

УДК 622.24

Реготунов Андрей Сергеевич

кандидат технических наук,
старший научный сотрудник,
лаборатория разрушения горных пород,
Институт горного дела УрО РАН,
620075, г. Екатеринбург,
ул. Мамина-Сибиряка, 58
e-mail: pochta8400@inbox.ru

**К ВОПРОСУ О ВЫБОРЕ ВЫРАЖЕНИЯ
ДЛЯ РАСЧЕТА СКОРОСТИ БУРЕНИЯ
УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНЫМ СТАНКОМ
В ЦЕЛЯХ НОРМИРОВАНИЯ
БУРОВЫХ РАБОТ****Аннотация:*

Для нормирования буровых работ на карьерах важно располагать информацией о производительности бурения, которая определяется, главным образом, скоростью бурения в конкретных условиях. Применение «Единых норм выработки (времени) на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Бурение, 1978 г.», созданных в СССР в целях нормирования процесса получения взрывных скважин является недостаточным, так как в них не учтены современные модели высокопроизводительной буровой техники. Решение задачи может быть достигнуто в ходе опытного бурения, что требует доставки опытной модели бурового станка в карьер, или в результате экспресс-расчета, что является предпочтительнее из-за сравнительно малой трудоемкости. Целью исследований, изложенных в статье, явилось выявление приемлемого аналитического выражения для расчета скорости бурения ударно-вращательным способом. Для этого проведен анализ результатов, ранее полученных другими исследователями. В результате анализа установлена формула проф. Г.М. Крюкова, учитывающая, в отличие от других известных выражений, только основные факторы процесса бурения (энергию удара, частоту ударов, коэффициент крепости горной породы по шкале проф. М.М. Протодьяконова, конструктивные параметры штыревой коронки) и не содержащая трудноопределимых коэффициентов и параметров. Представлены результаты расчета скорости ударно-вращательного бурения взрывных скважин для заданных условий – диаметра буровой коронки (90÷165 мм), ударной мощности бурового станка (20÷33 кВт) и коэффициента крепости горной породы по шкале проф. М.М. Протодьяконова (6÷16). В результате регрессионного анализа расчетных данных, полученных согласно формуле проф. Г.М. Крюкова, установлены аппроксимирующие экспоненциальные выражения, значительно упрощающие определение в заданных условиях значений скорости ударно-вращательного бурения взрывных скважин при нормировании буровых работ на карьерах.

Ключевые слова: нормирование, производительность, скорость бурения, ударно-вращательное бурение, штыревая буровая коронка, горная порода.

DOI: 10.25635/2313-1586.2020.04.062

Regotunov Andrey S.

Candidate of Technical Sciences,
Senior Research Worker,
Institute of Mining, Ural Branch of RAS,
620075 Ekaterinburg,
58 Mamina-Sibiryaka Str.
e-mail: pochta8400@inbox.ru

**ON THE ISSUE OF SELECTING
EXPRESSION TO CALCULATE THE SPEED
OF DRILLING OF THE DOWN-TO-HOLE
MACHINE FOR THE REGULATION PURPOSES
OF DRILLING OPERATIONS***Abstract:*

To standardize drilling operations at the quarries, it is important to have information about drilling efficiency, which is mainly determined by the drilling speed in specific conditions. Application of «Uniform production standards (timing) for open-pit mining operations for mining enterprises. Drilling» developed in the USSR in the purpose of regulating drilling operations at mining enterprises is not sufficient, since they do not take into account modern models of high-performance drilling equipment. The solution of the problem can be achieved during pilot drilling, which requires delivery of an experimental model of the drilling rig to the mining enterprise to the open pit, or as a result of express calculation, which is preferable due to the relatively low labor intensity. The purpose of the research presented in the article was to identify an acceptable analytical expression for calculating the drilling speed by down-to-hole method. For this purposes, we have carried out the analysis of previously obtained results by other researchers. As a result of the analysis, the formula of professor G.M. Kryukov has been established that, unlike other well-known expressions, takes into account only the main factors of the drilling process – impact energy, impact frequency, strength coefficient of rock on the Protodyakonov scale, design parameters of the pin crown, and it does not contain hardly-to-determine coefficients and parameters. The results of the calculation speed of drilling down-to-hole machine. The results of the calculation speed of drilling down-to-hole of blast holes for specified conditions – diameter drill bits (90÷165 mm), percussion power of the drilling rig (20÷33 kW) and strength coefficient of rock on the professor M.M. Protodyakonov scale (6÷16). As a result of regression analysis of calculated data obtained according to the formula of professor G.M. Kryukov, approximating exponential expressions are established. The use of expressions provides significantly simplifying the determination of the speed of drilling down-to-hole of blast holes for specific conditions when standardizing drilling operations in quarries.

