].

15. Rasskazov I. Yu., Fedotova Yu. V., Sydlyar A. V., Potapchuk M. I. Analysis of induced seismic events in rockburst-hazardous Nikolaevsk deposit. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 11, pp. 46–56. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-11-0-46-56.

16. Mengel D. A. Change in the initial stress state of the northern section of the Sokolovsky field in the process of mining. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 3-1, pp. 138–148. [In Russ]. DOI: 10.25018/02361493-2020-31-0-138-148.

17. Tyupin V. N., Kublikov S. N. Limiting parameters of drilling and blasting operations during the extraction of ore by deep wells in the chambers of the Gubkin mine of JSC «KMARuda Combine». *Russian Mining Industry*. 2020, no. 4, pp. 92–97. [In Russ]. DOI: 10.30686/1609-9192-2020-4-92-97.

18. Singh S. P., Abdul H. Investigation of blast design parameters to optimize fragmentation. *Rock Fragmentation by Blasting. Fragblast*. 2013, vol. 10, pp. 181–187. DOI: 10.1201/b13759-23.

19. Masaev Yu. A., Masaev V. Yu. Investigation of conditions for the formation of fracture zones in the rock mass during the construction of mine workings using blasting. *Bulletin of Research Center for Safety in Coal Industry (Industrial Safety)*. 2020, no. 1, pp. 17–22. [In Russ].

20. Masaev Yu. A. Investigation of the influence of the stressed state of the mining massif on the efficiency of blasting. *Bulletin of the Kuzbass State Technical University*. 2002, no. 5, pp. 53–54. [In Russ].

21. Adushkin V. V., Kishkina S. B., Kulikov V. I., Pavlov D. V., Anisimov V. N., Saltykov N. V., Sergeev S. V., Spungin V. G. Construction of a monitoring system for potentially dangerous areas of the Korobkovsky field of the Kursk magnetic anomaly. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*. 2017, no. 4, pp. 3–13. [In Russ].

22. Kazikaev D. M. *Geomekhanika podzemnoy razrabotki rud* [Geomechanics of underground ore mining], Moscow, MGGU, 2009, 542 p.

## ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Тюпин Владимир Николаевич<sup>1</sup> — д-р техн. наук,  
профессор, e-mail: tyupinvn@mail.ru,  
ORCID ID: 0000-0002-3709-0957,  
Пономаренко Константин Борисович<sup>1</sup> — аспирант,  
инженер, ОАО «ВИОГЕМ», лаборатория  
горного давления и сдвижения горных пород,  
e-mail: ponomarenkokb@yandex.ru,  
ORCID ID: 0000-0003-1745-9670,  
<sup>1</sup> Белгородский государственный национальный  
исследовательский университет.  
**Для контактов:** Пономаренко К.Б.,  
e-mail: ponomarenkokb@yandex.ru.

## INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

V.N. Tyupin<sup>1</sup>, Dr. Sci. (Eng.), Professor,  
e-mail: tyupinvn@mail.ru,  
ORCID ID: 0000-0002-3709-0957,  
K.B. Ponomarenko<sup>1</sup>, Graduate Student,  
VIOGEM, Laboratory of Rock Pressure  
and Rock Displacement, Belgorod, 308007, Russia,  
e-mail: ponomarenkokb@yandex.ru,  
ORCID ID: 0000-0003-1745-9670,  
<sup>1</sup> Belgorod State National Research University,  
308015, Belgorod, Russia.  
**Corresponding author:** K.B. Ponomarenko,  
e-mail: ponomarenkokb@yandex.ru.

Получена редакцией 10.02.2022; получена после рецензии 23.05.2022; принята к печати 10.07.2022.  
Received by the editors 10.02.2022; received after the review 23.05.2022; accepted for printing 10.07.2022.



---

## ОТДЕЛЬНЫЕ СТАТЬИ ГОРНОГО ИНФОРМАЦИОННО-АНАЛИТИЧЕСКОГО БЮЛЛЕТЕНЯ (СПЕЦИАЛЬНЫЙ ВЫПУСК)

---

### ЭФФЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РЕМОНТА ГИДРОЦИЛИНДРОВ ГОРНЫХ МАШИН (2022, № 5, СВ 4, 20 с.)

*Мнацаканыан В.У., Нго Ву Нгуэн, Нгуен Тхэ Винь, Нгуен Суан Хынг, Севагин С.В., Нго Ву Нгуэн, Мартюшова А.А.*

Представлены эффективные технологические методы восстановления работоспособности и точности ответственных элементов гидроцилиндров горных машин. Показано, что на этапе ремонта цилиндров и штоков целесообразно применять методы, позволяющие наряду с восстановлением работоспособности изношенных деталей улучшить их эксплуатационные характеристики и повысить ресурс соединений.

### EFFECTIVE TECHNOLOGIES FOR REPAIRING HYDRAULIC CYLINDERS OF MINING MACHINES

*V.U. Mnatsakanyan, Ngo Vu Nguyen, Nguyen The Vinh, Nguyen Xuan Hing, S.V. Sevagin, Ngo Vu Nguyen, A.A. Martyushova*

Effective technological methods for restoring the operability and accuracy of critical elements of hydraulic cylinders of mining machines are presented. It is shown that at the stage of repair of cylinders and rods, it is advisable to apply methods that, along with restoring the operability of worn parts, improve their operational characteristics and increase the service life of the joints.