

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

УДК 622.233

ИССЛЕДОВАНИЕ УДЕЛЬНОЙ ЭНЕРГОЕМКОСТИ БУРЕНИЯ ДЛЯ ОПТИМИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

С. Г. Тянь, С. Г. Ожигин, В. Н. Долгоносков, С. Б. Ожигина, О. В. Старостина

*Карагандинский технический университет им. Абылкаса Сагинова,
E-mail: info@geo-in.kz, просп. Нурсултана Назарбаева, 56, 100027, г. Караганда, Казахстан*

Рассмотрена методика перехода от удельной энергоемкости бурения к оптимальным технологическим параметрам буровзрывных работ на примере медно-порфирового месторождения Коктасжал. Предлагаемая методика определения крепости пород по сравнению с проводимыми с этой целью лабораторными испытаниями обеспечивает возможность получения в режиме реального времени, без значительных затрат, превентивной информации о массиве, что может быть использовано для решения практических вопросов, в частности управления и оптимизации процесса БВР. Выполнена корректировка проекта массового взрыва блока № 18-19 на Теректинском ГОКе. Удельный расход взрывчатого вещества рассчитывался для каждой скважины по традиционной методике и по предлагаемой с учетом удельной энергоемкости бурения. Экспериментальные исследования с определением показателя энергоемкости бурения в качестве критерия оптимизации буровзрывных работ показали положительный результат и существенный экономический эффект. Экономия составила больше 10% от общего количества взрывчатого вещества, заложенного в проект на массовый взрыв. Улучшено качество дробления породы, что положительно сказывается на работе дробильно-сортировочного комплекса.

Карьер, породный массив, буровзрывные работы, удельная энергоемкость бурения, прочность горных пород

DOI: 10.15372/FTPRPI20250108
EDN: HYQVMB

Буровзрывные работы — наиболее эффективный метод разрушения горных пород при открытой разработке месторождений, когда экскавация породы не может быть проведена без предварительного рыхления. В настоящее время затраты на буровзрывные работы составляют значительную долю себестоимости добычи полезных ископаемых для некоторых компаний, превышая 30% [1–3]. Повышение эффективности буровзрывного комплекса является сложным процессом в открытых горных работах, требующим выбора наиболее приемлемого критерия оптимизации. Среди различных критериев, применяемых для оценки устойчивости горных пород к разрушению в результате взрыва, наиболее соответствует указанным условиям показатель удельной энергоемкости шарошечного бурения, так как бурение — единственный процесс, при котором инструмент взаимодействует с ненарушенной породой. Энергетические характеристики этого процесса дают адекватную количественную оценку крепости породы [4–6].

В настоящей статье рассмотрен переход от удельной энергоемкости бурения к оптимальным технологическим параметрам буровзрывных работ на примере медно-порфирового месторождения Коктасжал.

Месторождение приурочено к гряде Коктасжал, вытянутой в северо-западном направлении. Рельеф сильно расчленен. Абсолютные отметки колеблются от 630 м на юго-востоке до 730 м на северо-западе. Гора Карабиик имеет абсолютную отметку 746 м. Месторождение сложено эффузивно-туфогенными породами карадока, прорванными дайкоподобной интрузией плагиогранит-порфира. Широкое развитие имеют также жильные породы: диоритовые, диабазовые порфириды, альбитофиры, кварцевые диориты и плагиограниты. Породы карадокского яруса ордовика представлены преимущественно туфами амфиболовых и плагиоклазовых порфиридов.

Руда и породы относятся к классу скальных грунтов с жесткими структурными связями. Общность их физико-механических свойств обусловлена наличием структурных кристаллизационных связей между минеральными зёрнами. Так как оруденение не имеет четких границ с вмещающими породами, руды и породы характеризуются одинаковыми коэффициентами крепости (10–15) по шкале М. М. Протодяконова. Категория скальных грунтов по буримости изменяется от VII до XI, средняя — около IX. Тектонические трещины и зоны дробления обычно заполнены кварцевыми прожилками различной ориентировки, что увеличивает устойчивость пород и руд. Подземные воды в районе карьера в рыхлых отложениях практически не распространены. В скальных отложениях они находятся достаточно глубоко (10–30 м) и не оказывают влияния на изменение инженерно-геологических свойств пород. По сложности инженерно-геологических условий разработки месторождение Коктасжал, согласно “Инструкции по изучению инженерно-геологических условий месторождений твердых полезных ископаемых” относится к простым. Руды и породы не склонны к самовозгоранию, вспучиванию и слеживаемости, не радиоактивны [7].

МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

На месторождении используется циклично-поточная технология открытой разработки. С забоя отбитая горная масса экскаватором грузится в мобильный дробильно-сортировочный комплекс (МДСК) MAF210, проходя через который вся горная порода на выходе имеет фракцию менее 300 мм. Далее по конвейерным линиям горная порода через отвалообразователь попадает на отвал пустых пород, а руда идет на обогатительную фабрику. Производительность комплекса МДСК MAF210 приведена в табл. 1.

ТАБЛИЦА 1. Производительность комплекса MAF-210 и грансостав породы, %

Фракция, мм	Производительность дробилки, т/ч			
	2 800	2 500	2 150	1 800
1200	100	100	100	100
700	95	95	90	85
300	62	55	45	35
100	40	35	30	25

Для оптимальной производительности дробильно-сортировочного комплекса распределение по фракциям отбитой горной породы в выемочном блоке должно составлять: 300 мм ≈ 60 %, 700 мм ≈ 35 %, 1200 мм ≈ 5 %.

Отработка месторождения ведется 15-метровыми уступами. Расчет проектного удельного расхода ВВ принят по классической методике, предложенной в [8]:

$$q_{II} = q_{\text{э}} k_T k_D k_{\text{оп}} k_3 k_Y k_{\text{ВВ}}, \quad (1)$$

где $q_{\text{э}}$ — эталонный расход ВВ, т/м³; k_T — коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости массива; k_D — коэффициент, учитывающий степень дробления; $k_{\text{оп}}$ — поправочный коэффициент, учитывающий число открытых поверхностей; k_3 — поправочный коэффициент на степень сосредоточения заряда в массиве; k_Y — поправочный коэффициент на высоту уступа; $k_{\text{ВВ}}$ — поправочный коэффициент на расход ВВ с учетом требуемой степени дробления.

Эталонный расход взрывчатого вещества определяется по формуле

$$q_{\text{э}} = k_1(\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{р}} + \sigma_{\text{сд}}) + k_2 \gamma g, \quad (2)$$

k_1 и k_2 — эмпирические коэффициенты [9], $\sigma_{\text{сж}}$, $\sigma_{\text{р}}$, $\sigma_{\text{сд}}$ — значения прочности породы на сжатие, растяжение и сдвиг.

Рассмотрим детально эталонный расход ВВ, так как именно при его расчете более всего учитываются прочностные свойства пород в массиве. [10–12]. Буровзрывной службой Теректинского ГОКа на основании лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород и регулярно проводимых опытно-промышленных взрывов приняты табличные значения эталонного расхода взрывчатого вещества, определяемые коэффициентом прочности пород по шкале Протодьяконова, которые аппроксимируются линейной зависимостью:

$$q_{\text{э}} = 0.025 f, \quad (3)$$

где f — крепость пород по шкале Протодьяконова.

Зависимости эталонного расхода взрывчатого вещества от крепости пород по шкале Протодьяконова представлены на рис. 1.

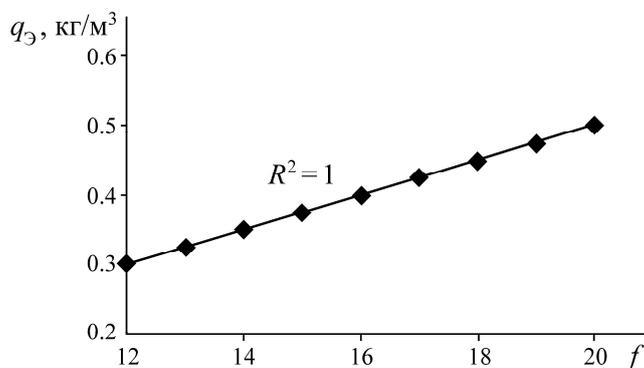


Рис. 1. Зависимость эталонного расхода взрывчатого вещества аммонита 6 ЖВ от крепости пород по шкале Протодьяконова

Анализ, выполненный по двенадцати взорванным блокам, параметры которых приведены в табл. 2, показал, что увеличение удельного расхода взрывчатого вещества ведет к значительному удорожанию взрывных работ и не всегда приводит к удовлетворительному результату увеличения производительности грохота и дробилки [13].

