

УДК 622.831:622.235

# МЕХАНИЗМ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОНЫ ОСТАТОЧНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ВЗРЫВАНИИ В ТРЕЩИНОВАТОМ ГРАНИТНОМ МАССИВЕ РУДНИКОВ ПАО «ППГХО»\*

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

Белгородский государственный национальный исследовательский университет, Белгород, Россия

## Введение

Анализ отечественной и зарубежной технической литературы [1–14] показывает, что при ведении взрывных работ в законтурной части трещиноватого горного массива появляются зоны с измененными физическими свойствами и геомеханическими параметрами. Это зоны раздавливания, радиальных трещин, заколов и зона сотрясений. В работах [1–5, 8–13, 15–18] довольно подробно рассмотрены параметры и свойства горных массивов в первых трех зонах. Наименьшее внимание уделено характеристике зоны сотрясений. При этом ширина данной зоны после массовых взрывов на карьерах составляет  $(30 \div 170)d_3$  ( $d_3$  – диаметр заряда ВВ), при проходке подземных горных выработок –  $(25 \div 75)d_3$  [8].

В работах Г. И. Покровского выделена зона сотрясения [1, 2], в которой, по его мнению, происходит раскрытие естественных трещин. В работах [7, 8] установлено, что в этой зоне в результате смещения отдельностей массива в радиальном направлении от взорванных зарядов ВВ происходит закрытие естественных трещин и упругое деформирование отдельностей. В работе [19] теоретически установлено, что при подземных ядерных взрывах появляется зона остаточных напряжений в пределах зоны радиального трещинообразования. Повышение напряженного состояния авторы связывают с возникновением пустот в результате появления многочисленных макро- и микротрещин. В работе [20] приведены результаты исследований Н. А. Евстропова и др. при камуфлетных взрывах в глинистых породах. Экспериментально установлено появление двух зон: зоны трещинообразования и зоны уплотнения. В более удаленной зоне уплотнения предел прочности на сжатие глинистых пород увеличивается с 0,7 до 1,3 МПа, модуль упругости с 220 до 280 МПа, объемная масса с  $1,95 \cdot 10^3$  до  $2,05 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>. Анализ этих данных говорит о том, что в зоне сотрясения, которая находится за зонами радиальных трещин и заколов, изменяются физико-механические свойства и напряженно-деформированное состояние (НДС) породного массива. Однако приведенные исследования не отвечают на вопрос: как количественно изменяется НДС трещиноватого напряженного массива при ведении взрывных работ? Не ясен механизм образования зоны сотрясений в трещиноватом массиве горных пород.

Приведены результаты промышленных экспериментов, доказывающие появление зоны остаточных напряжений в трещиноватом горном массиве после взрывания. Выведена теоретическая формула расчета величины радиального остаточного напряжения с расстоянием.

**Ключевые слова:** зона взрывных остаточных напряжений, трещиноватый горный массив, механизм, формула расчета, удароопасный массив, способ взрывной разгрузки.

**DOI:** 10.17580/gzh.2020.10.04

Цель статьи – установить механизм образования зоны сотрясений в трещиноватом породном массиве и определить его напряженное состояние после проведения взрывных работ.

## Методика проведения экспериментов и результаты исследования

Назначение трех серий экспериментов – определить качественно и количественно изменение НДС массива за контуром отбойки до и после проведения взрывов.

Первая серия экспериментов была проведена с использованием прибора акустической эмиссии (АЭ) ЗП-5 в массиве гранитов на руднике 8 ПАО «Приаргунское производственное горнохимическое объединение» (ППГХО); глубина от поверхности земли составляла 630 м, имелись 3 системы трещин, которые заполнены хлоритом, кальцитом мощностью 1–3 мм. Перпендикулярно борту штрека 306 бурили 10 шпуров длиной 1,5 м через 0,5 м (**рис. 1**).