Key words: normalization and standardization, performance and efficiency, speed of drilling, down-to-hole drilling, drill bit, rock.

* Исследования выполнены в рамках Госзадания 075-00581-19-00, тема № 0405-2019-0005 (2019 - 2021 гг.).

Введение

Ударно-вращательное бурение является основным и перспективным при бурении скважин в крепких горных породах при проходке подземных горных выработок, тоннелей, а также на карьерах – для бурения взрывных скважин в массивах горных пород, предназначенных для взрывной отбойки, и отрезных щелей при постановке уступов карьеров в предельное положение. Горная порода при данном способе бурения разрушается под воздействием многократных ударных нагрузок бурового инструмента, совершаемых с определенной частотой высокопроизводительными буровыми станками. Для крепких горных пород используют инструмент штыревого типа как наиболее эффективный в этих условиях.

Постановка проблемы

Производительность ударно-вращательного бурения скважин – один из главных факторов при нормировании буровых работ в конкретных горно-геологических условиях горного предприятия. Для ее определения, согласно [1], необходимо располагать информацией о скорости бурения, продолжительности подготовительно-заключительных операций, ремонтов, вспомогательных операций в течение смены, продолжительности самой рабочей смены. Из перечисленного перечня показателей затруднение вызывает прогнозное определение скорости бурения. Применение «Единых норм выработки (времени) на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Бурение, 1978 г.», созданных в СССР в целях нормирования процесса бурения взрывных скважин, является в настоящее время недостаточным, так как в них не учтены современные для открытых горных работ модели буровой техники с улучшенными техническими характеристиками. На практике для решения задачи прибегают к экспериментальному методу, применение которого позволяет установить скорость бурения опытного образца бурового станка в конкретных горно-геологических условиях карьера. Однако метод не лишен недостатков: является трудоемким, требует значительных затрат по времени, так как требуется доставка опытного образца бурового станка на уступ карьера, бурение экспериментальных скважин и соответствующая обработка полученных данных. Поэтому более предпочтительным методом решения задачи является предварительный аналитический расчет.

Вопросы расчета скорости ударно-вращательного бурения скважин рассматривались в трудах отечественных [1 – 10] и зарубежных исследователей [11 – 17]. В результате выполненных исследований установлены зависимости, связывающие скорость бурения с физико-механическими свойствами пород, режимными, конструктивными параметрами буровой техники и инструмента (табл.1).

Известные выражения для определения скорости ударно-вращательного бурения скважин носят преимущественно теоретический характер. Теоретические выражения содержат трудноопределимые, непонятные, с точки зрения физического смысла, коэффициенты и параметры. Кроме того, выражения в основном учитывают параметры лезвийного бурового инструмента, который на настоящее время не является прогрессивным для бурения скважин в крепких скальных горных породах на карьерах. Другие выражения являются эмпирическими и установлены в результате статистической обработки экспериментальных данных, полученных в конкретных горно-геологических условиях. Результаты расчета скорости ударно-вращательного бурения по эмпирическим выражениям, справедливые для одних условий, нельзя распространить на горные породы других месторождений. В этом отношении анализ табл. 1 позволил установить, что для решения задачи нормирования буровых работ наибольшую практическую ценность имеет выражение проф. Г.М. Крюкова, учитывающее только основные факторы процесса бурения – энергию удара, частоту ударов, коэффициент крепости горной породы по шкале проф. М.М. Протоdjаконова, конструктивные параметры штыревой коронки. К тому же указанное выражение не содержит трудноопределимых коэффициентов и параметров.