Это происходит вследствие того, что удельный расход взрывчатого вещества рассчитывается на основании данных лабораторных испытаний образцов пород, выделенных тем или иным способом из массива, в то время как для решения основных производственных задач необходимо определять фактическую крепость пород на месте выполнения работ [14–16].

ТАБЛИЦА 2. Параметры взорванных блоков

Номер блока	Горизонт, м	Сетка скважин, м × м	$L_{\text{скв}}$, м	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Просев при размере сита (мм), %				Средний размер куска, мм	Производительность грохота и дробилки, т/ч
					100	300	700	1200		
22-24PG	+645	5 × 5.7	16.3	1.19	18.8	50.4	88.9	99.4	258	1 800–2 150
8-10	+630	5 × 5.7	16.6	1.20	10.1	26.3	62.4	87.8	442	≤ 1 800
9-12LG	+630	5 × 5.7	16.6	1.25	46.8	87.0	99.9	100.0	114	2 800
23-24	+645	5 × 5.7	16.5	1.26	39.0	82.5	99.8	100.0	135	2 500–2 800
9-12	+630	4.7 × 5.4	16.7	1.34	18.0	49.1	83.1	92.3	285	1 800
6-9	+630	4.7 × 5.4	15.6	1.34	34.9	55.4	90.2	97.2	172	2 500
3-6	+630	4.7 × 5.4	16.8	1.34	22.0	65.9	92.5	98.2	215	2 150–2 500
9-12PG	+630	4.7 × 5.4	16.7	1.34	57.5	93.5	100.0	100.0	86	2 800
16-17	+645	4.7 × 5.4	28.9	1.34	27.7	87.9	100.0	100.0	158	2 500
12-13	+630	5 × 5.7	16.7	1.29	38.6	91.8	100.0	100.0	130	2 500–2 800
14-15	+630	5 × 5.7	17.2	1.28	8.7	51.2	86.2	95.6	304	2 500
15-16	+630	5 × 5.7	17.1	1.26	8.5	58.3	96.0	100.0	265	2 500–2 800

Известно, что лабораторные испытания дают существенно завышенную оценку прочности по сравнению с массивом. Необходимо осуществлять корректировку, переходя к прочности массива с применением коэффициентов структурного ослабления либо современных рейтинговых систем. Однако это требует проведения дополнительных исследований, временных и материальных ресурсов [17, 18].

Предлагаемая методика определения крепости пород по удельной энергоёмкости бурения, по сравнению с проводимыми с этой целью лабораторными испытаниями, обеспечит возможность получения в режиме реального времени предварительной информации о массиве, которая может быть использована в управлении последующими технологическими процессами и в первую очередь при ведении БВР [19–21].

Центральным бюро промышленных нормативов по труду (ЦБПНТ) разработана единая классификация пород по буримости, в которой все горные породы поделены на 20 категорий. В основе данной классификации лежит время, необходимое для основного (чистого) бурения шпура глубиной 1 м в минутах в максимально схожих условиях для различных по литологии пород с разными физическими свойствами.

В табл. 3 показано сравнение буримости горных пород с использованием единой классификации ЦБПНТ и крепости пород по шкале Протодяконова. Зависимость крепости пород по шкале Протодяконова от коэффициента крепости пород по шкале ЦБПНТ представлена на рис. 2. Видно, что она хорошо аппроксимируется полиномом второй степени, проходящим через начало координат:

$$f = 0.0656k^2 - 0.1962k. \quad (4)$$

В табл. 4 представлены данные по соответствию коэффициента крепости пород по шкале ЦБПНТ и удельной энергоёмкости бурения [22], а на рис. 3 — зависимости между крепостью пород и удельной энергоёмкостью бурения.

