

<https://doi.org/10.32454/0016-7762-2020-63-1-39-45>

УДК 622.631:624.121



АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО СНИЖЕНИЮ ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД ОТ СЕРИЙНОГО ВЗРЫВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

К.С. МАЛЬСКИЙ*, Ю.А. БОРОВКОВ

ФГБОУ ВО «Российский государственный геологоразведочный университет имени Серго Орджоникидзе»
23, Миклухо-Маклая ул., г. Москва 117997, Россия

АННОТАЦИЯ

В статье рассматриваются вопросы, связанные с исследованиями по изменению прочностных свойств массива горных пород при взрывании серии скважинных зарядов взрывчатых веществ при выемке запасов месторождений в карьерном пространстве. В анализе методик исследования изменения прочностных свойств массива горных пород при определении параметров скважинных зарядов в ряду не учитывались зоны снижения прочности горного массива за контуром карьера, которые образуются в результате многоциклических взрывных нагрузок. При квазистатическом моделировании одиночного взрыва, приводящего к разрушению горных пород, был выявлен характер прорастания радиальных трещин в горной породе от действия ударной волны, продуктов детонации и концентрации напряжений в окрестностях вершин трещин. При этом прорастание трещин в граните от действия взрыва происходит в течение 15 мс, а в известняке — 20—25 мс в зависимости от физико-механических свойств горных пород, степени их трещиноватости и применения специального типа забойки. Принцип действия запирающей забойки основан на отражении ударных волн от внутреннего воронкообразного профиля, вследствие чего происходит частичное торможение продуктов детонации. Удержание забойки в скважине осуществляется за счет ее распираания продуктами детонации. Из проанализированных исследований, проведенных в лабораторных условиях, выявлено, что после однократного взрывного нагружения прочность образцов известняков и магнетитовой руды снижается, соответственно, на 38,6 и 40,8% от первоначальной статической прочности на сжатие, а после многократного воздействия ещё в среднем на 5—10%, а также определено, что размеры зоны пониженной прочности в окружающем массиве зависят от высоты уступа карьера и применяемых энергетических характеристик взрывчатых веществ.

Ключевые слова: карьер, взрывчатое вещество, массив, горные породы, скважинный заряд, прочность породы

Конфликт интересов: авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Финансирование: исследование не имело спонсорской поддержки.

Для цитирования: Мальский К.С., Боровков Ю.А. Анализ результатов исследований по снижению прочности горных пород от серийного взрывания скважинных зарядов взрывчатых веществ. *Известия высших учебных заведений. Геология и разведка*. 2020;63(1):39—45. <https://doi.org/10.32454/0016-7762-2020-63-1-39-45>

* Автор, ответственный за переписку

ANALYSIS OF THE RESULTS OF INVESTIGATIONS AIMED AT REDUCING THE ROCK STRENGTH IN SERIAL EXPLOSIONS OF BOREHOLE EXPLOSIVE CHARGES

KIRILL S. MALSKIY*, YURIY A. BOROVKOV

*Sergo Ordzhonikidze Russian State University for Geological Prospecting
23, Miklukho-Maklay str., Moscow 117997, Russia*

ABSTRACT

This article discusses issues involved with changes in the strength properties of rock mass during serial explosions of borehole explosive charges while performing mining operations in quarries. During the analysis of the research methods for changing the strength properties of rock mass, the zones of decrease in rock mass strength beyond the quarry contour, which are formed as a result of multicyclic explosive loads, were not taken into account while determining the parameters of borehole charges in a row.

In a quasistatic simulation of a single explosion leading to rock destruction, the nature of the propagation of radial cracks in the rock resulting from the pressure of the shock wave, detonation products, and stress concentration in the vicinity of the crack tips was revealed. Moreover, the growth of cracks in granite due the explosion occurs within 15 ms, and in limestone within 20—25 ms, depending on the physicomaterial properties of rocks, their degree of fracturing, and the use of a special type of tamping. The operating principle of the locking tamping is based on the reflection of shock waves from the internal funnel-shaped profile, as a result of which a partial detonation of the detonation products occurs. Tamping retention in the borehole is maintained due to its expansion by detonation products.