Частоту акустической эмиссии измеряли в течение 15 мин в каждом шпуре. Затем в шпуре 5 провели взрыв заряда аммонитом массой 0,8 кг (см. рис. 1) и измерили частоту АЭ во всех шпурах. Результаты изменения относительной частоты АЭ после взрыва отражены на графике рис. 1. Анализ полученных данных показывает, что на расстоянии 1–2,5 м от взорванного шпура происходит увеличение частоты АЭ в среднем в 2 раза. Это указывает на то, что справа и слева от взорванного шпура напряженное состояние массива увеличивается.

Вторую серию экспериментов проводили на руднике «Глубокий» ПАО «ППГХО», блок 6а-812. Перпендикулярно борту слоевого орта бурили 5 смотровых шпуров глубиной 1,5 м на расстоянии 0,5 м друг от друга. Затем на расстоянии 0,7 м от крайнего смотрового шпура проходили выработку перпендикулярно борту орта. Массив в районе смотровых шпуров представлен гранитами с размером отдельности 0,15–0,4 м; число систем трещин – 3, одна из

\*В экспериментальных исследованиях также принимали участие И. И. Шишкин, Б. М. Беляев, В. М. Паньков, В. А. Паздникова.

© Тюпин В. Н., 2020

которых находится под углом 20–30° к плоскости смотровых шпуров, другая под углом около 90° к осям шпуров. После трех циклов взрывания в слоевой заходке определяли абсолютные деформации в шпурах методом «отпечатков». В шпур вводили деревянный шест с закрепленным на его конце цилиндром мягкого пенопласта. После взрывания в слоевой заходке массив смещается по естественным трещинам, частично перекрывая смотровые шпуры в сечении. При введении шеста пенопласт упирается в выступ в шпуре, и на нем остается отпечаток. Ширина отпечатка измеряется. Результаты замеров приведены в табл. 1, где, кроме того, приводится расчетная величина относительных деформаций массива и величина напряжения с расстоянием от оконтуривающих зарядов ВВ.

В табл. 1 величину относительной деформации массива  $\epsilon$  определяли по формуле

$$\epsilon = \Delta r^{-1} \quad (1)$$

Величина радиального остаточного напряжения равна [8]

$$\sigma_{\text{ост}}(r) = \epsilon E \Phi^{-1}, \quad (2)$$

где  $E$  – модуль упругости отдельности массива, для гранита  $E = 5,3 \cdot 10^{10}$  Па;  $\Phi$  – показатель трещиноватости массива, для массива с  $d_g = 0,15 \div 0,4$  м ( $d_g$  – средний размер отдельности в массиве),  $\Phi = 9$  в среднем [8].

Анализ данных эксперимента и табл. 1 указывает на то, что взрывом в трещиноватом массиве создаются остаточные деформации и, следовательно, остаточное напряженное состояние.

Кроме того, установлено наличие смещения отдельностей породного массива на стенках восстающего, пройденного комбайном 2КВ, после проходки рядом с ним слоевого орта в блоке ба-814. В гранитах с размером отдельности 0,4–1 м на расстоянии от центра орта, равном 3,5–6,3 м, на образующей восстающего смещение отдельностей в виде выступов пород составило 2–8 мм.

Третья серия экспериментов по исследованию действия взрыва заключалась в определении напряженного состояния массива ультразвуковым методом. Разработана методика, которая заключалась в получении тарировочной кривой в лабораторных условиях при испытании под прессом составных (2–3 кубика или керна) образцов гранита с получением зависимости  $\sigma = f(c)$  ( $\sigma$  – сжимающее напряжение,  $c$  – скорость ультразвука). После этого на 8-м горизонте рудника «Глубокий» в борту выработки бурили 28 измерительных и 2 взрывных шпура длиной 3 м в 2 ряда по высоте (рис. 2). Расстояние между измерительными шпурами по вертикали и горизонтали составляет 0,4 м. Гранитный массив сложен отдельностями с размером 0,2–0,8 м.

