

УДК 622.831

# ИЗМЕНЕНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПРИЗАБОЙНОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПОСЛЕ ВЗРЫВАНИЯ ПРОХОДЧЕСКИХ ШПУРОВ\*

**В. Н. ТЮПИН**, проф., д-р техн. наук, [tyupinvn@mail.ru](mailto:tyupinvn@mail.ru)

Белгородский государственный национальный исследовательский университет, Белгород, Россия

## Введение

Напряженно-деформированное состояние (НДС) массива горных пород в призабойной части проходимой выработки важно знать, так как это определяет степень устойчивости, удароопасность образованного забоя и параметры крепления выработки. Призабойной частью проходимой выработки будем считать участок массива горных пород вблизи забоев шпуров, там, где образуются «стаканы». На удароопасных участках месторождений напряженно-деформированное состояние определяет возможность динамических проявлений горного давления в виде стрельаний, интенсивного заколообразования, микроударов и горных ударов. В работе [1] указано, что основные удароопасные ситуации наблюдаются при бурении шпуров (23 %), ведении взрывных работ (50 %). Так, в блоке 6а-812 (слой 4, заходка 4) рудника 1 ПАО «ППГХО» при бурении шпуров произошел микроудар с выбросом из забоя заходки около 2 м<sup>3</sup> рудной массы. С глубины 500 м месторождения ПАО «ППГХО» отнесены к опасным по горным ударам.

Оперативно определить НДС теоретическими [2–9] и экспериментальными методами, разработанными отечественными [10–18] и зарубежными [19–23] учеными, в призабойной части проходимой выработки практически невозможно, так как проходческий цикл выполняется минимум один раз в сутки, а как правило, три раза в сутки. Использование приборов для определения степени удароопасности массива не позволяет определить численно НДС.

В работах [24–26] приведено обоснование взрывного метода определения напряженного состояния горного массива, основанного на результатах действия взрыва шпурового заряда при проходке выработок. Даны теоретическая и аналитическая зависимости для расчета НДС, в которых учитываются: диаметр зоны раздавливания («стакана») после взрыва шпура, физико-технические свойства трещиноватого

Проведены экспериментальные исследования по определению напряженно-деформированного состояния призабойного массива горных выработок после взрывания проходческих шпуров. Расчеты показали, что напряженное состояние призабойного массива увеличивается от центра выработки к ее контуру. Приведена аналитическая формула для определения напряженно-деформированного состояния горного массива взрывным методом.

**Ключевые слова:** горный массив, напряженное состояние, взрывание проходческих шпуров, диаметр «стаканов», призабойный массив, устойчивость, удароопасность

**DOI:** 10.17580/gzh.2023.12.02

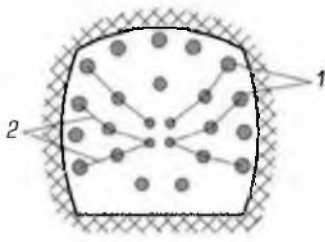
массива, детонационные и геометрические параметры взрываемого ВВ. В работе [26] приведены результаты промышленных экспериментов при взрывании шпуров в железистых кварцитах с определением величины горного давления и сравнением его с полученными посредством методов разгрузки на больших базах и щелевой разгрузки, что указывает на правомерность метода взрывной разгрузки. В процессе проведения промышленных экспериментальных исследований в забоях горно-разведочных выработок рудника № 8 ПАО «ППГХО» установлено, что диаметр «стаканов» от взрывания проходческих шпуров увеличивается от центра забоя к его контуру. Возникает вопрос о причинах этого явления.

Цель исследований – установление изменения напряженно-деформированного состояния горного массива вблизи образованного забоя от его центра к контуру после взрывания комплекта проходческих шпуров и обоснование причин изменения НДС

## Методология исследований

Методология исследований заключается в анализе существующих методов определения напряженно-деформированного состояния горного массива по литературным источникам, промышленных экспериментах по замерам диаметра «стаканов» в плоскости забоя горно-разведочных выработок, пройденных в гранитах рудника № 8 ПАО «ППГХО». Также предполагается выполнение расчетов НДС с использованием взрывного метода (по диаметру «стаканов»), с учетом эффекта формирования взрывных остаточных напряжений, анализ результатов расчетов.

\*Исследование выполнено при финансовой поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации в рамках Государственного задания № FZVG-2023-0011.