From the analysed studies conducted in laboratory conditions, the strength of ore limestone and magnetite samples after a single explosive loading was found to decrease by 38.6 and 40.8% of the initial static compressive strength, respectively, and after repeated exposure, on average, 5-10%. The dimensions of the zone of reduced strength in the surrounding massif was found to be dependent on the height of the quarry ledge and the energy characteristics of applied explosives.

Keywords: quarry, explosive, massif, rocks, borehole charge, rock strength

Conflict of interest: the authors declare no conflict of interest.

Financial disclosure: no financial support was provided for this study.

For citation: Malskiy K.S., Borovkov Yu.A. Analysis of the results of investigations aimed at reducing the rock strength in serial explosions of borehole explosive charges. *Proceedings of higher educational establishments. Geology and Exploration*. 2020;63(1):39—45. <https://doi.org/10.32454/0016-7762-2020-63-1-39-45>

* Corresponding author

Комплексное освоение месторождений предусматривает выемку запасов рудных залежей, не входящих в предельный контур карьера подземным способом. Для совместного ведения горных работ в карьере и при выемке прибортовых запасов подземным способом характерно изменение напряженно-деформированного состояния как на уступах карьера, так и в прибортовом массиве горных пород.

Ведение подземных работ вблизи бортов карьера дополнительно усложняется из-за нару-

шенности его горно-геологических характеристик и горнотехнических свойств за период эксплуатации месторождения. В новых горно-геологических условиях сложившиеся поля напряжений находятся под воздействием внешних нагрузок, образовавшихся в результате развития сети подземных горных выработок, и геодинамических нагрузок, возникающих в первую очередь при ведении буровзрывных и транспортно-погрузочных работ как в карьере, так и в подземных горных выработках.

В этих условиях необходимо создавать новые подходы к технологии ведения горных работ, используя результаты прогнозных расчетов по зависимостям, позволяющим определить нагрузки на горные выработки, расположенные в прибортовом массиве карьера, и оценивать степень их устойчивости.

В качестве исходных данных для получения этих зависимостей используют данные, полученные в результате экспериментальных исследований степени воздействия многоциклических взрывных нагрузок на горные выработки в промышленных условиях. Представляет интерес изыскание способов регулирования энергоемкости процесса разрушения породы взрывом за счет изменения ее свойств.

Однако это изыскание не нашло большого применения на карьерах России и стран СНГ с учетом того факта, что происходит снижение прочности горного массива от многоциклических воздействий массовых взрывов на карьере. Следует отметить, что при определении параметров скважинных зарядов в ряду не учитывались зоны снижения прочности горного массива за контуром карьера, которые образуются в результате многоциклических взрывных нагрузок. Учет эффекта снижения прочности массива необходим для корректировки параметров и паспортов взрывных работ и заслуживает внимания, так как вскрывает неиспользованные резервы повышения эффекта действия взрывной энергии.

С этой целью необходимо изучение изменения прочностных свойств горных пород в условиях

циклического нагружения, особенно при дальнейшей выемке прибортовых запасов карьера, обычно разрабатываемых после приведения борта карьера в предельное состояние.

Приведем некоторый анализ исследований по снижению прочности горных пород при воздействии взрывных волн.

Как было установлено в работе [6], при производстве массовых взрывов на карьерах осуществляется не только дробление пород на отдельные части, но и изменение их прочностных свойств. Так, лабораторные опыты на образцах горных пород и руд показали, что после однократного взрывного воздействия прочность образцов известняка и магнетитовой руды составляла соответственно 38,6 и 40,8% от первоначальной статической прочности на сжатие [5].

Исследования, проведенные на гранитных карьерах треста «Запорожнерудпром», выявили, что взрывные нагрузки приводят к увеличению их пористости и снижению прочности пород [1].

В работе [1] также рассматривалась возможность использования направленного воздействия энергии взрыва на массив горных пород, и было установлено, что за счет выбора соответствующего направления взрывания и изменения интенсивности взрывного воздействия происходит изменение микроструктуры руды в виде развития трещиноватости, а следовательно, и изменения ее прочностных характеристик, а уровень снижения прочности образцов кварцита составлял 23—57% от первоначальной статической прочности.