Все соседние измерительные шпуры прозвучивали ультразвуковым прибором УКБ-1М через 0,2 м по глубине шпуров

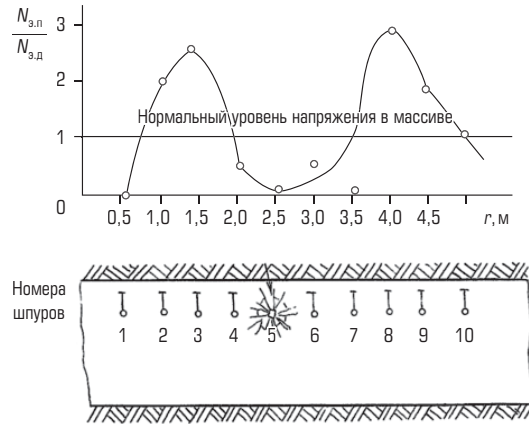


Рис. 1. Характер распределения относительной частоты АЭ после взрыва в шпуре № 5 с расстоянием  $r$  от заряда ВВ:  $N_{э,д}$ ,  $N_{э,п}$  – частота акустической эмиссии до и после взрыва соответственно

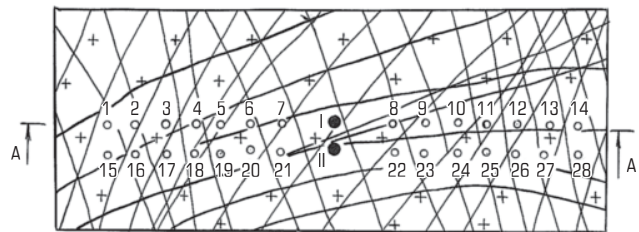


Рис. 2. Схема расположения измерительных (1–28) и взрывных (I–II) шпуров в массиве гранитов в выработке на 8-м горизонте рудника «Глубокий»

в горизонтальном и вертикальном направлениях. Затем проводили взрывание 2 шпуров с массой заряда в каждом из них 1,6 кг и повторное прозвучивание. Далее была проведена вторая серия взрывов четырех шпуров (№ 7, 8, 21, 22, масса заряда в каждом 1,4 кг) и осуществлено прозвучивание оставшихся. Общее число замеров скорости ультразвука составило 450. Обобщенные результаты исследований представлены в табл. 2.

Анализ данных табл. 2 позволяет сделать следующий вывод. После первой серии взрывов произошла разгрузка массива: напряжения в радиальном направлении снизились с 13,1–40,5 до 3,9–13,2 МПа, в тангенциальном – с 30,5–36,8 до 5,8–16,4 МПа. Следует отметить, что разгрузка массива произошла, так как на глубине 500 м и вблизи обнажения массив находится в повышенном напряженном состоянии.

Таблица 1. Определение остаточного напряженного состояния трещиноватого массива после проходки слоевой заходки

Номер смотровых шпуров	Расстояние от контурного шпура до смотрового $r$ , м	Величина смещения породы в шпуре $\Delta$ , $10^{-3}$ м	Относительная деформация массива $\epsilon$	Величина радиального остаточного напряжения $\sigma_{\text{ост}}(r)$ , $10^6$ Па
1	0,7	4,5	0,00643	35,22
2	1,2	3,0	0,00250	13,98
3	1,7	2,0	0,00117	6,52
4	2,2	1,0	0,00045	2,52
5	2,6	0,5	0,00019	1,06

**Таблица 2. Изменение скорости ультразвука и остаточных напряжений (средние величины по парам шпуров) в гранитном массиве после первой и второй серий взрывов**

