Статья поступила в редакцию: 29.09.2026
Статья принята к публикации: 07.10.2026
Статья опубликована: 28.10.2026

УДК 622.235

Анализ факторов разбуривания взрывных скважин на карьерах

Насиров Уткир Фатидинович
д-р техн. наук, проф.
Алмалыкский филиал Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС»
Республика Узбекистан, г. Алмалык
E-mail: shaxzodxayrulloyev@gmail.com

Суйунов Аброр Салохиддинович
инженер
производственно-технического отдела (ПТО) рудника М, АО Навоийский горно-металлургический комбинат
Республика Узбекистан, г. Зарафшан

Хайруллоев Шахзод Шукрилло угли
Базовый докторант
Алмалыкский филиал Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС»
Республика Узбекистан, г. Алмалык

Analysis of blasthole enlargement factors in open pit mines

Nasirov Utkir Fatidinovich
doctor of Technical Sciences, Professor
Almalyk Branch of NUST MISIS
Uzbekistan, Almalyk

Suyunov Abror Salokhiddinovich
Engineer, Production and Technical Department (PTD), Mine M, Navoi Mining and Metallurgical Company JSC (NMMC)
Uzbekistan, Zarafshan

Khairulloev Shakhzod Shukrillo ugli
PhD candidate
Almalyk Branch of NUST MISIS
Uzbekistan, Almalyk

Аннотация

Цель исследования – систематизировать факторы разбуривания взрывных скважин на карьерах и по натурным данным оценить отклонение фактического диаметра скважины от паспортного и его влияние на вместимость скважины. Методология включает анализ

Библиографическое описание: Насиров У.Ф., Суйунов А.С., Хайруллоев Ш.Ш.У. Анализ факторов разбуривания взрывных скважин на карьерах // Universum: технические науки : электрон. научн. журн. 2026. 10(151). URL: https://7universum.com/ru/tech/archive/item/23510

литературных источников, классификацию факторов по природе их воздействия, измерение профиля диаметра одной взрывной скважины кавернометром в слюдисто-кварцевых сланцах с коэффициентом крепости f = 10 и статистическую обработку с проверкой автокорреляции последовательных замеров. Выделены четыре группы факторов разбуривания: горно-геологические, технологические, технические и организационные; их индивидуальное влияние в работе экспериментально не устанавливалось. Все 54 замера в интервале глубин 1,0–15,63 м превысили паспортный диаметр 250 мм. Профиль исследованной скважины разделяется на две зоны: в приустьевой зоне 1,0–7,0 м средний диаметр составил 294,5 мм, в интервале 7,76–15,63 м – 262,5 ± 2,3 мм с учётом автокорреляции замеров. Все значения приустьевой зоны превышают максимум нижней зоны. Средневзвешенная вместимость скважины, рассчитанная интегрированием квадрата диаметра методом трапеций, выше паспортной на 42,3 % в приустьевой зоне и на 9,9 % в нижней. Выводы относятся к исследованной скважине; для обобщения необходимы массовые измерения. Практическая значимость работы состоит в обосновании программы натурных исследований фактического диаметра взрывных скважин и перечня регистрируемых факторов.

Abstract

The aim of the study is to systematize the factors of blasthole enlargement in open pits and to use field data to evaluate the deviation of the actual hole diameter from the design value and its effect on hole capacity. The methodology includes literature analysis, classification of factors by the nature of their influence, caliper measurement of the diameter profile of one blasthole in quartz-mica schist with a Protodyakonov hardness coefficient f = 10, and statistical processing with a check for autocorrelation of successive measurements. Four groups of enlargement factors are identified: geological, technological, technical and organizational; their individual influence was not established experimentally in this work. All 54 measurements at depths of 1.0–15.63 m exceeded the design diameter of 250 mm. The profile of the studied hole divides into two zones: in the collar zone of 1.0–7.0 m the mean diameter was 294.5 mm, and at 7.76–15.63 m it was 262.5 ± 2.3 mm taking autocorrelation into account. All collar-zone values exceed the maximum of the lower zone. The length-weighted hole capacity, calculated by trapezoidal integration of the squared diameter, exceeds the design value by 42.3 % in the collar zone and by 9.9 % in the lower zone. The conclusions refer to the studied hole; mass measurements are needed for generalization. The practical significance lies in substantiating a program of field studies of the actual blasthole diameter and the list of factors to be recorded.