Таблица 1

Известные выражения для расчета скорости ударно-вращательного бурения

Автор	Формула	Тип зависимости	Трудно-определимые параметры	Область применения/тип инструмента
Подэрни Р.Ю. [1]	$v_{\delta} = \frac{1,2 \cdot 10^{-4} A_{уд} n_y n \operatorname{tg} \frac{\theta}{2}}{\pi d^2 \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha_0}{2} + \mu_1 \right) K_3 \sigma_{м.б.}}$	Теоретическая	θ μ_1 K_3 $\sigma_{м.б.}$	$f = 6 \div 20$ / лезвийная коронка
Андреев В.А. [2]	$v_{\delta} = \frac{80 A_{уд} n_y}{f d^2}$		-	
Пешалов Ю.А. [3]	$v_{\delta} = \frac{A_{уд} n_y \eta_2}{A_{эн} \eta_1 V_{уд}} + \delta_{пр} n P_{ст}$		$A_{эн}$ η_1, η_2 $V_{уд}$ $\delta_{пр}$	
Кошулько П.М. [3]	$v_{\delta} = \frac{h^2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} d_1 n_y}{0,78 d^2}$		α	
Кейе Р. [4]	$v_{\delta} = n_1 n e \omega$		-	
Родионов В.С. [5]	$v_{\delta} = \frac{K h n_y \operatorname{arctg} \frac{b}{ad} \sqrt{a^2 - b^2}}{\pi}$	a b		
Крюков Г.М. [7]	$v_{\delta} = \frac{2 \aleph^2 \aleph_1 \eta}{\pi} \frac{z_{пф} A_{уд} n_y}{B_{\Sigma} (d_{кр} - d_{пф})}$	Теоретическая	-	$f = 6 \div 20$ / штыревая коронка
Гагулин М.В. [8]	$v_{\delta} = \frac{18 l^{0,3}}{L^{0,2} f d}$	Эмпирическая	-	Для конкретных условий (прочностных свойств горных пород, типа бурового оборудования, режима бурения) / лезвийная коронка
Коняшин Ю.Г. [3]	$v_{\delta} = 54 V_{max}^{0,78}$		-	
Любимов Н.И. [3]	$v_{\delta} = K_4 p_{ш}^{-6}$		-	
Блохин В.С. [6]	$v_{\delta} = \frac{\sigma_{экв} \alpha_1 n_p^2 n_y F (Q_0 - \gamma_1 F_k)}{\pi d P_k F_k \gamma_2}$	Теоретическая	$\sigma_{экв}$ α_1 F Q_0 γ_1 γ_2 F_k	$f = 6 \div 20$ / штыревая коронка

Пояснение к табл. 1: $A_{уд}$ – энергия единичного удара; n_y – частота ударов; d – диаметр скважины (шпура); h – глубина внедрения лезвия; α – угол выкола лунки в породе; θ – угол скола породы; α_0 – угол приострения инструмента; μ_1 – коэффициент трения бурового инструмента о породу; K_3 – коэффициент, учитывающий затупление лезвия долота; $\sigma_{м.б.}$ – предел прочности породы при механическом способе бурения; f – коэффициент крепости горной породы по шкале проф. М.М. Протождяконова; $A_{эн}$ – показатель удельной энергоёмкости разрушения пород; η_1, η_2 – КПД разрушения породы при бурении скважины и

при определении показателя удельной энергоемкости разрушения породы; $V_{уд}$ – объем породы на 1 см проходки скважины; $\delta_{пр}$ – коэффициент пропорциональности, зависящий от способности породы оставлять остаточные нарушения после динамического вдавливания инструмента; $P_{ст}$ – статическая нагрузка на инструмент; d_1 – длина лезвия; n_1 – число ударов поршня перфоратора в минуту; n – частота вращения коронки в единицу времени; e – число лезвий коронки; ω – угол поворота коронки за цикл, град; K – число лезвий на коронке; a и b – полуоси ореола разрушения, образованного лезвийной коронкой; $\sigma_{экр}$ – эквивалентное напряжение в инструменте; α_1 – коэффициент поражения забоя; n_p – число проработок забоя; F – площадь упругого контакта вставок; Q_0 – контактная нагрузка на индентор; γ_1 и γ_2 – коэффициенты прочностных свойств горных пород; F_k – площадь контакта вставок; P_k – контактная прочность породы; \aleph_1 и \aleph – коэффициенты, характеризующие параметры лунки; η – КПД нагрузки на разрушение; $Z_{пф}$ – число периферийных вставок или лезвий; B_Σ – суммарная жесткость элементов буровой коронки; $d_{кр}$ – диаметр шпура или скважины; $d_{пф}$ – число периферийных зубьев; L – глубина скважины, м; l – стойкость бурового инструмента, м; V_{max} – показатель динамической прочности по методу дробимости; K_4 – эмпирический коэффициент; $p_{ш}$ – твердость по штампу; B_w , α_n – постоянные коэффициенты для конкретного инструмента при постоянной абразивности пород; $F_{дин}$ – показатель динамической прочности пород по методу толчения.