Номера шпуров	Число замеров до или после взрывов	Скорость ультразвука, м/с		
		Напряжение, МПа		
		До взрыва	После 1-й серии взрывов	После 2-й серии взрывов
<i>Радиальная компонента относительно направления действия взрыва</i>				
1–7	84	5816 14,3	5344 3,9	5639 14,1
15–21	84	5921 21,3	5424 5,0	5805 18,7
8–14	84	6357 40,5	5792 13,2	5740 17,6
22–28	84	5751 13,1	5341 4,6	5598 7,1
<i>Тангенциальная компонента</i>				
(1÷7)– (15÷21)	98	6265 36,8	5788 16,4	6100 26,8
(8÷14)– (22÷28)	98	6141 30,5	5507 5,8	5548 7,7

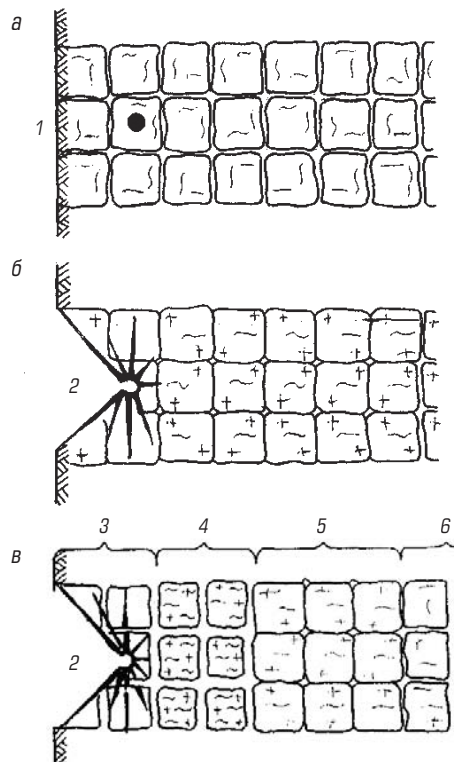
После второй серии взрывов произошло увеличение напряженного состояния массива: в радиальном направлении с 3,9–13,2 до 7,1–18,7 МПа, в тангенциальном направлении с 5,8–16,4 до 7,7–26,8 МПа.

Анализ трех серий промышленных экспериментов показывает, что взрывание зарядов ВВ в трещиноватом напряженном породном массиве приводит как к снижению, так и к увеличению напряженного состояния массива. В массиве с высоким начальным напряженным состоянием при взрыве вблизи открытой поверхности, как правило, происходит снижение величины радиальных и тангенциальных напряжений. В трещиноватом массиве с низким начальным напряженным состоянием после взрыва, как правило, происходит формирование зоны остаточных напряжений.

В целом механизм формирования зоны сотрясений (остаточных напряжений) представляется следующим образом (рис. 3). После взрыва заряда ВВ волна напряжений разрушает отдельность, пронизанную зарядом ВВ, создавая там зоны раздавливания и радиального трещинообразования. Под действием газообразных продуктов детонации (ПД) части раздробленной отдельности движутся в радиальном направлении. В законтурной части массива это приводит к деформированию породного массива на гранях отдельностей и к упругому деформированию самих отдельностей (см. рис. 3, б). Зона заколов образуется в результате упругой реакции отдельностей (после падения давления ПД) за счет преодоления сил трения между гранями отдельностей. Это сопровождается смещением массива в сторону открытой поверхности и раскрытием естественных трещин (см. рис. 3, в).

В зоне сотрясений массив находится в остаточном напряженном состоянии. Энергии упругой реакции отдельностей недостаточно для преодоления сил трения на гранях отдельностей (см. рис. 3, в).