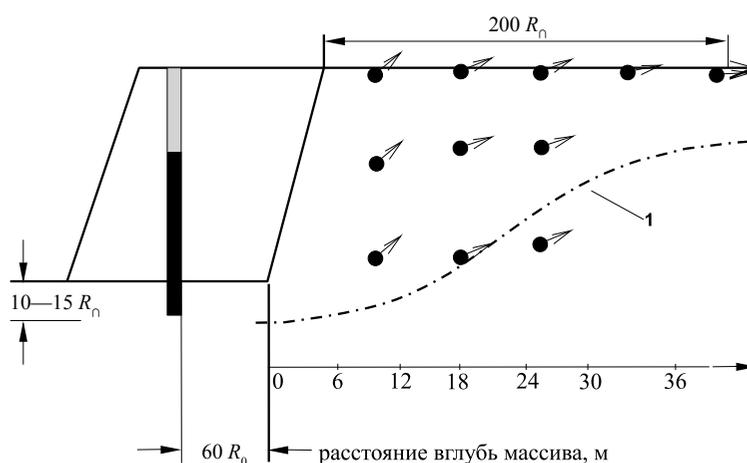


Рис. 1. Схема распространения трещин в глубину массива (стрелки показывают направление смещений), R_0 — радиус заряда

Fig. 1. A scheme of crack propagation deep into the rock massive (arrows indicate displacement directions), R_0 — explosive charge radius

В работе [3] исследования проводились в условиях магнетитовых кварцитов Криворожья, также было выявлено, что: предварительное нагружение, повторяемое многократно, даже при небольших затратах энергии по сравнению с энергией дробления способствует прорастанию трещин в массиве, что ведет к улучшению качества взрывного дробления основными зарядами ВВ.

В работах [1, 3, 8] показано, что, в отличие от механического воздействия, разрушение породы при циклическом взрывном нагружении происходит за счет действия напряжений, которые превышают предел статической прочности породы на одноосное сжатие, что влечет за собой снижение прочности породы, которое проявляется непосредственно при первых же циклах нагружения.

Воздействие массового взрыва на горные породы, как уже отмечалось, приводит к снижению прочности пород в глубине массива.

В работе [4] установлено, что аналогичные разрушения четко прослеживаются на поверхности уступа карьера за линией последнего ряда скважин. Протяженность распространения трещин на поверхности уступа достигает 25—30 м, что составляет $(170 \div 200) \bar{r}$ (\bar{r} — приведенное расстояние от заряда), а в глубину — двух третей высоты уступа (рис. 1). Было установлено, что интенсивность разрушения зависит, главным образом, от свойств массива (степени трещиноватости и ориентировки трещин, сил сцепления и коэффициента внутреннего трения между отдельностями), числа и количества одновременно взрываваемых скважинных зарядов, расстояния до точки наблюдения, числа ступеней замедления, схемы взрывания, интервалов замедления и конструкции зарядов.

Представляют интерес приведенные данные по взрыву на выброс на Алтын-Топканском месторождении, когда мощность одного заряда составляла 10000 т в тротиловом эквиваленте [4]. Данные электрозондирования воронки взрыва показали, что мас-

сив нарушен трещинами в радиусе около 100 м под зарядом. Последующая отработка месторождения показала, что воздействие взрыва отрицательно сказалось на показателях буровзрывных работ. Производительность станков ударно-канатного бурения из-за обрушения стенок скважин сократилась в 2—3 раза, а степень дробления горной массы значительно ухудшилась по сравнению с другими месторождениями, обрабатываемыми аналогичные породы. Вместимость нижней части скважин составляла около 70 кг/м (для аммонита № 6ЖВ и диаметра скважины 200 мм), в то время как в нетронутым массиве емкость скважин, пробуренных долотом такого же диаметра, составляет около 40 кг/м, т.е. почти вдвое меньше.

Автор в работе [2] отмечает, что примерно аналогичные по размерам зоны трещинообразования наблюдаются и при подземных ядерных взрывах. Так, при подземном ядерном взрыве заряда «Гном» мощностью 3000 т в тротиловом эквиваленте, проведенном в США в штате Нью-Мексико в пласте каменной соли на глубине 360 м, радиус распространения радиальных трещин составил 70—75 м. Меньшая величина радиуса трещинообразования при этом ядерном взрыве может быть объяснена монолитностью каменной соли и тем, что ядерный взрыв происходил в условиях камуфлетного взрывания.