**Рис. 1. Схема расположения «стаканов» в плоскости образованного забоя и характерные линии замеров:**  
 1 – «стаканы»;  
 2 – характерные линии замеров

**Экспериментальные замеры диаметра «стаканов» в направлении центр – контур выработки**

Промышленные экспериментальные исследования проводили с целью установить изменение диаметра «стаканов» с расстоянием от центра выработки. Это позволяет определить НДС в районе расположения забоев взрывааемых шпуров. Исследования выполняли в забоях горно-разведочных выработок на глубине 690 м, проведенных ГРЗ-324 Сосновского производственного геологического объединения (штреки 301, 302, 306) в 1988 г. В настоящее время там расположен рудник № 8 в ПАО «ППГХО».

Горный массив представлен гранитами с размером отдельности 0,4–1 м (0,7 м в среднем), число систем трещин 3–4. Физико-технические свойства гранитов приведены в работе [24]. Коэффициент крепости  $f = 11+20$ ; средние параметры физико-механических свойств: предел прочности на сжатие  $\sigma_{сж} = 144$  МПа; скорость продольной волны в образце  $c = 4,54 \cdot 10^3$  м/с; коэффициент Пуассона  $\nu = 0,23$ .

Площадь сечения штреков в основном 6,4 м<sup>2</sup>, число шпуров на забой 25–35, расстояние между шпурами 0,4–0,7 м, длина шпуров 1,8 м, диаметр 40 мм. Взрывание электрооноевое с интервалом замедления между шпурами 1–5 с. Вруб пирамидальный.

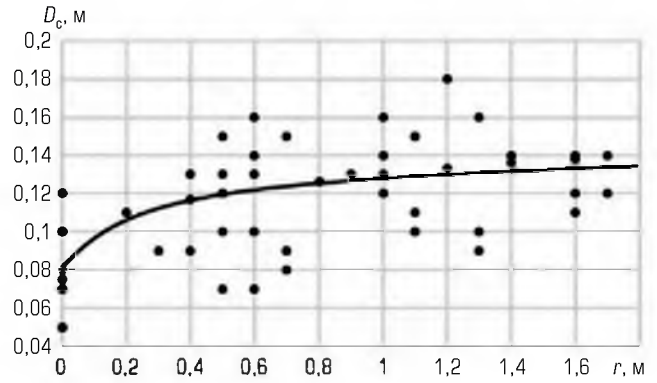
Замеры диаметра «стаканов» проводили на плоскости образованного забоя от центра к периферии по характерным линиям, приведенным на **рис. 1**.

Результаты исследований приведены на **рис. 2**.

Анализ **рис. 2** показывает: с увеличением расстояния от центра выработки диаметр «стаканов» увеличивается. Следовательно, согласно работам [24–26], НДС в окрестностях вновь образуемого забоя увеличивается от центра призабойной части выработки к ее контуру.

Анализ данных, приведенных на **рис. 2**, позволил установить эмпирическую зависимость изменения диаметра «стакана» с расстоянием от центра выработки для гранитных массивов рудника № 8 в виде:

$$D_c = (8 + 5\sqrt[3]{r}) \cdot 10^{-2}, \quad (1)$$



**Рис. 2. Зависимость диаметра «стакана»  $D_c$  от расстояния до врубовых шпуров  $r$ :**

точки – экспериментальные данные; линия – эмпирическая кривая по формуле (1)

где  $r$  – расстояние от центра забоя выработки (центра «стакана» от врубового шпура) до центра «стакана» отбойного или оконтуривающего шпура, м

Зависимость (1) изображена на **рис. 2** в виде кривой.

**Формулы для расчета НДС при использовании взрывного метода**

В работе [26] приведена теоретическая формула для расчета величины НДС при использовании взрывного метода:

$$P_b = \sigma_{сж} - \frac{\sqrt{\pi}}{4} \frac{D \rho_b d_3 c}{(D_c - d_3) \Phi} \sqrt{\frac{d_k}{d_b}}, \quad (2)$$