Методика расчета

Нормирование буровых работ в конкретных горных породах начинается с определения скорости ударно-вращательного бурения v_b (м/ч) согласно рациональному для этих целей выражению проф. Г.М. Крюкова [7]:

$$v_b = \frac{2\aleph^2 \aleph_1 \eta}{\pi} \cdot \frac{60 Z_{пф} N}{B_\Sigma (D - d_{пф})}, \quad (1)$$

где \aleph и \aleph_1 – коэффициенты, характеризующие глубину внедрения штырей бурового инструмента и ширину лунки разрушения (табл. 2) в зависимости от величины глубины внедрения коронки $h_B = \sqrt{2N\eta/n_y B_\Sigma}$, где n_y – частота ударов, с⁻¹); η – коэффициент использования единичного удара; $Z_{пф}$ – число периферийных штырей; N – ударная мощность пневмо- или гидроударника, Вт; B_Σ – суммарная жесткость внедрения бурового инструмента в породу, Н/м; D – диаметр шпура или скважины, равный диаметру коронки, м; $d_{пф}$ – диаметр периферийных штырей, м.

Таблица 2

Характерные параметры лунок разрушения горных пород

Тип зубьев	$h_{в1}$, мм	$h_{в2}$, мм	Вторая стадия		Третья стадия	
			\aleph	\aleph_1	\aleph	\aleph_1
Острые	0,3÷0,4	0,6÷0,8	1,4÷1,6	0,85÷1,15	1,2÷1,4	4÷6
Скругленная форма	0,4÷0,6	0,8÷1,0	1,6÷1,8	0,85÷1,15	1,4÷1,8	5÷7

Суммарная жесткость внедрения бурового инструмента B_Σ (Н/м) определяется по следующему выражению:

$$B_\Sigma = 2\pi \cdot \sigma_{мд} \cdot R \cdot (Z_{пф} d_{пф} + Z_\phi d_\phi), \quad (2)$$

где $\sigma_{мд}$ – прочность породы при мелкодисперсном дроблении, Па; Z_ϕ – количество штырей на фронтальной поверхности коронки; $d_{пф}$ – диаметр периферийных штырей; d_ϕ – диаметр штырей, расположенных на фронтальной поверхности коронки, м.

$$\sigma_{мд} = 13 \cdot \left[1 + 0,079(f - 15) + 0,0019(f - 15)^2 \right] \cdot 10^8, \quad (3)$$

где f – коэффициент крепости горной породы по шкале проф. М.М. Протождяконова.

Значения диаметров периферийных штырей $d_{пф}$ и фронтальных штырей $d_{ф}$ рекомендуется определять согласно техническим паспортам, каталогам на буровой инструмент, предполагаемый к применению.

Сменная производительность бурового станка $A^{см}$ (м/смена) рассчитывается согласно [1] по выражению:

$$A^{см} = \frac{T_{см} - (T_{пз} + T_{р})}{v_{б}^{-1} + T_{в}}, \quad (4)$$

где $T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, ч; $T_{пз}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций в течение смены, ч; $T_{р}$ – продолжительность ремонтов в течение смены, ч; $T_{в}$ – продолжительность вспомогательных операций для бурения метра скважины, ч; $v_{б}$ – механическая скорость бурения, м/ч.

Годовая производительность бурового станка $A^г$ (м/год):

$$A^г = A^{см} \cdot n_{см} \cdot n_c, \quad (5)$$

где $n_{см}$ – число смен в сутки ($2 \div 3$); n_c – число рабочих дней станка в году ($230 \div 300$).