Исследованиями, проведенными в работе [2], были определены размеры зон нарушения в двух направлениях. Установлено, что радиус распространения нарушений по кровле уступа находится в пределах $100 d$ (d — диаметр заряда), глубина нарушения под заряд вдоль оси равна $(7 \div 10) d$. Другими исследованиями, проведенными на карьерах Норильского комбината, были получены аналогичные размеры зон нарушений (табл. 1).

В работе [2] установлено, что размеры зон нарушения зависят от высоты уступа. На рисунке 2 видно, что на низких уступах зона нарушения распространяется ниже подошвы уступа,

Таблица 1. Размеры зон нарушений
Table 1. Dimensions of violation zones

Горные породы	Диаметр заряда, мм	Перебур, м	Глубина нарушения под заряд		Радиус распространения по кровле уступа	
			м	в диаметрах заряда	м	в диаметрах заряда
Оливиновые	245	4,0—4,5	1,5—2,0	6—8	20—25	80—100
Габбро	155	3,0	1,0—2,0	7—14	15	100
Диабазы	100	3,0	0,5—1,0	5—10	—	—

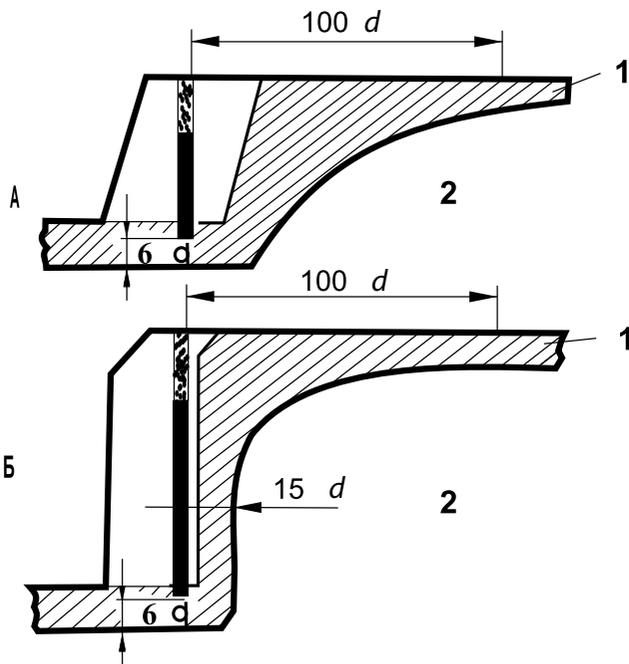


Рис. 2. Зона нарушения массива при производстве взрывов: А — низкий уступ; Б — высокий уступ; 1 — нарушенный массив; 2 — целик
Fig. 2. The zone of rock massive disturbance during explosions: А — low bench; Б — high bench; 1 — disturbed rock massive; 2 — pillar

а на высоких уступах поверхность забоя будет нарушена на большую глубину.

По данным различных авторов данные по размерам зон снижения прочности горных пород в глубине массива приведены на рисунке 3 и в таблице 2.

При квазистатическом моделировании одиночного взрыва, приведенного в работе [2, 7, 9] и приводящего к разрушению горных пород, был выявлен характер прорастания радиальных тре-

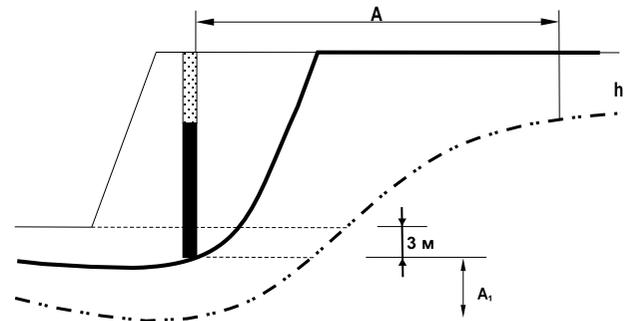


Рис. 3. Характер и границы ослабления пород в глубине массива
Fig. 3. Character and boundaries of rock weakening in the depth of the massive

щин в горной породе от давления ударной волны, продуктов детонации и концентрации напряжений в окрестностях вершин трещин. Причем прорастание трещин в граните от действия взрыва происходит в течение 15 мс, а в известняке — 20—25 мс в зависимости от физико-механических свойств горных пород, степени их трещиноватости и применения специального типа забойки.