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

Подставив в выражение (2) численные значения параметров:  $\sigma_{сж} = 144 \cdot 10^6$  Па;  $D = 4,4 \cdot 10^3$  м/с;  $\rho_b = 656$  кг/м<sup>3</sup>;  $d_3 = 0,04$  м;  $c = 4540$  м/с;  $\Phi = 6$ ;  $\sqrt{d_k/d_b} = 0,19$ , получим аналитическую формулу для расчета НДС в районе образуемых «стаканов» для гранитов рудника № 8:

$$P_b = \left( 144 - \frac{7,3}{D_c - 0,04} \right) \cdot 10^6. \quad (3)$$

Подстановка (1) в (3) дает формулу для определения НДС в виде

$$P_b = \left( 144 - \frac{7,3}{0,04 + 0,05\sqrt[3]{r}} \right) \cdot 10^6. \quad (4)$$

Результаты расчета НДС, полученные на основе взрывного метода по формуле (4) при  $r \geq 0,2$  м, представлены на **рис. 3** (кривая 1).

**Теоретическое обоснование изменения НДС после взрывания врубовых, отбойных, оконтуривающих шпуров**

Анализ рис. 3 (кривая 1) указывает на то, что с расстоянием от центра выработки НДС увеличивается. Причиной данного явления может быть формирование зоны взрывных остаточных напряжений, наличие которой экспериментально доказано в работах [13, 24]. При взрывании в трещиноватом горном массиве за зонами раздавливания и радиального трещинообразования образуется зона остаточных напряжений в результате смещения отдельностей от зарядов ВВ и их запрессовки в окружающий массив. Величина напряжений в трещиноватом массиве после взрывания одиночного заряда имеет вид [24]

$$P(r) = \frac{\sqrt{\pi} D \rho_s d_s c}{8 r \Phi} \left( 1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu} \right) - \mu P + P, \quad (5)$$

где  $r$  – расстояние от взрываемого шпура, м;  $\mu$  – коэффициент трения между отдельностями;  $\nu$  – коэффициент Пуассона;  $P$  – естественное НДС перед взрыванием в ненарушенном массиве, Па.

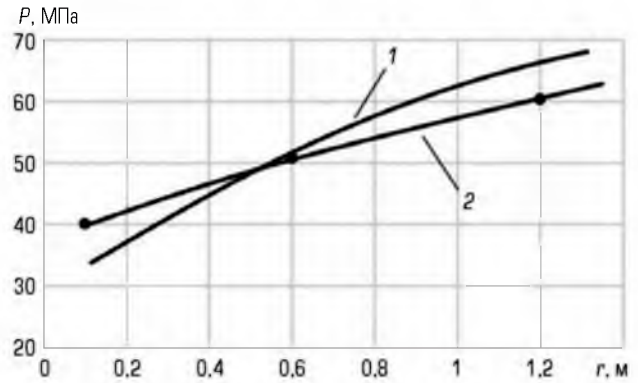
Величину  $P$  в ненарушенном массиве определим на основании исследований ИГД СО РАН, проведенных в гранитах месторождения Антей ПАО «ППГХО» с использованием метода параллельных скважин. Сотрудниками ИГД СО РАН получены эмпирические зависимости изменения трех компонент горного давления с глубиной, приведенные в работах [24, 25]. Расчеты по данным зависимостям при глубине 690 м дают  $P_z = 20,5$  МПа,  $P_x = 39,6$  МПа,  $P_y = 60,1$  МПа. Средняя величина  $P = 40,1$  МПа. Иными словами, в районе забоев врубовых шпуров напряжение равно 40,1 МПа.

После взрывания врубового шпура в районе отбойного шпура НДС увеличивается, что можно вычислить по формуле (5) при  $r = a = 0,5$  м ( $a$  – среднее расстояние между врубовыми и отбойными шпурами),  $\mu = 0,53$ ,  $\nu = 0,23$ . Тогда напряжение в районе отбойных шпуров равно  $P_0 = 50,8$  МПа.

Напряженно-деформированное состояние в районе оконтуривающих шпуров можно вычислить по формуле (5), учитывая, что остаточные напряжения там обеспечивает взрыв врубового, а затем отбойного шпуров. При этом расстояние от врубового до оконтуривающего шпура равно 1,1 м, расстояние от отбойного до оконтуривающего составляет 0,6 м. Тогда НДС в районе оконтуривающих шпуров  $P_{ок} = 60,4$  МПа.

Результаты расчетов величины НДС с учетом формирования взрывных остаточных напряжений приведены на рис. 3 в виде точек и кривой 2. Анализ рис. 3 указывает на то, что зависимости НДС, определенные взрывным методом [25, 26] (по «стаканам», кривая 1) и с учетом формирования зоны взрывных остаточных напряжений (кривая 2), практически соответствуют.