Результаты применения методики

В целях нормирования буровых работ на карьерах выполнен расчет скорости ударно-вращательного бурения в горных породах с коэффициентом крепости f по шкале проф. М.М. Протодяконова от 6 до 20 единиц. Принято, что буровые работы ведутся станками с ударной мощностью ($20 \div 33$ кВт), применяется штыревая коронка с плоской торцевой поверхностью, оснащенная штырями со сферической формой. Выбор диапазона изменения значений ударной мощности обусловлен тем, что современные модели буровых станков ударно-вращательного действия в основном применяются для проходки взрывных скважин в диапазоне от 90 до 165 мм. Принято, что удаление продуктов разрушения с забоя скважины происходит в полной мере.

Для определения скорости ударно-вращательного бурения, согласно выражению проф. Г.М. Крюкова (1), принято, что коэффициенты глубины и ширины лунки разрушения (см. табл. 2) для скругленной формы штыря и глубины внедрения $0,8 \div 1$ мм, соответственно, равны $\aleph = 1,6$; $\aleph_1 = 6,1$ (третья стадия внедрения). Коэффициент использования энергии удара η для современных буровых станков с погружными пневмоударниками – 0,76.

Необходимые конструктивные параметры штыревых буровых коронок для расчета суммарной жесткости внедрения бурового инструмента в породу B_{Σ} представлены в табл. 3.

Таблица 3

Параметры буровых коронок для расчета суммарной жесткости внедрения бурового инструмента в породу B_{Σ}

Диаметр коронки D , мм	Параметр			
	$Z_{пф}$	$d_{пф}$, мм	$Z_{ф}$	$d_{ф}$, мм
90	8	11	7	11
110	9	14	8	13
130	8	16	7	14
165	8	19	10	16

Значения суммарной жесткости B_{Σ} внедрения бурового инструмента, рассчитанные согласно выражению (2), приведены в табл. 4.

Таблица 4

Значения суммарной жесткости B_{Σ} внедрения штыревых буровых коронок в горную породу забоя скважины

Коэффициент крепости горной породы (f)	Суммарная жесткость породы внедрения бурового инструмента (B_{Σ}) $\cdot 10^8$, Н/м при различных значениях диаметра (D), мм			
	90	110	130	165
6	5,97	7,34	8,17	11,28
7	6,6	8,11	9,03	12,47
8	7,28	8,95	9,97	13,76
9	8,0	9,85	10,97	15,14
10	8,79	10,81	12,04	16,62
11	9,62	11,84	13,18	18,2
12	10,51	12,93	14,39	19,87
13	11,44	14,08	15,68	21,64
14	12,43	15,3	17,03	23,51
15	13,47	16,57	18,45	25,47
16	14,56	17,91	19,94	27,53
17	15,70	19,32	21,51	29,69
18	16,89	20,78	23,14	31,94
19	18,14	22,31	24,84	34,30
20	19,43	23,91	26,62	36,74

На рис. 1 – 4 представлены значения скорости бурения в зависимости от ударной мощности буровых станков при разной крепости горной породы.