Запирающее устройство забойки представляет собой полиэтиленовую трубку с инертным наполнителем и расположенной внутри трубки воронкой, верхняя часть которой заполняется инертным материалом из мелкодисперсной фракции (песок, буровая мелочь), а остальная верхняя часть скважины заполняется традиционным забоечным материалом (породной мелочью) до поверхности.

Принцип действия запирающей забойки основан на отражении ударных волн от внутреннего воронкообразного профиля, вследствие чего происходит частичное торможение продуктов детонации. Коническая часть служит для снижения давления от продуктов детонации на верхнюю часть забойки из породной мелочи. Удержание

Таблица 2. Размеры зон снижения прочности горных пород
Table 2. The size of the zones of reduction of rock strength

Авторы	Размеры зон остаточных деформаций (м) в зависимости от диаметра скважин, мм					
	зона микротрещин				верхний разрушенный слой	
	230	105	230	105	230	105
	A	A ₁	A	A ₁	h	h ₁
А.Н. Ханукаев	—	—	10—12	2,5	—	—
В.К. Рубцов	23	5—7	10,5	—	6	—
Г.В. Кузнецов	22—25	5—6	10	2,5	5	2,5
М.Е. Певзнер и др.	—	—	—	—	6—7	3,5—4,0
П.С. Миронов	30—50	—	—	—	5—6	—

забойки в скважине осуществляется за счет ее расширения продуктами детонации.

При качественном запирации газообразных продуктов взрыва в скважине возможно увеличение сетки скважин на величину среднего размера естественного блока в массиве относительно сетки скважин, рассчитанной с учетом только волновой стадии.

Таким образом, применение запирающей забойки специальной конструкции позволит увеличить время истечения продуктов детонации из скважины по сравнению с традиционной песчаной забойкой и сетку скважин на величину среднего размера естественного блока в массиве относительно сетки скважин, рассчитанной с учетом действия только волн напряжений в массиве, а также снизить фактический расход ВВ и объем бурения.

Главным недостатком предложенной конструкции с запирающим устройством являются дополнительные трудозатраты на изготовление запирающего устройства из полиэтиленовых труб, что вызывает значительные трудности при проведении массового взрыва.

Следовательно, из анализа проводимых исследований по снижению прочности горных пород взрыванием серий скважинных зарядов взрывчатых веществ можно сделать вывод, что при этом образуются зоны пониженной прочности в окружающем массиве в зависимости от высоты уступа карьера и применяемых энергетических характеристик взрывчатых веществ, а разрушения просматриваются на поверхности уступа карьера за линией последнего ряда скважин.

Протяженность распространения трещин на поверхности уступа может достигать более 25—30 м, что составляет примерно $(170 \div 200) \bar{r}$ (\bar{r} — приведенное расстояние от заряда), а по глубине — двух третей высоты уступа. Анализируя проведенные исследования в лабораторных условиях, нужно отметить также, что после однократного взрывного нагружения прочность образцов, например известняков и магнетитовой руды, снижается, соответственно, на 38,6 и 40,8% от первоначальной статической прочности на сжатие, а после многократного воздействия еще в среднем на 5—10%.

ЛИТЕРАТУРА

1. Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. Изменение величины сейсмического воздействия взрывов на карьере в зависимости от различных факторов // В сб. «Взрывное дело». М.: Недра, 1992. № 71/28. С. 174—180.
2. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом. М.: Горная книга, 2007. 636 с.
3. Мец Ю.С. Дробление горных пород взрывом // В сб. «Взрывное дело». М.: Недра, 1984. № 86/43. С. 81—89.
4. Морозов В.Н. Инженерно-геологические исследования и прогнозная оценка трещиноватости пород рудных месторождений: дис. ... канд. техн. наук. СПб., 2006. 163 с.
5. Орленко Л.П. Физика взрыва и удара. М.: Физматлит, 2006. 304 с.
6. Физика взрыва / Под ред. Л.П. Орленко. 3-е изд., исправл. В 2 т. М.: Физматлит, 2004. 488 с.
7. Юровских А.В. Разработка модели разрушения горных пород на квазистатической стадии действия взрыва: Автореф. ... канд. техн. наук. СПб., 2003. 20 с.
8. Jide Muili Akande, Abiodun Ismail Lawal. Optimization of Blasting Parameters Using Regression Models in Ratcon and NSCE Granite Quarries, Ibadan, Oyo State, Nigeria: Geomaterials, 2013. 03:01. P. 28—37.
9. Lusk Braden & Silva Jhon. (Energy Distribution in the Blast Fragmentation Process. Chapter in Green Energy and Technology // In book: Energy Efficiency in the Minerals Industry, 2018. P. 11—30. https://doi.org/10.1007/978-3-319-54199-0_2.