Эмпирическая зависимость крепости пород по шкале ЦБПНТ от удельной энергоёмкости бурения хорошо описывается с использованием логарифмической функции:

$$k = 5.7353 \ln(e) + 8.2651. \quad (5)$$

ТАБЛИЦА 3. Единая классификация пород по буримости ЦБПНТ

Категория крепости пород по шкале ЦБПНТ k	Временное сопротивление сжатию, МПа	Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодяконова f
I	1	0.1
II	3	0.3
III	5	0.5
IV	8	0.8–1.0
V	12	1.2
VI	16	1.6
VII	21	2.0
VIII	27	2.0–3.0
IX	34	3.0–4.0
X	43	4.0
XI	54	5.0–6.0
XII	66	6.0–7.0
XIII	82	8.0–9.0
XIV	99	9.0–10.0
XV	119	10.0–11.0
XVI	143	13.0–15.0
XVII	171	16.0–17.0
XVIII	204	17.0–18.0
XIX	242	19.0
XX	300	20.0

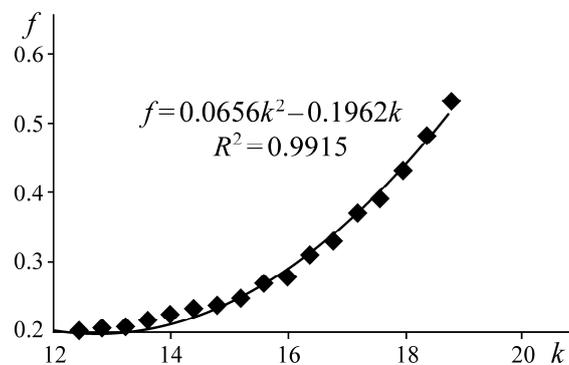


Рис. 2. Зависимость крепости пород по шкале Протодяконова f от коэффициента крепости пород по шкале ЦБПНТ k

Тогда с учетом формулы (4) зависимость (3) принимает вид

$$q_{\text{э}} = 0.025(0.0656k^2 - 0.1962k) = (1.64k^2 - 4.905k) \cdot 10^{-3}, \quad (6)$$

где крепость пород k по шкале ЦБПНТ рассчитывается через удельную энергоемкость бурения по формуле (5).

Таким образом, эталонный расход взрывчатого вещества определяется по значению удельной энергоемкости бурения. В этом случае при расчете удельной энергоемкости бурения появляется возможность вычисления фактического удельного расхода взрывчатого вещества и корректировка проекта на массовый взрыв [23–25].

ТАБЛИЦА 4. Шкала буримости горных пород по показателям скорости и удельной энергоёмкости шарошечного бурения

Основное время бурения, ч/м	Энергоёмкость бурения, кВт·ч/м	Категория крепости породы по шкале ЦБПНТ
0.0215	0.60	VI
0.0270	0.80	VII
0.0335	1.00	VIII
0.0400	1.20	IX
0.0465	1.40	X
0.0530	1.65	XI
0.0615	1.95	XII
0.0750	2.30	XIII
0.0905	2.70	XIV
0.1080	3.20	XV
0.1285	3.85	XVI
0.1525	4.60	XVII
0.1800	5.45	XVIII
0.2095	6.40	XIX
0.2480	7.50	XX

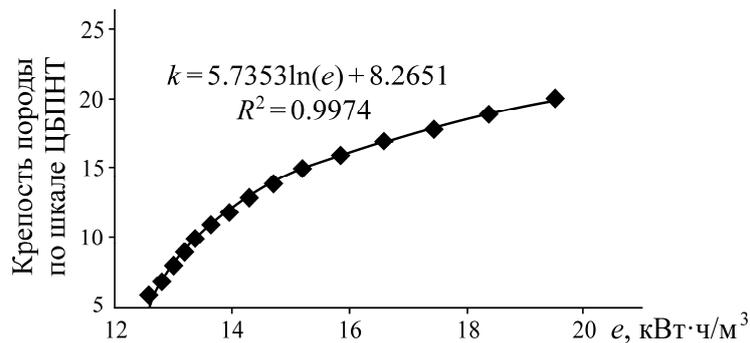


Рис. 3. Зависимость крепости пород по шкале ЦБПНТ от удельной энергоёмкости бурения

Разрушение породы в забое скважины происходит при работе двигателя вращателя, двигателя насоса гидросистемы и двигателя компрессора системы продувки. Система продувки при достаточном и постоянном количестве воздуха не оказывает влияния на энергоёмкость процесса, если измерения проводятся в постоянном диапазоне глубины скважины. Затраты энергии на создание осевого усилия составляют не более 10 % от энергии, потребляемой двигателем вращателя [26, 27].