На основе изложенных представлений с использованием закона сохранения энергии получена формула для определения



**Рис 3. Развитие процесса деформирования трещиноватого массива взрывом во времени:**

*а* – до взрыва; *б* – во время взрыва; *в* – после взрыва; 1 – выработанное пространство; 2, 3, 4, 5 – зоны выброса, радиальных трещин, заколов, взрывных остаточных напряжений соответственно; 6 – зона естественного состояния массива

радиального остаточного напряженного состояния трещиноватого породного массива при короткозамедленном взрывании групп зарядов ВВ, например при проходке горных выработок [8].

$$\sigma(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D \rho_b d_3 c}{r \Phi} \left( 1 - \frac{\mu v}{1 - v} \right) K_{n\perp} K_{\perp}(N) K_{от} - \mu P, \quad (3)$$

где  $D$ ,  $\rho_b$ ,  $d_3$  – скорость детонации (м/с), плотность заряжания (кг/м<sup>3</sup>), диаметр заряда ВВ (м) соответственно;  $c$ ,  $\mu$ ,  $v$ , – скорость продольной волны (м/с), коэффициент поперечной деформации отдельности массива, коэффициент трения между отдельностями, соответственно;  $K_{n\perp}$ ,  $K_{\perp}(N)$ ,  $K_{от}$  – показатели, учитывающие взаимодействие зарядов ВВ и открытую поверхность;  $P$  – величина горного давления, Па;  $r$  – расстояние от заряда ВВ, м.

Величину взрывных остаточных напряжений в трещиноватом массиве в зависимости от расстояния можно определить по формуле (3) при  $r \geq R_3$ , где  $R_3$  – радиус зоны заколов. В случае, если  $\sigma(r)$  меньше нуля, то в данном районе массива, при данных параметрах БВР зона остаточных напряжений отсутствует.

Определим численно величину остаточных напряжений при проходке выработки в гранитах с размером отдельности 0,4 м на глубине 500 м с использованием для взрывания аммонита БЖВ в шпурах диаметром 40 мм. Численные значения параметров:  $D = 4,2 \cdot 10^3$  м/с;  $\rho_b = 0,7 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>;  $d_3 = 0,04$  м;

**Таблица 3. Параметры БВР при разгрузке массива**

Ширина выработки, м	Категория трещиноватости	Расстояние до максимума напряжений в массиве, м	Длина разгрузочных шпуров, м	Масса заряда, кг	Интервал замедления, мс
3,5±0,5	III	1,5–1,0	1,8±0,1	0,4–0,5	≥250
	IV	1,0–0,75		0,5–0,6	
	V	0,75		0,6–0,75	
4,5±0,5	III	2,0–1,5	2,5±0,2	0,5–0,8	≥450
	IV	1,5–1,0		0,8–1,0	
	V	1,0		1,0–1,25	

$c = 4,54 \cdot 10^3$  м/с;  $\mu = 0,45$ ;  $\nu = 0,23$ ;  $K_n = 2$ ;  $K(N) = 1,5$ ;  $K_{от} = 0,5$ ;  $P = 12,25 \cdot 10^6$  Па;  $\Phi = 9$ .

Численные расчеты по формуле (3) дают изменения величины радиальных остаточных напряжений с 30,9 до 4,1 МПа при увеличении расстояния с 0,7 до 2,6 м, что в целом соответствует экспериментальным данным второй серии экспериментов (см. табл. 1).

На основе представленных исследований разработан способ разгрузки удароопасных массивов при проходке горных выработок в случае проявления шелушений, стреляний, динамического заколообразования в кровле или бортах выработок (патент 1506991 РФ).

Особенностью способа является то, что, помимо проходческих шпуров, в борт или в кровлю бурят разгрузочные шпуров. Заряд ВВ для разгрузки имеет определенную массу, его располагают за зоной максимума напряжения в массиве и взрывают с определенным интервалом замедления относительно взрыва оконтуривающих шпуров проходческого цикла (табл. 3).

Данный способ разгрузки использован на рудниках ПАО «ППГХО» в гранитных массивах на 8–11-м горизонтах. Длина горно-капитальных и геологоразведочных выработок, разгруженных данным способом, составляет 1390 м.