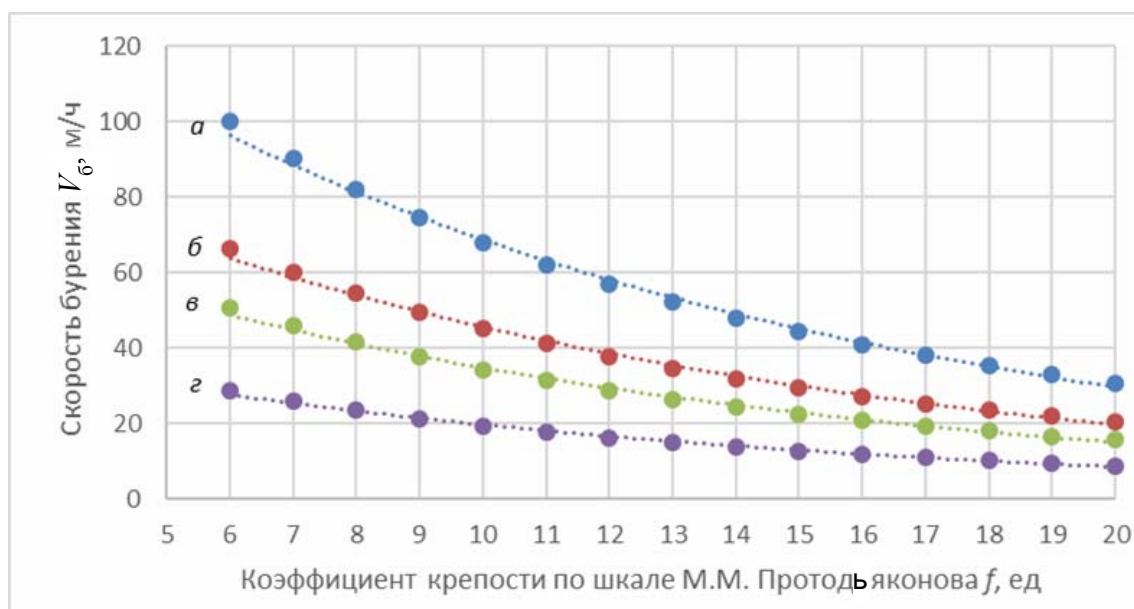


Рис. 1. Скорость бурения (м/ч) при ударной мощности 20 кВт (пневмоударник JD-1300L, модель станка JinJin).

Диаметр бурового инструмента, мм:

а – 90; б – 110; в – 130; г – 165

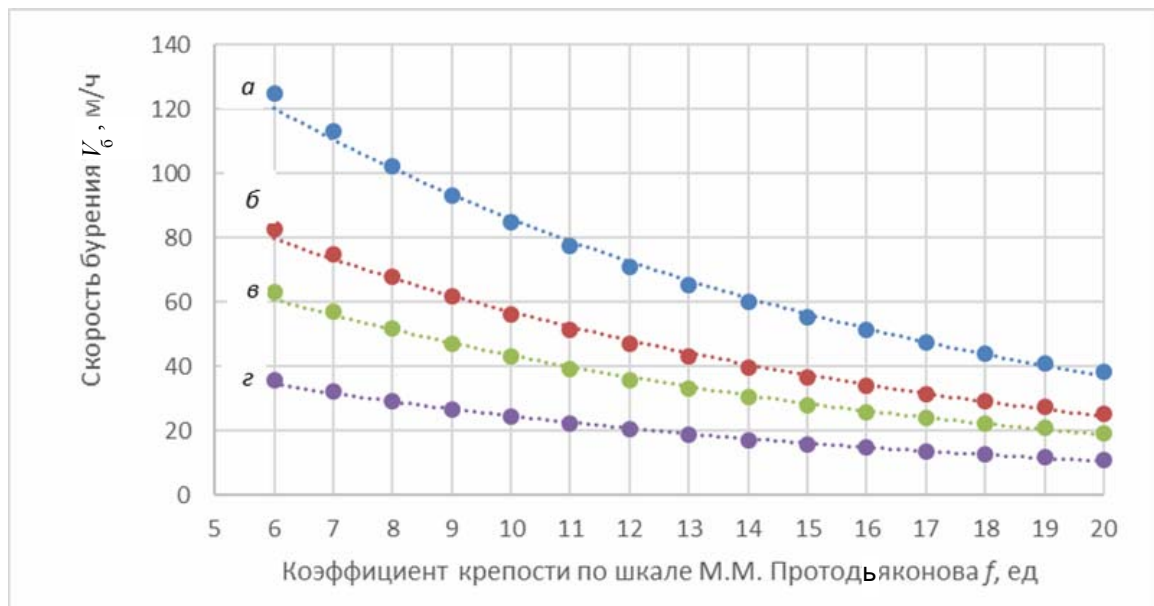


Рис. 2. Скорость бурения (м/ч) при ударной мощности 25 кВт (пневмоударник COP 2560EX, модель станка SmartROCT45). Диаметр бурового инструмента, мм: a – 90; b – 110; v – 130; z – 165