Ключевые слова: взрывная скважина, коэффициент разбуривания, фактический диаметр, кавернометрия, вместимость скважины, автокорреляция, приустьевая зона.

Keywords: blasthole, hole enlargement coefficient, actual diameter, caliper logging, hole capacity, autocorrelation, collar zone.

Введение

Буровзрывные работы остаются основным способом подготовки скальных пород к выемке на крупных карьерах; от качества дробления зависят производительность выемочно-транспортного оборудования и затраты на последующее дробление [3, 4]. Базовым

параметром паспорта буровзрывных работ является диаметр скважинного заряда: от него зависят вместимость скважины, сетка и длина забойки [4, 7, 10]. В нормативных и методических источниках он принимается равным диаметру долота или номинальному диаметру скважины [5–7]. Фактический диаметр отличается от него: он увеличивается при разрушении стенок и уменьшается при износе долота [9]. Эмульсионные взрывчатые вещества (ВВ) заполняют фактический объём скважины, а их взаимодействие со стенкой определяет передачу энергии массиву [11], поэтому отклонение диаметра непосредственно изменяет массу заряда.

Современные исследования развивают контроль геометрии и состояния взрывных скважин: регистрацию параметров бурения для оценки свойств массива [12, 15], видеосъёмку стенок скважин [15], автоматическое определение положения скважин по данным беспилотной съёмки [16], анализ слоя шлама на стенках, ограничивающего оптические методы [13]. Однако количественных данных о распределении фактического диаметра по глубине взрывных скважин шарошечного бурения в доступной литературе недостаточно.

Цель исследования – систематизировать факторы разбуривания взрывных скважин и по натурным данным оценить отклонение фактического диаметра от паспортного и его влияние на вместимость скважины.

Материалы и методы

Объект измерений. Измерения выполнены на карьере сложноструктурного месторождения эндогенного происхождения; наименование объекта не приводится по условиям предоставления данных предприятием-недропользователем. Скважина № 1321, блок 187, дата обследования 12.08.2026г. Высота уступа 15 м, угол наклона скважины 0°. Бурение выполнено станком СБШ-250МНА-32 (паспортные пределы: осевое усилие до 300 кН, частота вращения бурового става 0,2–2,5 $с^{-1}$ [8]) шарошечным долотом диаметром 244,5 мм; паспортный диаметр скважины 250 мм. Фактические режимы бурения и наработка долота при обследовании не регистрировались. Породы – слюдисто-кварцевые сланцы с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова f = 10 и коэффициентом разрыхления 1,47; категория трещиноватости при обследовании не определялась; скважина сухая, обводнённость отсутствовала.

Измерения. Профиль диаметра определён кавернометром [2]. Получено 54 пары «глубина – диаметр» (табл. 1): 6 замеров в интервале 1,0–7,0 м с шагом около 1 м и 48 замеров в интервале 7,76–15,63 м с медианным шагом 0,12 м. Интервалы 0–1,0 м, около 3 м и 7,0–7,76 м не измерялись.

Таблица 1. Результаты кавернометрии: глубина z и фактический диаметр d

z, м	d, мм	z, м	d, мм	z, м	d, мм
1,00	296,0	11,48	263,0	13,69	259,3
2,00	300,0	11,60	264,1	13,82	258,1
4,00	320,0	11,72	268,4	13,90	257,2
5,00	280,0	11,85	267,8	13,94	261,3
6,00	288,0	11,97	265,0	14,06	260,1
7,00	283,0	12,09	262,0	14,18	264,8

z, м	d, мм	z, м	d, мм	z, м	d, мм
7,76	265,2	12,21	262,1	14,30	267,8
8,80	258,8	12,33	268,1	14,42	269,8
9,20	261,5	12,46	259,4	14,55	276,8
9,76	258,8	12,58	260,4	14,67	265,7
9,88	259,7	12,70	259,9	14,79	268,9
10,00	259,0	12,82	263,6	14,91	259,8
10,74	258,4	12,95	261,6	15,03	266,8
10,86	257,8	13,07	263,2	15,15	257,3
10,99	261,6	13,20	263,6	15,27	256,0
11,11	262,1	13,32	266,0	15,39	258,0
11,23	268,5	13,45	264,4	15,52	257,9
11,36	263,5	13,57	259,8	15,63	257,8