**Заключение**

Анализ литературных источников и проведение комплекса экспериментальных, теоретических и численных расчетов по определению характера действия взрыва на трещиноватый напряженный горный массив позволяют сделать следующие выводы.

1. Изучение технической литературы позволило установить, что после взрывания в массиве горных пород за пределами зон радиального трещинообразования и заколов находится зона сотрясений, в которой происходит изменение физико-механических свойств пород и напряженно-деформированного состояния породного массива.

2. На рудниках ПАО «ППГХО» проведены три серии промышленных экспериментальных исследований с использованием приборов акустической эмиссии, ультразвуковых приборов и с замерами деформаций трещиноватого массива. Установлено, что в зоне сотрясений (взрывных остаточных напряжений) происходит смещение отдельностей гранитного массива от взрывааемых зарядов ВВ с деформациями на гранях отдельностей и их упругими деформациями, которые сохраняются после взрыва. Поэтому данную зону можно назвать зоной взрывных остаточных напряжений.

3. Разработан механизм образования зоны взрывных остаточных напряжений, приведена формула расчета величины радиальных сжимающих остаточных напряжений при короткозамедленном взрывании групп зарядов ВВ. Проведены численные расчеты по формуле при проходке выработки, доказывающие ее правомерность.

4. Предложен способ разгрузки удароопасного гранитного массива при проходке выработки в местах, где проявление горного давления происходит в виде шелушений, стреляний, динамического заколообразования. Способ использован на 8–11-м горизонтах рудников ПАО «ППГХО» в гранитных массивах.

**Библиографический список**

1. Покровский Г. И. Взрыв. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1980. – 190 с.
2. Покровский Г. И., Федоров М. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. – М.: Промстройиздат, 1957. – 276 с.
3. Фещенко А. А., Эрстов В. С. Контурное взрывание в гидротехническом строительстве. – М.: Энергия, 1972. – 119 с.
4. Кутузов Б. Н. Методы ведения взрывных работ: учебник. – 3-е изд. – М.: Горная книга, 2018. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом. – 476 с.
5. Мосинев В. Н., Абрамов А. В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра, 1982. – 248 с.
6. Адушкин В. В., Спивак А. А. Подземные взрывы. – М.: Наука, 2007. – 578 с.
7. Кутузов Б. Н., Тюпин В. Н. Определение зон деформирования трещиноватого массива взрывом заряда ВВ // Известия вузов. Горный журнал. 1983. № 4. С. 53–58.
8. Тюпин В. Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах. – Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. – 192 с.
9. Ракишев Б. Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. – Алма-Ата: Наука, 1983. – 239 с.
10. 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. P. 3978–3986.
11. 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. P. 183–186.
12. 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. P. 150–158.
13. 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. P. 77–82.
14. 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. P. 26809–26818.
15. Ерёмченко В. А., Рыльникова М. В., Есина Е. Н. Мониторинг напряженно-деформированного состояния структурно нарушенного и удароопасного массива горных пород // ГИАБ. 2015. Спец. выпуск 15. Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. Вып. 3. С. 105–116.
16. Аксенов А. А., Ожиганов И. А., Губанов Д. В. Использование метода вдавливания прибором МГД для определения геомеханического состояния массива и его физико-механических свойств // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 6. С. 17–22.
17. Галаев Р. Б., Кисель А. А., Андреев А. А., Зубков В. В. Оценка напряженного состояния рудного массива залежи С-2 шахты «Скалистая» до начала очистных работ // Горный журнал. 2016. № 7. С. 10–14. DOI: 10.17580/gzh.2016.07.02
18. Еремченко А. А., Шапошник Ю. Н., Филиппов В. Н., Конурич А. И. Развитие научных основ безопасной и эффективной геотехнологии при освоении удароопасных месторождений Западной Сибири и Крайнего Севера // Горный журнал. 2019. № 10. С. 33–39. DOI: 10.17580/gzh.2019.10.03
19. Родионов В. Н., Сизов И. А., Цветков В. М. Основы геомеханики. – М.: Недра, 1986. – 300 с.
20. Баклашов И. В., Картозия Б. А. Механические процессы в породных массивах. – М.: Недра, 1986. – 270 с. **ГЖ**