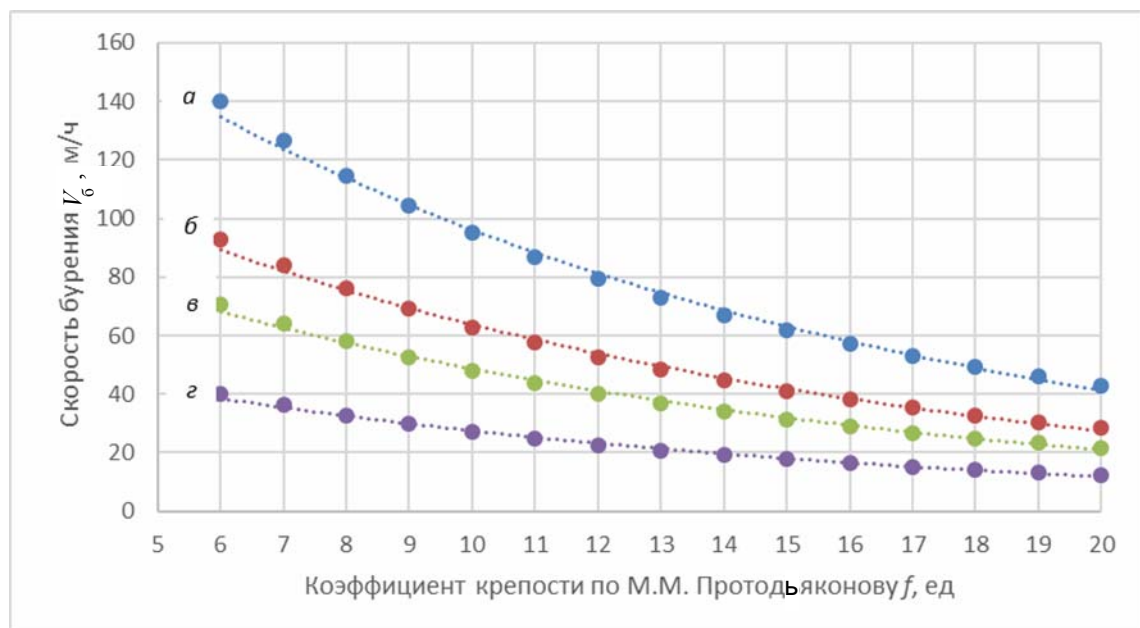


Рис. 3. Скорость бурения (м/ч) при ударной мощности 28 кВт (пневмоударник HPR 5128, модель станка MD 5090). Диаметр бурового инструмента, мм: a – 90; b – 110; v – 130; z – 165

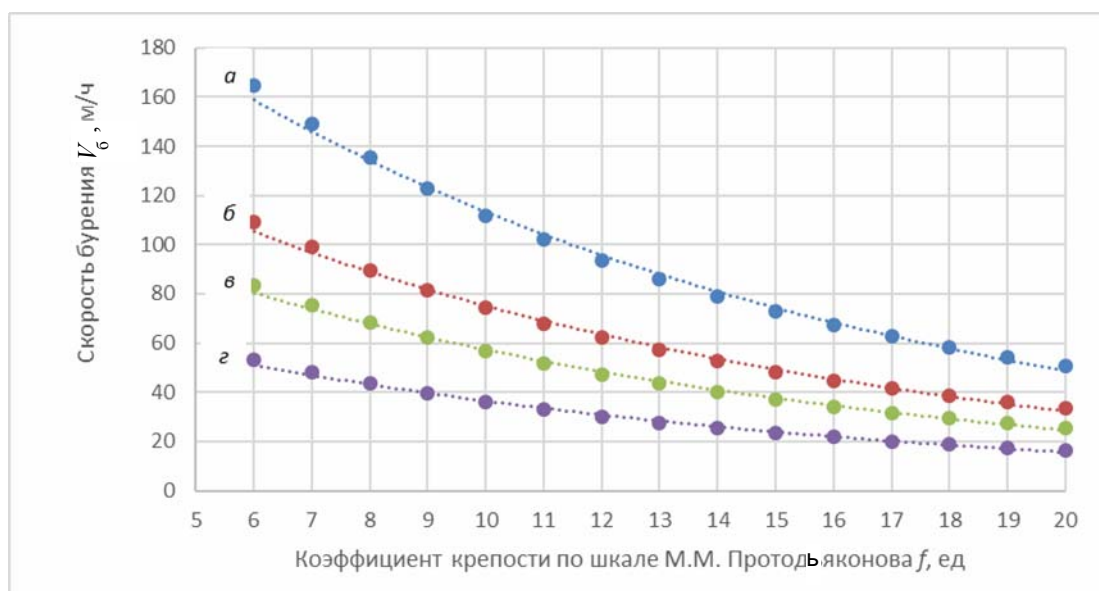


Рис. 4. Скорость бурения (м/ч) при ударной мощности 33 кВт (пневмоударник HL 1560, модель станка DP 1500i). Диаметр бурового инструмента, мм: а – 90; б – 110; в – 130; з – 165