Статистическая обработка. Замеры выполнены в одной скважине, поэтому последовательные значения могут быть пространственно зависимыми. Для нижней зоны с равномерным шагом рассчитывался коэффициент автокорреляции первого порядка r_1, значимость автокорреляции проверялась критерием Льюнга – Бокса [14], а эффективный объём выборки оценивался как:

$$n_{эф} = n \cdot \frac{1 - r_1}{1 + r_1}. \quad (1)$$

Доверительный интервал среднего рассчитывался по распределению Стьюдента с объёмом $n_{эф}$. Различие зон проверялось критерием Манна – Уитни; для учёта зависимости замеров критерий повторялся на прореженной выборке нижней зоны (каждый третий замер), у которой автокорреляция незначима. Связь диаметра с глубиной в нижней зоне оценивалась коэффициентом корреляции Спирмена. Вместимость скважины в точке замера $P(z_i) = \pi \cdot d_i^2 \cdot \frac{\Delta}{4}$ рассчитывалась при плотности эмульсионного ВВ Δ = 1200 кг/м^3; паспортная вместимость при диаметре 250 мм составляет 58,9 кг/м. Средневзвешенная вместимость зоны определялась интегрированием методом трапеций величины, пропорциональной квадрату диаметра, по измеренным точкам с учётом неравномерного шага:

$$P_{ср} = \left(\frac{1}{L}\right) \cdot \Sigma \left(P_i + P_i + 1\right) \cdot \frac{(z_i + 1 - z_i)}{2}, \quad (2)$$

где L – длина интервала интегрирования. Приустьевая зона интегрировалась в пределах 1,0–7,0 м, нижняя – в пределах 7,76–15,63 м; неизмеренный интервал 7,0–7,76 м в расчёт не включался и не интерполировался. Для контроля выполнен альтернативный расчёт с предварительной линейной интерполяцией диаметра и последующим возведением в квадрат.

Результаты и обсуждение

Факторы разбуривания. На основе анализа источников [1, 4, 9, 12, 15] выделены четыре группы факторов. Горно-геологические: в крепких абразивных породах преобладает износ долота по калибру и диаметр уменьшается [9], в трещиноватых и разнопрочных породах стенки выкрашиваются и диаметр растёт [1]. Технологические: осевое усилие, частота вращения и продувка определяют колебания става и эрозию стенок. Технические: износ долота, изгиб става, зазор между ставом и стенкой. Организационные: регламент замены долот, время до заряжания, контроль геометрии скважин. Классификация основана на литературных данных; индивидуальное влияние факторов в настоящей работе экспериментально не устанавливалось.

Профиль диаметра. Профиль приведён на рис. 1, характеристики зон – в табл. 2. Пунктирная линия на рис. 1 соединяет крайние замеры через неизмеренный интервал 7,0–7,76 м исключительно для наглядности и не отражает данных.