Аналогичные исследования проведены при проходке выработок в кварцитах дренажной шахты Михайловского ГОКа, глубина 290 м [27]. Экспериментально в промышленных условиях установлено, что диаметр зоны раздавливания («стаканов»)



**Рис. 3. Изменение величины  $P$  с расстоянием от центра выработки  $r$  в гранитах рудника № 8, определенное взрывным методом:**

- 1 – эмпирическая зависимость по формуле (4);
- 2 – с учетом формирования зоны взрывных остаточных напряжений по формуле (5)

увеличивается от центра к контуру выработок с 0,112 до 0,154 м. Расчеты по аналитической формуле, разработанной для кварцитов, позволили установить увеличение напряженного состояния призабойной части горного массива с 10,2 МПа (в центре выработки) до 57,8 МПа в районе оконтуривающих шпуров.

**Выводы**

Промышленные экспериментальные исследования в забоях горно-разведочных выработок рудника № 8 ПАО «ППГХО» позволили установить, что диаметр «стаканов» увеличивается от центра забоя к его контуру в среднем от 0,08 до 0,14 м.

Получена аналитическая формула для определения НДС взрывным методом по диаметру «стаканов» при проходке выработок в гранитах рудника № 8 ПАО «ППГХО». Расчеты по формуле показали, что от центра забоя к его контуру напряжение увеличивается с 35–40 до 60–70 МПа. Аналогичные исследования проведены при проходке выработок в кварцитах дренажной шахты Михайловского ГОКа. Установлено, что диаметр зоны раздавливания («стаканов») увеличивается от центра к контуру выработок с 0,112 до 0,154 м, напряжение призабойной части горного массива – с 10,2 до 57,8 МПа.

Расчетами доказано, что последовательное взрывание проходческих шпуров от центра к контуру выработки приводит к увеличению НДС в районе отбойных и оконтуривающих шпуров за счет формирования там взрывных остаточных напряжений, что и увеличивает диаметр «стаканов».

Результаты расчетов НДС в окрестностях забоев взрываемых шпуров взрывным методом (по диаметру «стаканов») и с учетом формирования взрывных остаточных напряжений практически совпадают.

Использование взрывного метода позволяет оперативно определять напряженное состояние в призабойной части горного массива в процессе проходки выработок.