Также установлено, что процесс бурения шарошечным долотом происходит преимущественно за счет энергии вращения, при этом доля работы вращателя по разрушению породы на порядок больше затрат энергии на создание осевого усилия [28, 29].

Ввиду стабильного характера работы привода гидронасоса и независимости его от изменения физико-механических свойств буримых пород, для определения энергоёмкости процесса бурения достаточно регистрировать энергию, потребляемую двигателем вращателя. Учет данной энергии в определенные промежутки времени и на заданной глубине будет характеризовать общую энергоёмкость процесса бурения породы и позволит объективно оценивать ее прочностные свойства [30–32].

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Согласно исследованиям [33], для шарошечного бурения с диаметром шарошки 200–400 мм удельная энергоемкость бурения:

$$e = Nt, \quad (7)$$

где N — мощность двигателя, кВт; t — время бурения одного метра, ч.

Конструктивные особенности буровых станков DML, применяемых на Теректинском ГОКе, позволяют осуществлять непрерывный сбор и накопление информации о следующих параметрах бурения скважин: время бурения 1 м скважины — t (ч); напряжение — U (В); сила тока I (А), определяющие мощность привода вращателя — N (кВт) [34, 35].

Фиксация энергозатрат на бурение и определение удельной энергоемкости разрушения пород выполнены в процессе бурения взрывных скважин при многорядном их расположении на блоке № 18-19 горизонта + 645 м (рис. 4).

Проектные данные по блоку 18-19, рассчитанные по традиционной методике, следующие:

Номер блока	18-19	Подошва, м	630	Сетка бурения, м × м	5 × 5.7
Площадь, м ²	10 025.9	Объем по контуру, м ³	171 920.4	Вместимость 1 п. м скважины, кг/м	43.03
Количество скважин, шт.	341	Удельный расход ВВ, кг/м ³	1.20	Масса заряда в скважине, кг	584.82
Диаметр, мм	216	Расход ВВ, кг	199 423.6	Высота заряда в скважине, м	13.59
Объем бурения, п.м.	6 529.3	Высота уступа, м	17.1	Выход горной массы с 1 скважины, м ³	487.35
Наклонный угол, град	90	Перебур, м	2.0	Выход с 1 п.м., м ³	25.523

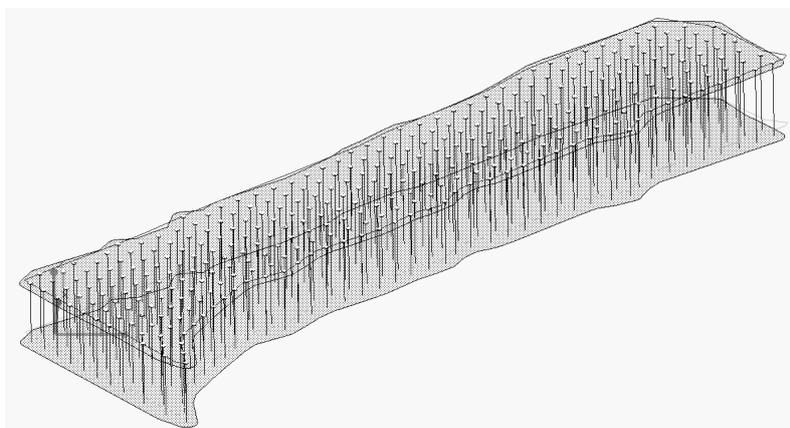


Рис. 4. Схема расположения скважин в экспериментальном взрывном блоке 18-19

Бурение 15–18-метровых скважин осуществлялось двумя буровыми штангами по 9 м каждая. Удельная энергоемкость бурения определялась по каждой скважине с интервалом 1 м. Так, бурение до глубины 6–7 м (штанга 1) проводилось в зоне уступа, нарушенной взрывами зарядов перебура вышележащего горизонта. Породы здесь сильно разрушены, скорость проходки выше, а удельная энергоемкость значительно меньше, чем в нижней части горизонта (штанга 2) [36–38]. В связи с этим к корректировочному расчету удельного расхода взрывчатого вещества принимаются только данные по второй штанге. Усредненные данные, полученные в процессе бурения, приведены в табл. 5.