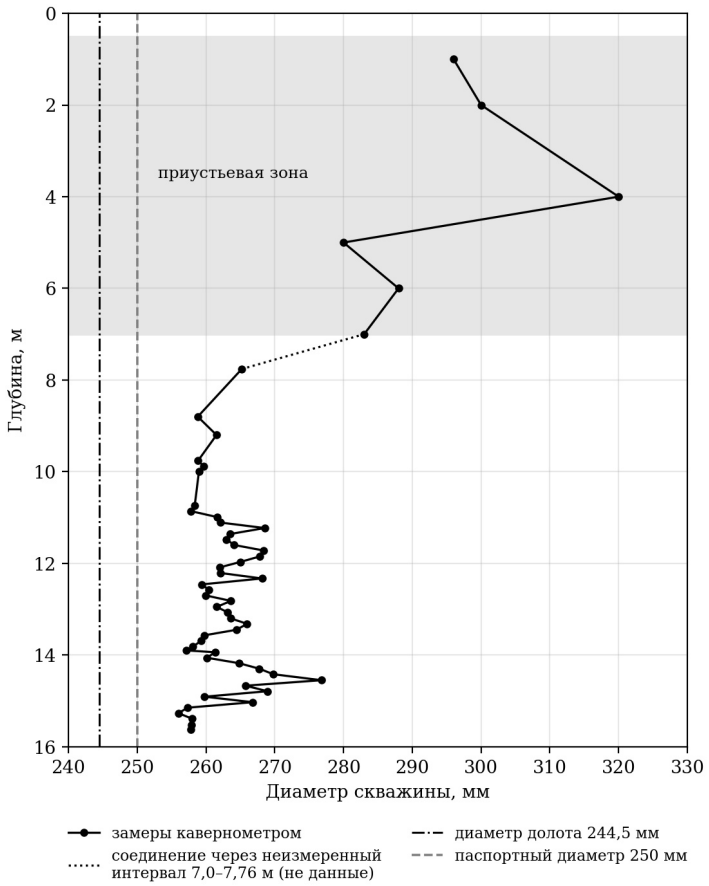

Рисунок 1. Профиль фактического диаметра исследованной скважины

Таблица 2. Характеристики фактического диаметра по зонам скважины

Показатель	Приустьевая зона 1,0–7,0 м	Нижняя зона 7,76–15,63 м
Число замеров n	6	48
Среднее, мм	294,5	262,5
Медиана, мм	292,0	261,8
Стандартное отклонение, мм	14,61	4,26

Показатель	Приустьевая зона 1,0–7,0 м	Нижняя зона 7,76–15,63 м
Минимум / максимум, мм	280,0 / 320,0	256,0 / 276,8
Автокорреляция r_1	—	0,52
Эффективный объём $n_{эф}$	6	15
95%-й доверительный интервал среднего, мм	279,2–309,8	260,2–264,8
Коэффициент разбуривания $d_{ср}/244,5$	1,204	1,074
Средневзвешенная вместимость $P_{ср}$, кг/м	83,8	64,7
Отклонение от паспортной вместимости, %	+42,3	+9,9

Все 54 замера превысили паспортный диаметр 250 мм. В нижней зоне последовательные замеры зависимы: $r_1 = 0,52$, критерий Льюнга – Бокса $Q = 24,3$ при $p < 0,001$. Эффективный объём выборки составляет около 15 вместо 48, поэтому доверительный интервал среднего расширяется с ±1,2 до ±2,3 мм. Различие зон устойчиво к учёту зависимости: критерий Манна – Уитни даёт $p < 0,001$ как на полной, так и на прореженной выборке ($n = 16$, $r_1 = 0,02$, $p < 0,001$); кроме того, все шесть значений приустьевой зоны (280–320 мм) превышают максимум нижней зоны (276,8 мм). Монотонной связи диаметра с глубиной в нижней зоне не выявлено (коэффициент Спирмена −0,05, $p = 0,72$). Полученные значения p характеризуют профиль исследованной скважины и не могут быть перенесены на совокупность скважин карьера. Средневзвешенная вместимость составила 83,8 кг/м в приустьевой зоне и 64,7 кг/м в нижней; расчёт с предварительной интерполяцией диаметра даёт 83,8 и 64,7 кг/м соответственно (расхождение менее 0,1 %), что подтверждает устойчивость результата к способу интегрирования. При заряжании до паспортной высоты колонки каждый метр заряда в нижней зоне содержит на 5,8 кг ВВ больше расчётного; при заряжании паспортной массой колонка укорачивается, а забойка удлиняется. Принцип согласования длины забойки с линией сопротивления, исследованный в работе [17] для подземных длинноскважинных взрывов, носит общий характер и использован здесь только качественно; количественные результаты [17] к карьерным условиям не переносятся. Повышенный диаметр приустьевой зоны согласуется с предположением о её разбуривании в пределах нарушенной зоны от перебура вышележащего уступа, однако для проверки этой причины необходимы данные о трещиноватости и границах нарушенной зоны по глубине; влияние обводнённости в исследованной сухой скважине исключено. Для обобщения результатов требуются измерения в нескольких скважинах разных литологических разностей со сплошной записью приустьевого интервала.

Заключение

1. Выделены четыре группы факторов разбуривания взрывных скважин: горно-геологические, технологические, технические и организационные; классификация основана на литературных данных.