**Библиографический список**

- Ильин А. М. Проблемы горных ударов в горной промышленности // *Безопасность труда в промышленности*. 1984. № 10. С. 36–38.
- Курленя М. В., Миренков В. Е., Шутов А. В. Напряженно-деформированное состояние массива горных пород в зоне взаимного влияния выработок // *ФТПРПИ*. 2000. № 3. С. 8–15.
- Серяков В. М. Расчет напряженного состояния горных пород с учетом последовательности отработки и закладки рудных тел на больших глубинах // *ФТПРПИ*. 2021. № 6. С. 18–26.
- Ерёменко В. А., Хажылылай Ч. В., Умаров А. Р., Лагутин Д. В. Количественная оценка напряженно-деформированного состояния горного массива Северомуйского тоннеля // *Горный журнал*. 2023. № 1. С. 58–64.
- Кочарян Г. Г., Золотухин С. Р., Калинин Э. В., Панасьян Л. Л., Спугин В. Г. Напряженно-деформированное состояние массива горных пород Коробковского железорудного месторождения на участке зоны тектонических нарушений // *ФТПРПИ*. 2018. № 1. С. 16–24.
- Павлов А. М. Прогноз геомеханического состояния массива горных пород глубоких горизонтов Зун-Холбинского месторождения // *ГИАБ*. 2020. № 5. С. 105–114.
- Менгель Д. А. Изменение первоначального напряженного состояния северного участка Соколовского месторождения в процессе отработки // *ГИАБ*. 2020. № 3-1. С. 138–148.
- Масеев Ю. А., Тимофеев Д. В. Исследование влияния напряженного состояния горного массива на эффективность взрывных работ // *Вестник Кузбасского государственного технического университета*. 2002. № 5(30). С. 53–54.
- Казикаев Д. М. Геомеханика подземной разработки руд. – М.: МГГУ, 2009. – 542 с.
- Николенко П. В., Шкуратник В. Л., Чепур М. Д., Кошелев А. Е. Использование эффекта Кайзера в композиционных материалах для контроля напряженного массива горных пород // *ФТПРПИ*. 2018. № 1. С. 25–31.
- Сергеев С. В., Сеница И. В. Геомеханическое сопровождение подземной отработки железных руд на комбинате «КМАруда» // *Горный журнал*. 2019. № 8. С. 30–33.
- Хмелинин А. П. Разработка комплексного геофизического метода для выбора места заложения скважин геомеханических измерений и контроля процесса их бурения : дис. ... канд. техн. наук. – Новосибирск, 2014. – 165 с.
- Тюпин В. Н. Механизм формирования зоны остаточных напряжений при взрывании в трещиноватом гранитном массиве рудников ПАО «ППГХО» // *Горный журнал*. 2020. № 10. С. 60–64.
- Шкуратник В. Л. Методы определения напряженно-деформированного состояния массива горных пород. – М.: МГГУ, 2012. – 112 с.
- Рассказов И. Ю., Федотова Ю. В., Сидляр А. В., Потанчук М. И. Анализ проявлений техногенной сейсмичности в удароопасном массиве пород Николаевского месторождения // *ГИАБ*. 2020. № 11. С. 46–56.
- Лейзер В. И. Система ориентированного нагружения и разрыва стенок скважины для оценки напряжений в массиве горных пород // *Горный журнал*. 2023. № 1. С. 54–58.
- Адушкин В. В., Кишкина С. Б., Куликов В. И., Павлов Д. В., Анисимов В. Н. и др. Построение системы мониторинга потенциально опасных участков Коробковского месторождения Курской магнитной аномалии // *ФТПРПИ*. 2017. № 4. С. 3–13.
- Чанышев А. И., Абдулин И. М. Определение напряженно-деформированного состояния горных пород по данным измерений на контуре выработки вектора напряжений Коши и вектора смещений // *ФТПРПИ*. 2021. № 1. С. 13–20.
- Gui Y. L., Zhao Z. Y., Jayasinghe L. B., Zhou H. Y., Goh A. T. C. et al. Blast wave induced spatial variation of ground vibration considering field geological conditions // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2018. Vol. 101. P. 63–68.
- Duc-Phi Do, Nam-Hung Tran, Hong-Lam Dang, Dashnor Hoxha. Closed-form solution of stress state and stability analysis of wellbore in anisotropic permeable rocks // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2019. Vol. 113. P. 11–23.
- Xia-Ting Feng, Jianpo Liu, Bingrui Chen, Yaxun Xiao, Guangliang Feng et al. Monitoring, Warning, and Control of Rockburst in Deep Metal Mines // *Engineering*. 2017. Vol. 3. Iss. 4. P. 538–545.
- Li C. C. Principles of rockbolting design // *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2017. Vol. 9. No. 3. P. 396–414.
- 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. P. 22–30.
- Тюпин В. Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах. – Белгород: ИД «Белгород», 2017. – 192 с.
- Тюпин В. Н., Рубашкина Т. И. Взрывные методы определения напряженного состояния массивов горных пород // *ФТПРПИ*. 2018. № 4. С. 44–50. DOI: 10.15372/FTPRPI20180406
- Тюпин В. Н., Пономаренко К. Б. Разработка метода определения напряженного состояния горного массива при взрывной проходке выработок // *ГИАБ*. 2022. № 8. С. 27–37. DOI: 10.25018/0236\_1493\_2022\_8\_0\_27
- Тюпин В. Н., Пономаренко К. Б. Характер изменения напряженного состояния призабойного горного массива после взрывания проходческих шпуров // *Маркшейдерия и недропользование*. 2023. № 1(123). С. 52–56. DOI: 10.56195/20793332\_2023\_1\_52\_56