**Initiation of residual stress zone during blasting in jointed granite rock mass in operation of Priargunsky Industrial Mining and Chemical Union**

**Information about author**

**V. N. Tyupin**<sup>1</sup>, Professor, Doctor of Engineering Sciences, tyupinvn@mail.ru  
<sup>1</sup>Belgorod State University, Belgorod, Russia

**Abstract**

Russian and foreign technical literature says that blasting in jointed rock mass induces zones with altered physical properties and geomechanical behavior beyond the perimeter holes. These zones are identified as the crushed zone, radially fractured zone, spalling zone and shattered zone. The shattered zone lacks scientific attention although this zone can reach the width of  $(30-170)d_b$  ( $d_b$ —blasthole diameter) in open pit mines and  $(25-75)d_b$  in underground mines. The earlier implemented research answers the question on quantitative change in the stresses and strains of a jointed rock mass during blasting. The initiation mechanism of the shattered zone remains unclear. This study aims to find the initiation mechanism of the shattered zone in jointed rock mass and to determine its stress state after blasting. Three series of full-scale experimental studies have been performed in jointed granite rock mass using acoustic emission methods, ultrasonic techniques and deformation measurements. It is found that in the shattered zone, blocks in the jointed rock mass displace radially from the blast holes with deformation of the joint surfaces and with elastic strains preserved after blasting. For this reason, this zone is qualified as the zone of blast-induced residual stresses. The article gives the formula for the residual radial compressive stresses under short-delay multi-row blasting. The numerical calculation using this formula and the actual mine data prove the formula validity. The method of destressing blasting is proposed to unload rockburst-hazardous rock mass from stresses in the areas of the confining pressure phenomena such as spalling and sloughing. This method has been trialed in Priargunsky's mines in granite rock mass (1400 m long area was unloaded from stresses in mines). The authors highly appreciate participation of I. I. Shishkin, B. M. Belyaev, V. M. Pankov and V. A. Pazdnikova in the experimental research.

**Keywords:** blast-induced residual stress zone, jointed rock mass, mechanism, formula, rockburst-hazardous rock mass, destressing blasting method.

**References**

1. Pokrovskiy G. I. Blast. Fourth edition, revised and enlarged. Moscow : Nedra, 1980. 190 p.
2. Pokrovskiy G. I., Fedorov M. S. Effects of shock and blast in deformable media. Moscow : Promstroyizdat, 1957. 276 p.
3. Feshchenko A. A., Eristov V. S. Perimeter control blasting in waterworks construction. Moscow : Energiya, 1972. 119 p.