ТАБЛИЦА 5. Усредненные данные по блоку 18-19

Показатель	Время t , ч	Скорость проходки v , м/ч	Удельная энергоёмкость бурения, кВт·ч/м	Крепость по Протодяконову f	Крепость по ЦБПНТ k	$q_{эт}$, кг/м ³	$q_{уд}$, кг/м ³
Среднее значение по скважинам 1-341, штанга 1	0.35	24.52	1.33	V	X	0.11	0.63
Среднее значение по скважинам 1-341, штанга 2	0.57	15.21	2.13	VIII	XII	0.19	1.09

При корректировке проекта на массовый взрыв удельный расход взрывчатого вещества рассчитывался для каждой скважины по формуле (1) с помощью эталонного расхода взрывчатого вещества, вычисленного с учетом удельной энергоёмкости бурения (6). Далее корректировались высота и масса заряда [39, 40]. Среднее значение проектного удельного расхода взрывчатого вещества по блоку составило 1.09 кг/м³.

После взрыва проводилась фотограмметрическая съёмка блока в трех разных точках, по данным которых выполнен анализ гранулометрического состава горной массы (табл. 6). При отгрузке отбитой горной массы с блока 18-19 велся постоянный контроль производительности МДСК МАФ210, которая составила 2 493 т/ч.

ТАБЛИЦА 6. Гранулометрический анализ блока 18-19

Размер сита, мм	Просев, %			
	Усредненный	Точка 1	Точка 2	Точка 3
1200	100.00	100.00	100.00	100.00
700	99.77	99.41	100.00	99.94
300	82.45	81.95	91.55	76.47
100	39.01	38.84	44.12	35.55

Таким образом, экспериментальные исследования с целью проверки возможности использования показателя энергоёмкости бурения в качестве критерия оптимизации буровзрывных работ [41, 42] на Теректинском ГОКе показали положительный результат и существенный экономический эффект.

ВЫВОДЫ

При циклично-поточной технологии дробильно-сортировочного комплекса первостепенной задачей является исключение попадания негабаритных кусков горной массы в грохот горного комплекса. Скорректировать расчет заряда взрывчатого вещества по взрывному блоку возможно с использованием показателя удельной энергоёмкости бурения в качестве критерия оценки прочностных свойств горного массива по каждой скважине, что в свою очередь позволит добиться равномерного дробления горной массы.

Опытно-промышленные испытания разработанной методики, проведенные на Теректинском ГОКе, показали положительный результат. Благодаря предложенному распределению взрывчатого вещества по блоку, достигнута экономия порядка 10% от общего количества взрывчатого вещества, заложенного в проект на массовый взрыв, что только по рассматриваемому блоку 18-19 составило 20 т.