REFERENCES

1. Kuznetsov G.V., Ulibin V.P. *Change in the magnitude of the seismic effect of explosions at a quarry depending on various factors. In the collection: Blasting*. Moscow, Nedra, 1992, no. 71/28, pp. 174—180. (In Russian).
2. Kutuzov B.N. *Blasting Methods*. P. 1. *Rock destruction*. Moscow, Gornaya Kniga, 2007, 636 p. (in Russian).
3. Mets Y.S. *Rock crushing*. In the collection: *Blasting*. Moscow, Nedra, 1984, no. 86/43, pp. 81—89. (In Russian).
4. Morozov V.N. *Engineering-geological studies and predictive evaluation of fracturing of ore deposits*. Cand. sci. diss. St. Petersburg, 2006, 163 p. (In Russian).
5. Orlenko L.P. *Explosion and Impact Physics*. Moscow, Fizmatlit, 2006, 304 p. (in Russian).
6. *Explosion physics* / Ed. L.P. Orlenko. 3rd edition, corrected. 2 v. Moscow, Fizmatlit, 2004, 488 p. (In Russian).
7. Yurovskikh A.V. *Development of a model of rock destruction at the quasistatic stage of the explosion*: Abstract of the Cand. technical sci. diss. St. Petersburg, 2003, 20 p. (In Russian).
8. Akande J.M., Lawal A.I. *Optimization of Blasting Pa-*

rameters Using Regression Models in Ratcon and NSCE Granite Quarries, Ibadan, Oyo State, Nigeria. *Geomaterials*, 2013, no. 03:01, pp. 28—37.

9. Lusk B., Silva J. (2018). *Energy Distribution in the Blast*

Fragmentation Process. Chapter in Green Energy and Technology. In book: *Energy Efficiency in the Minerals Industry*, pp. 11—30. https://doi.org/10.1007/978-3-319-54199-0_2

ВКЛАД АВТОРОВ / AUTHOR CONTRIBUTIONS

Мальский К.С. — внес основной вклад в разработку концепции статьи (70%), подготовил текст статьи, окончательно утвердил публикуемую версию статьи и согласен принять на себя ответственность за все аспекты работы.

Боровков Ю. А. — внес вклад в разработку концепции статьи (30%).

Malskiy K.S. — developed the article concept (70%), prepared the text, approved the final version of the article and accepted the responsibility for all aspects of the work.

Borovkov Yu.A. — developed the article concept (30%).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ / INFORMATION ABOUT AUTHORS

Мальский Кирилл Сергеевич* — кандидат технических наук, декан факультета геологии и геофизики нефти и газа Российского государственного геологоразведочного университета им. С. Орджоникидзе

23, Миклухо-Маклая ул., г. Москва 117997, Россия

e-mail: sabbat@mail.ru

тел.: +7 (925) 150-19-88

SPIN: 5466-5425

ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-6073-8280>

Kirill S. Malskiy* — Cand. Sci. (Tech.), Dean, Faculty of Oil and Gas Geology and Geophysics, Sergo Ordzhonikidze Russian State University for Geological Prospecting

23, Miklukho-Maklay str., Moscow 117997, Russia

e-mail: sabbat@mail.ru

tel.: +7 (925) 150-19-88

SPIN: 5466-5425

ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-6073-8280>

Боровков Юрий Александрович — доктор технических наук, профессор кафедры геотехнологических способов и физических процессов горного производства Российского государственного геологоразведочного университета им. С. Орджоникидзе

23, Миклухо-Маклая ул., г. Москва 117997, Россия

SPIN: 5810-5657

ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-0314-067X>

Yuriy A. Borovkov — Dr. Sci. (Tech.), Prof., Department of Geotechnological Methods and Physical Processes of Mining, Faculty of Engineering, Prospecting and Mining, Sergo Ordzhonikidze Russian State University for Geological Prospecting

23, Miklukho-Maklay str., Moscow 117997, Russia

SPIN: 5810-5657

ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-0314-067X>

* Автор, ответственный за переписку / Corresponding author