2. В исследованной скважине (слюдисто-кварцевые сланцы, $f = 10$) все 54 замера превысили паспортный диаметр 250 мм; средний диаметр составил 294,5 мм в приустьевой зоне 1,0–7,0 м и 262,5 ± 2,3 мм в интервале 7,76–15,63 м с учётом автокорреляции замеров.

3. Средневзвешенная вместимость исследованной скважины выше паспортной на 42,3 % в приустьевой зоне и на 9,9 % в нижней; результат устойчив к способу интегрирования.

4. Выводы относятся к исследованной скважине. Для установления причин разбуривания и обобщения результатов необходимы массовые измерения с регистрацией трещиноватости, наработки долота и фактических режимов бурения.

Список литературы

1. Ивановский Д.С., Насиров У.Ф., Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р. Перемещение разнопрочных горных пород энергией взрыва: монография. – LAP LAMBERT Academic Publishing, 2020. – 116 с.
2. Итенберг С.С. Интерпретация результатов геофизических исследований скважин. – М.: Недра, 1987. – 374 с.
3. Ишейский В.А., Рядинский Д.Э., Магомедов Г.С. Повышение качества дробления горных пород взрывом за счет учета структурных особенностей взрываемого массива // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 9–1. – С. 79–95. – DOI: 10.25018/0236_1493_2023_91_0_79.
4. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. В 2 ч. – М.: Горная книга, 2007. – 471 с.
5. Норов Ю.Д., Раимжанов Б.Р. Лабораторные и практические работы по курсу «Буровзрывные работы». – Навои. – 2004. – 240 с.
6. Отраслевые нормативы буровзрывных работ для карьеров горнодобывающих предприятий цветной металлургии: утв. приказом Минцветмета СССР от 11.04.1977 № 162.
7. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч. 1. – М.: Недра, 1985. – 509 с.
8. Станок буровой шарошечный СБШ-250МНА-32: технические характеристики (ТУ 3145-100-00211044-93) [Электронный ресурс]. URL: https://rgmural.ru/katalog/burovye-stanki-sbsh/sbsh-250mna-32 (дата обращения: 20.10.2026).
9. Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. – М.: Недра, 1978. – 183 с.
10. Adhikari G.R. Selection of blasthole diameter for a given bench height at surface mines // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 1999. – Т. 36. – P. 843–847.
11. Afanasev P.I., Makhmudov K.F. Assessment of the parameters of a shock wave on the wall of an explosion cavity with the refraction of a detonation wave of emulsion explosives // Applied Sciences. – 2021. – Т. 11, № 9. – Art. 3976. – DOI: 10.3390/app11093976.
12. Babaei Khorzoughi M., Hall R., Apel D. Rock fracture density characterization using measurement while drilling (MWD) techniques // International Journal of Mining Science and Technology. – 2018. – DOI: 10.1016/j.ijmst.2018.01.001.
13. Brand J., Maximova K., Madden S. [et al.] Femtosecond laser processing for blast-hole analysis: laser removal of slurry and effect on rocks // Optics and Laser Technology. – 2025. – Т. 189. – Art. 113166.

14. Ljung G.M., Box G.E.P. On a measure of lack of fit in time series models // Biometrika. – 1978. – T. 65, № 2. – P. 297–303.
15. Navarro J., Seidl T., Hartlieb P. [et al.] Blastability and ore grade assessment from drill monitoring for open pit applications // Rock Mechanics and Rock Engineering. – 2021. – DOI: 10.1007/s00603-020-02354-2.
16. Valencia J., Emami E., Battulwar R. [et al.] Blasthole location detection using support vector machine and convolutional neural networks on UAV images and photogrammetry models // Electronics. – 2024. – T. 13, № 7. – Art. 1291. – DOI: 10.3390/electronics13071291.
17. Zhang Z., Qiu X., Shi X. [et al.] Optimization of the matching relationship between the stemming length and minimum burden in cut blasting of large-diameter long-hole stopes // Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources. – 2023. – T. 9, № 1. – P. 1–22. – DOI: 10.1007/s40948-023-00674-5.