Регистрация и обработка параметров энергоёмкости бурения позволяет оперативно получать превентивную информацию о прочностных свойствах горного массива в режиме реального времени, пополнять базу данных эксплуатационной разведки и геомеханических характеристик пород и руд на месторождениях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Conde F. and Sanoh O.** Analysis and optimization of blasting practices at the sangaredi mine, *J. Geosc. Env. Protection*, 2022, Vol. 10. — P. 149–169.
2. **Jinchun Zhang, Qing Li, and Wencui Yi.** Optimization of drilling parameters of target wells based on machine learning and data analysis, *Arabian J. Sci. Eng.*, 2022.
3. **Доможиров Д. В.** К вопросу повышения эффективности добычи и переработки минерального сырья за счет управления параметрами буровзрывных работ для достижения требований к качеству // *Вестн. МГТУ им. Г. И. Носова.* — 2023. — Т. 21. — №1. — С. 5–14.
4. **Wang Y., Tan Q., Wu D., Chen H., Hu N., and Zhao Y. A.** Data-Driven Approach to Predict the ROP of Deep Wells in Fukang Sag. *Appl. Sci.*, 2023, Vol. 13. — P. 12471.
5. **Xu Li, Min Yao, Ji-dong Yuan, Yu-jie Wang, and Peng-yu Li.** Deep learning characterization of rock conditions based on tunnel boring machine data, *Underground Space*, Vol. 12, 2023. — P. 89–101.
6. **Tang H., Liang D.-C., Wu Z.-J., and Cheng X.** Energy analysis of intact granite based on test while drilling under different confining stresses and drilling parameters, *Front. Earth. Sci.*, 2023, Vol. 10. — P. 1057187.
7. **Ozhigin S. G., Chunuev I. K., Musin R. A., and Tyan S. G.** Substantiation of the specific energy intensity of drilling as a criterion characterizing the explosive destruction of rocks on the example of the Koktaszhal deposit. *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'a = Complex Use of Mineral Resources*, 2022, Vol. 321, No. 2. — P. 79–86.
8. **Ржевский В. В.** Открытые горные работы. Ч. 1. — М.: Недра, 1985. — 509 с.
9. **Кутузов Б. Н. и др.** Справочник взрывника. — М.: Недра, 1988. — 511 с.
10. **Junhyeok Park and Kwangmin Kim.** Use of drilling performance to improve rock-breakage efficiencies: A part of mine-to-mill optimization studies in a hard-rock mine, *Int. J. Min. Sci. and Technol.*, Vol. 30, Issue 2, 2020. — P. 179–188.
11. **Галимьянов А. А., Герасимов Д. Е., Мишнев В. И. и др.** Влияние параметров БВР на скорость детонации заряда взрывчатых веществ // *Изв. ТулГУ. Техн. науки.* — 2022. — Вып. 9. — С. 268–274.
12. **Shehu S. A., Jethro M. A., Ogbodo D. A., and Hashim M. H. M.** Correlation of blasting coefficient with drilling rate of rocks, *Materials Today: Proceedings*, 2019, Vol. 17, Part 3. — P. 543–552.
13. **Zharikov S., and Kutuev V.** Influence of dynamics of development of open mining on technological features of blasting breaking, *VII Int. Sci. Conf. "Problems of Complex Development of Georesources"*, 2018.— P. 1–7.
14. **Davarpanah A., Nassabeh S., and Mirshekari B.** Optimization of drilling parameters by analysis of formation strength properties with utilization of mechanical specific energy, *Open J. Geology*, 2017, Vol. 7. — P. 1590–1602.
15. **Chen X., Yang J., and Gao D.** Drilling performance optimization based on mechanical specific energy technologies, *Drilling, In Tech*. 2018.
16. **Liu J., Sakaguchi O., Ishizu S., Luan H., Han W., and Jiang Y.** Application of specific energy in evaluation of geological conditions ahead of tunnel face, *Energies*, 2020, Vol. 13. — P. 909.
17. **Kolapo P.** Investigating the effects of mechanical properties of rocks on specific energy and penetration rate of borehole drilling, *Geotech. Geol. Eng.*, 2021, Vol. 39. — P. 1715–1726.