«GORNYI ZHURNAL», 2023, № 12, pp. 10–14  
DOI: 10.17580/gzh.2023.12.02

**Change in the stress–strain behavior of rock mass after heading-aimed blasting**

**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**

The full-scale experimental research implemented in exploration openings in Mine 8 of Priargunsky Mining and Chemical Production Association (PMCPA) shows that the diameters of the blast-induced “barrels” in heading boreholes grow from the center to periphery of the face of an underground opening from 0.08 to 0.014 m on the average. The analytical formula is presented for the stress state evaluation (by the blast-induced “barrel” diameter) in granite rock mass during heading-aimed blasting in Mine 8, PMCPA. The calculations show that the stress state of adjacent rock mass increases from the center to periphery of the face of an underground opening. The calculations prove that sequential blasting of heading holes in the direction from the underground opening face center to its

periphery increases the stress state in rock mass in the area of delineating and breaking holes owing to generation of blast-induced residual stresses, which ensures enlargement of “barrel” diameters. This method enables the real-time determination of stress state in adjacent rock mass during heading operations. The same research was carried out during heading operations in quartzite in a drainage mine at Mikhailovsky GOK. It is found that the diameter of the crushing zone (“barrel”) increases from 0.112 to 0.154 m from the center to periphery of underground openings, and the stress state in adjacent rock mass grows from 10.2 to 57.8 MPa.

The study was supported by the Ministry of Science and Higher Education of the Russian Federation, State Contract No. FZWG-2023-0011.

**Keywords:** rock mass, stress state, heading-aimed blasting, “barrel” diameter, adjacent rock mass, stability, rockburst hazard

**References**

- Ilin A. M. Rock bursts in mining industry. *Bezopasnost truda v promyshlennosti*. 1984. No. 10. pp. 36–38.
- Kurlenya M. V., Mirenkov V. E., Shutov A. V. Stress–strain state of a rock mass in the zone of mutual influence of workings. *Journal of Mining Science*. 2000. Vol. 36, Iss. 3. pp. 200–208.



3. Seryakov V. M. Stress determination in rock mass with regard to sequence of deep-level cut-and-fill. *Journal of Mining Science*. 2021. Vol. 57, Iss. 6. pp. 894–900.
4. Eremenko V. A., Khazhyylai Ch. V., Umarov A. R., Lagutin D. V. Quantitative assessment of rock mass stress-strain behavior at Severomuysky Tunnel. *Gornyi Zhurnal*. 2023. No. 1. pp. 58–64.
5. Kocharyan G. G., Zolotukhin S. R., Kalinin E. V., Panasyan L. L., Spungin V. G. Stress-strain state of rock mass in the zone of tectonic fractures in the Korobkov iron ore deposit. *Journal of Mining Science*. 2018. Vol. 54, Iss. 1. pp. 13–20.
6. Pavlov A. M. Prediction of geomechanical behavior of deep-level rock mass in the Zun-Kholba deposit. *GIAB*. 2020. No. 5. pp. 105–114.
7. Mengel D. A. Alteration of initial stress state in the north area of the Sokolov deposit in the course of mining. *GIAB*. 2020. No. 3-1. pp. 138–148.
8. Masev Yu. A., Timofeev D. V. Stress state effect on blasting performance in rock masses. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta*. 2002. No. 5(30). pp. 53–54.
9. Kazikaev D. M. Geomechanics of underground ore mining. Moscow : MGGU, 2009. 542 p.
10. Nikolenko P. V., Shkuratnik V. L., Chepur M. D., Koshelev A. E. Using the Kaiser effect in composites for stressed rock mass control. *Journal of Mining Science*. 2018. Vol. 54, Iss. 1. pp. 21–26.
11. Sergeev S. V., Sinita I. V. Geomechanical supervision of underground mining at Kombinat KMAruda. *Gornyi Zhurnal*. 2019. No. 8. pp. 30–33.
12. Khmelinin A. P. Integrated geophysical method for the location of geomechanical measurement wells and their drilling control : Dissertation of Candidate of Engineering Sciences. Novosibirsk, 2014. 165 p.
13. Tyupin V. N. Initiation of residual stress zone during blasting in jointed granite rock mass in operation of Priargunsky Industrial Mining and Chemical Union. *Gornyi Zhurnal*. 2020. No. 10. pp. 60–64.
14. Shkuratnik V. L., Nikolenko P. V. Methods of identification of deflected mode of rock massif : Science and Education Course. Moscow : MGGU, 2012. 12 p.
15. Rasskazov I. Yu., Fedotova Yu. V., Sydyar A. V., Potapchuk M. I. Analysis of induced seismic events in rockburst-hazardous Nikolaevsk deposit. *GIAB*. 2020. No. 11. pp. 46–56.
16. Leizer V. I. System of directed loading and rupture of borehole walls for stress assessment in rock mass. *Gornyi Zhurnal*. 2023. No. 1. pp. 54–58.
17. Adushkin V. V., Kishkina S. B., Kulikov V. I., Pavlov D. N., Anisimov V. N. et al. Monitoring potentially hazardous areas at Korobkovo deposit of the Kursk Magnetic Anomaly. *Journal of Mining Science*. 2017. Vol. 53, Iss. 4. pp. 605–613.
18. Chanyshiev A. I., Abdulin I. M. Stress-Strain behavior of rocks from the measurements of vectors of the Cauchy stresses and displacements at the boundary of an underground excavation. *Journal of Mining Science*. 2021. Vol. 57, Iss. 1. pp. 10-17.
19. Gui Y. L., Zhao Z. Y., Jayasinghe L. B., Zhou H. Y., Goh A. T. C. et al. Blast wave induced spatial variation of ground vibration considering field geological conditions. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2018. Vol. 101. pp. 63–68.
20. Duc-Phi Do, Nam-Hung Tran, Hong-Lam Dang, Dashnor Hoxha. Closed-form solution of stress state and stability analysis of wellbore in anisotropic permeable rocks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2019. Vol. 113. pp. 11–23.
21. Xia-Ting Feng, Jianpo Liu, Bingrui Chen, Yaxun Xiao, Guangliang Feng et al. Monitoring, warning, and control of rockburst in deep metal mines. *Engineering*. 2017. Vol. 3, Iss. 4. pp. 538–545.
22. Li C. C. Principles of rockbolting design. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2017. Vol. 9, Iss. 3. pp. 396–414.
23. 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.
24. Tyupin V. N. Blasting and Geomechanical Processes in High-Stress Fractured Rock Mass. Belgorod : ID Belgorod NIU BelGU, 2017. 192 p.
25. Tyupin V.N., Rubashkina T.I. Blasting methods of stress state determination in rock mass. *Journal of Mining Science*. 2018. Vol. 54, Iss. 4. pp. 569–574.
26. Tyupin V. N., Ponomarenko K. B. Method to determine rock mass stresses in mining with blasting. *GIAB*. 2022. No. 8. pp. 27–37.
27. Tyupin V. N., Ponomarenko K. B. The character of variation stressed state in mine working after explosion blast-hole when the drifting method. *Marksheyderiya i nedropolzovanie*. 2023. No. 1(123). pp. 52–56.