References

1. Ivanovskiy D.S., Nasirov U.F., Zairov Sh.Sh., Urinov Sh.R. Peremeshcheniye raznoprochnykh gornykh porod energiyey vzryva [Displacement of rocks of different strength by blast energy]. LAP LAMBERT Academic Publishing, 2020. 116 P. (In Russ.).
2. Itenberg S.S. Interpretatsiya rezul'tatov geofizicheskikh issledovaniy skvazhin [Interpretation of well logging results]. Moscow: Nedra, 1987. (In Russ.).
3. Isheyskiy V.A., Ryadinskiy D.E., Magomedov G.S. Povysheniye kachestva drobleniya gornykh porod vzryvom za schet ucheta strukturnykh osobennostey vzryvayemogo massiva [Increasing the quality of rock fragmentation by blasting based on accounting for structural features of the blasted massif]. Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten', 2023, no. 9–1, P. 79–95. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_91_0_79. (In Russ.).
4. Kutuzov B.N. Metody vedeniya vzryvnykh rabot. V 2 ch. [Methods of blasting operations. In 2 parts]. Moscow: Gornaya kniga, 2007. (In Russ.).
5. Norov Yu.D., Raimzhanov B.R. Laboratornyye i prakticheskiye raboty po kursu «Burovzryvnyye raboty» [Laboratory and practical works on the course «Drilling and blasting»]. Navoi, 2004. 240 P. (In Russ.).
6. Otraslevyye normativy burovzryvnykh rabot dlya kar'yerov gornodobyvayushchikh predpriyatiy tsvetnoy metallurgii [Industry standards for drilling and blasting in open pits of non-ferrous metallurgy mining enterprises]. Approved by Order of the USSR Ministry of Non-Ferrous Metallurgy No. 162 of 11.04.1977. (In Russ.).
7. Rzhevskiy V.V. Otkrytyye gornyye raboty. Ch. 1 [Open-pit mining. Part 1]. Moscow: Nedra, 1985. (In Russ.).
8. Stanok burovoy sharoshechnyy SBSh-250MNA-32: tekhnicheskiye kharakteristiki [Rotary blasthole drill rig SBSh-250MNA-32: technical specifications] (TU 3145-100-00211044-93). [Электронный ресурс]. – URL: https://rgmural.ru/katalog/burovye-stanki-sbsh/sbsh-250mna-32 (accessed: 20.10.2026). (In Russ.).

9. Tangayev I.A. Burimost' i vzryvayemost' gornykh porod [Drillability and blastability of rocks]. Moscow: Nedra, 1978. (In Russ.).
10. Adhikari G.R. Selection of blasthole diameter for a given bench height at surface mines. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1999, vol. 36, P. 843–847.
11. Afanasev P.I., Makhmudov K.F. Assessment of the parameters of a shock wave on the wall of an explosion cavity with the refraction of a detonation wave of emulsion explosives. Applied Sciences, 2021, vol. 11, no. 9, art. 3976. DOI: 10.3390/app11093976.
12. Babaei Khorzoughi M., Hall R., Apel D. Rock fracture density characterization using measurement while drilling (MWD) techniques. International Journal of Mining Science and Technology, 2018. DOI: 10.1016/j.ijmst.2018.01.001.
13. Brand J., Maximova K., Madden S. et al. Femtosecond laser processing for blast-hole analysis: laser removal of slurry and effect on rocks. Optics and Laser Technology, 2025, vol. 189, art. 113166.
14. Ljung G.M., Box G.E.P. On a measure of lack of fit in time series models. Biometrika, 1978, vol. 65, no. 2, P. 297–303.
15. Navarro J., Seidl T., Hartlieb P. et al. Blastability and ore grade assessment from drill monitoring for open pit applications. Rock Mechanics and Rock Engineering. – 2021. – DOI: 10.1007/s00603-020-02354-2.
16. Valencia J., Emami E., Battulwar R. et al. Blasthole location detection using support vector machine and convolutional neural networks on UAV images and photogrammetry models. Electronics, 2024, vol. 13, no. 7, art. 1291. DOI: 10.3390/electronics13071291.
17. Zhang Z., Qiu X., Shi X. et al. Optimization of the matching relationship between the stemming length and minimum burden in cut blasting of large-diameter long-hole stopes. Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources, 2023, vol. 9, no. 1, P. 1–22. DOI: 10.1007/s40948-023-00674-5.