18. **Koulidis A., Pelfrene G., and Ahmed S.** Experimental investigation of the rock cutting process and derivation of the 3D spatial distribution of the formation strength using in-cutter sensing, *J. Petrol. Explor. Prod. Technol.*, 2023.
19. **Michał Kucewicz, Paweł Baranowski, Łukasz Mazurkiewicz, and Jerzy Malachowski.** Comparison of selected blasting constitutive models for reproducing the dynamic fragmentation of rock, *Int. J. Impact Eng.*, 2023, Vol. 173.
20. **Берсенёв Г. П., Жариков С. Н., Реготунов А. С., Кутуев В. А.** Результаты исследования технологического развития буровзрывных работ на карьерах Уральского региона // *Проблемы недропользования*. — 2022. — № 3. — С. 43–54.
21. **Жариков С. Н., Реготунов А. С., Кутуев В. А.** Современные научные исследования лаборатории разрушения горных пород ИГД УрАН и перспективы их развития // *Проблемы недропользования*. — 2022. — № 3. — С. 73–90.
22. **Тангаев И. А.** Буримость и взрываемость горных пород. — М.: Недра, 1978. — 184 с.
23. **Mingnian Wang, Siguang Zhao, Jianjun Tong, Zhilong Wang, Meng Yao, Jiawang Li, and Wenhao Yi.** Intelligent classification model of surrounding rock of tunnel using drilling and blasting method, *Underground Space*, 2021, Vol. 6, Issue 5. — P. 539–550.
24. **Ebrahim F. Salmi and Ewan J. Sellers.** A review of the methods to incorporate the geological and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selective blast design, *Eng. Geology*, Vol. 281, 2021. — 105970. ISSN 0013-7952.
25. **Junhyeok Park and Kwangmin Kim.** Use of drilling performance to improve rock-breakage efficiencies: A part of mine-to-mill optimization studies in a hard-rock mine, *Int. J. Min. Sci. Technol.*, Vol. 30, Issue 2, 2020. — P.179–188.
26. **Zhu X. H., Luo Y. X., and Liu Wj.** The rock breaking and ROP increase mechanisms for single-tooth torsional impact cutting using DEM, *Pet. Sci.*, 2019, Vol. 16. — P. 1134–1147.
27. **Hadi Farqad, Altaie Hassan, and Ethar AlKamil.** Modeling rate of penetration using artificial intelligent system and multiple regression analysis, Paper presented at the Abu Dhabi International Petroleum Exhibition and Conference, Abu Dhabi, UAE. 2019.
28. **Hossein Yavari, Mohammad Fazaelizadeh, Bernt Sigve Aadnoy, Rasool Khosravanian, Jafar Qajar, Mostafa Sedaghatzadeh, and Masoud Riazi.** An approach for optimization of controllable drilling parameters for motorized bottom hole assembly in a specific formation, *Results Eng.*, 2023, Vol. 20. — 101548.
29. **Darwesh A. K., Rasmussen T. M., and Al-Ansari N.** Controllable drilling parameter optimization for roller cone and polycrystalline diamond bits, *J. Petrol. Explor. Prod. Technol.*, 2020, Vol. 10. — P. 1657–1674.
30. **Gaurav Kumar Srivastava and M. S. R. Murthy Vemavarapu.** Drillability prediction in some metamorphic rocks using composite penetration rate index (CPRI) — An approach, *Int. J. Min. Sci. Technol.*, 2021, Vol. 31, Issue 4. — P. 631–641.
31. **Oluwaseun Augustine Oni and Babatunde Adebayo.** Evaluation of the effect of rock strength on drilling penetration rate and index of rotation energy—a case study, *J. Brilliant Eng. (BEN)*, 20224, 4713. — P. 1–6.
32. **Zhang Z X. and Ouchterlony F.** Energy requirement for rock breakage in laboratory experiments and engineering operations: A Review. *Rock Mech. Rock Eng.*, 2022, Vol. 55. — P. 629–667.
33. **Тангаев И. А.** Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. — М.: Недра, 1986. — 231 с.
34. **Masaev Yu., Masaev V., and Drozdenko Yu.** Analysis of efficiency of drilling equipment use in mining operations, *E3S Web of Conf.* 315, 02018 (2021), VIth Int. Innovative Mining Symp.

35. **Ahmed O., Adeniran A., and Samsuri A.** Rate of penetration prediction utilizing hydromechanical specific energy, *Drilling, In Tech.*, 2018.
36. **Hu N., Li C., Boda E., Xiao Y., and Hou Z.** Characteristics of energy dissipation in the process of rock damage under cyclic impact, *J. Eng. Sci. Technol. Review*, 2021, Vol. 14, No. 1. — P. 71–78.
37. **Шишкин Е. А., Смоляков А. А.** Оценка влияния взрывов на предразрушение массива горной породы // *Изв. вузов. Горн. журн.* — 2022. — № 1. — С. 23–33.
38. **Torbica S. and Lapčević V.** *Contour blasting.* Owl and Fox, Min. Consultants, 2023.
39. **Реготунов А. С., Кутуев В. А., Жариков С. Н.** Систематизация факторов, предопределяющих переходные процессы в буровзрывных работах // *Проблемы недропользования.* — 2021. — № 4. — С. 62–72.
40. **Жариков С. Н.** О способах изучения свойств грунтов для повышения эффективности буровзрывных работ // *Вестн. КузГТУ.* — 2016. — № 6. — С. 3–7.
41. **Сабиров Р. Ш., Леоненко Н. А.** Способы оптимизации буровзрывных работ на золоторудном Албазинском месторождении // *ГИАБ.* — 2017. — № 7. — С. 168–173.
42. **Буслаев В. Г., Куншин А. А., Стариков В. В.** Исследование влияния удельной механической энергии на подбор оптимальных параметров режима бурения // *Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море.* — 2020. — Вып. 6. — №. 330. — С. 10–13.

Поступила в редакцию 06/XI 2024

После доработки 20/I 2025

Принята к публикации 23/I 2025