4. Kutuzov B. N. Methods of blasting operations : Textbook. 3rd ed. Moscow : Gornaya kniga, 2018. Vol. 1. Blast destruction of rocks. 476 p.
5. Mosinets V. N., Abramov A. V. Destruction of fissured and disturbed rocks. Moscow : Nedra, 1982. 248 p.
6. Adushkin V. V., Spivak A. A. Underground blasts. Moscow : Nauka, 2007. 578 p.
7. Kutuzov B. N., Tyupin V. N. Determination of damage zones induced by blasting in jointed rock mass. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal*. 1983. No. 4. pp. 53–58.
8. Tyupin V. N. Blasting and Geomechanical Processes in High-Stress Fractured Rock Mass. Belgorod : ID Belgorod NIU BelGU, 2017. 192 p.
9. Rakishev B. R. Prediction of process-dependent parameters in blasted rocks in open pit mines. *Alma-Ata : Nauka*, 1983. 239 p.
10. 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.
11. 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.
12. 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.
13. 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.
14. Poluhin O. N., Petin A. N., Ignatenko I. M., Dunaev V. A., Konovalov 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.
15. Eremenko V. A., Rylnikova M. V., Esina E. N. Monitoring stress-strain state of structural defects and udaroopasnost rock mass. *GIAB*. 2015. Special issue 15. Sustainable Performance Conditions for Mineral Resources Sector of Russia. Iss. 3. pp. 105–116.
16. Aksenov A. A., Ozhiganov I. A., Gubanov D. V. The use of pressings-in method with MHS device in order to determine geomechanical state of massif and its physico-mechanical properties. *Izvestiya vuzov. Gornyi zhurnal*. 2015. No. 6. pp. 17–22.
17. Galaov R. B., Kisel A. A., Andreev A. A., Zubkov V. V. Pre-stopping assessment of stress state of ore body S-2 in Skalistaya Mine. *Gornyi Zhurnal*. 2016. No. 7. pp. 10–14. DOI: 10.17580/gzh.2016.07.02
18. Eremenko A. A., Shaposhnik Yu. N., Filippov V. N., Konurin A. I. Development of scientific framework for safe and efficient geotechnology for rockburst-hazardous mineral deposits in Western Siberia and the Far North. *Gornyi Zhurnal*. 2019. No. 10. pp. 33–39. DOI: 10.17580/gzh.2019.10.03
19. Rodionov V. N., Sizov I. A., Tsvetkov V. M. Basic geomechanics. Moscow : Nedra, 1986. 300 p.
20. Baklashov I. V., Kartoziya B. A. Mechanical processes in rock mass. Moscow : Nedra, 1986. 270 p.

УДК 622.283

## ДИАГНОСТИКА ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ КРЕПИ СТВОЛОВ ШАХТЫ им. ГУБКИНА

**С. В. СЕРГЕЕВ**<sup>1</sup>, проф., д-р техн. наук, sergey.sergeev.v@mail.ru

**Е. Д. ВОРОБЬЕВ**<sup>1</sup>, директор, канд. техн. наук

**И. М. ИГНАТЕНКО**<sup>2</sup>, директор Института наук о Земле, канд. техн. наук

**А. В. ЗИНЧЕНКО**<sup>3</sup>, старший научный сотрудник

<sup>1</sup>МИП ООО «ГеоСтройМониторинг БелГУ», Белгород, Россия

<sup>2</sup>Белгородский государственный национальный исследовательский университет, Белгород, Россия

<sup>3</sup>ОАО «ВИОГЕМ», Белгород, Россия

### Введение

Стволы шахты им. Губкина АО «КМАруда» эксплуатируются с конца 40-х годов прошлого века. Они пройдены в сложных гидрогеологических условиях [1, 2]. Например, при проходке ствола № 1 диаметром в свету 4 м на глубине 72 м произошел прорыв пльвуна в ствол. После ликвидации аварии крепь в интервале глубин от 71,6 до 99,4 м была усилена чугунными тубингами высотой 1,5 м и спинкой толщиной 30 мм. При этом

Приведены результаты обследования состояния крепи существующего и строящегося вертикальных стволов шахты им. Губкина АО «КМАруда». Выполнен анализ напряженно-деформированного состояния крепи по измеренным деформациям. Определены величины давлений на крепь стволов в наиболее характерных интервалах по глубине. Установлено, что крепь обладает необходимым уровнем эксплуатационной надежности.

**Ключевые слова:** шахтный ствол, комбинированная крепь, бетон, тубинг, оперативный контроль, деформометр, напряжения, деформации, нагрузка на крепь.

**DOI:** 10.17580/gzh.2020.10.05

произошло уменьшение диаметра ствола до 3,4 м. После 70-летней эксплуатации ствола возникла необходимость и была выполнена комплексная диагностика напряженного состояния крепи на всех интервалах, в том числе закрепленных кирпичной, бетонитовой, тубинговой и бетонной крепью.