УДК 550.4:556.388

## ОСОБЕННОСТИ ТРАНСФОРМАЦИИ ЭКОЛОГО-ГИДРОГЕОХИМИЧЕСКОЙ ОБСТАНОВКИ ТЕРРИТОРИЙ В ПРЕДЕЛАХ ЗОН ВЛИЯНИЯ СТОЙЛЕНСКОГО ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО КОМПЛЕКСА

**И. И. КОСИНОВА**<sup>1</sup>, зав. кафедрой, проф., д-р геол.-минерал. наук, kosinova777@yandex.ru

**И. М. ИГНАТЕНКО**<sup>2</sup>, доцент, канд. техн. наук

**А. А. КУРЫШЕВ**<sup>1</sup>, доцент, канд. геол.-минерал. наук

**В. А. БУДАРИНА**<sup>1</sup>, доцент, канд. юр. наук

<sup>1</sup>Воронежский государственный университет, Воронеж, Россия

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

### Введение

Старооскольский район расположен в южной части Среднерусской возвышенности. В его пределах сосредоточены богатейшие запасы как рудных, так и нерудных (неметаллических) полезных ископаемых Курской магнитной аномалии

Проведены исследования по выявлению специфики трансформации эколого-гидрогеохимической обстановки на территории в пределах зоны влияния Стойленского горнодобывающего комплекса Курской магнитной аномалии. Оценены масштабы химического загрязнения окружающей среды. Для большей части обследуемой территории установлено умеренно-опасное состояние подземных вод. В качестве основных загрязнителей определены свинец и железо.

**Ключевые слова:** загрязняющие вещества, водоносные горизонты, карьеры, фоновые значения, зона влияния, микрокомпоненты, сельские поселения

**DOI:** 10.17580/gzh.2023.12.03

(КМА). Железные руды залегают на глубине от 135 м под осадочными разновозрастными породами. На Стойленском ГОКе ежегодно добывают 3,6 млн т богатых руд, 4,8 млн т мела,