В результате регрессионного анализа расчетных данных (рис. 1 – 4) установлены экспоненциальные выражения, аппроксимирующие (коэффициент детерминации $R^2 = 0,996$) результаты расчета по формуле Г.М. Крюкова при заданных условиях – диаметр штыревой буровой коронки изменяется от 90 до 165 мм, ударная мощность бурового станка $20 \div 33$ кВт и коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М. Протодяконова $6 \div 20$. В практических целях применение экспоненциальных зависимостей значительно сокращает время расчета скорости ударно-вращательного бурения взрывных скважин с допустимым расхождением расчетных данных от значений, полученных по формуле проф. Г.М. Крюкова.

Таблица 5

Регрессионные экспоненциальные выражения для расчета скорости ударно-вращательного бурения взрывных скважин

Диаметр коронки, мм	Ударная мощность бурового станка N , кВт			
	20 (рис.1)	25 (рис.2)	28 (рис.3)	33 (рис.4)
90	$v_b = 159,53e^{-0,084f}$	$v_b = 199,41e^{-0,084f}$	$v_b = 223,34e^{-0,084f}$	$v_b = 263,22e^{-0,084f}$
110	$v_b = 105,81e^{-0,084f}$	$v_b = 132,26e^{-0,084f}$	$v_b = 148,14e^{-0,084f}$	$v_b = 174,59e^{-0,084f}$
130	$v_b = 80,71e^{-0,084f}$	$v_b = 100,89e^{-0,084f}$	$v_b = 113e^{-0,084f}$	$v_b = 133,17e^{-0,084f}$
165	$v_b = 45,65e^{-0,084f}$	$v_b = 57,06e^{-0,084f}$	$v_b = 63,91e^{-0,084f}$	$v_b = 84,74e^{-0,084f}$

С учетом выражений (табл. 5) определяется производительность буровых станков по выражениям (4) – (5).

В результате анализа структуры регрессионных выражений (см. табл. 5) получен их общий вид:

$$v_b = Ae^{-\frac{f}{11,905}} = Ae^{-0,084f}, \tag{6}$$

где A – коэффициент, зависящий от сочетания значений диаметра буровой коронки и ударной мощности бурового станка; f – коэффициент крепости горной породы по шкале проф. М.М. Протодяконова.

Из обобщающего регрессионного выражения (6) следует, что по мере повышения коэффициента крепости горной породы f по шкале проф. М.М. Протодьяконова скорость ударно-вращательного бурения скважины снижается по экспоненциальной зависимости с длиной релаксации 11,905 при всех значениях в исследуемом диапазоне вариации диаметра штыревой буровой коронки, ударной мощности бурового станка и коэффициента крепости горной породы по шкале проф. М.М. Протодьяконова.

Следует учесть, что формула проф. Г.М. Крюкова (1) и регрессионные выражения (см. табл. 5), аппроксимирующие результаты расчета по указанной формуле (1), отражают только основные факторы, влияющие на процесс ударно-вращательного бурения взрывных скважин. Поэтому полученные результаты расчета до начала их распространения в целях выявления погрешности теоретических расчетов следует проверить в ходе экспериментального бурения взрывных скважин высокопроизводительными моделями ударно-вращательных буровых станков в разнообразных горно-геологических условиях добычи твердых полезных ископаемых открытым способом. Далее после корректировки регрессионных выражений для расчета скорости бурения скважин, учитывая данные о продолжительности подготовительно-заключительных операций, ремонтов, вспомогательных операций в течение смены, продолжительности рабочей смены, которые зависят от конкретных условий ведения буровых работ на карьерах, возможно перейти к определению производительности буровых станков ударно-вращательного действия.

Выводы

1. В результате анализа ранее установленных другими авторами выражений для расчета скорости бурения взрывных скважин на карьерах выявлено рациональное выражение для определения производительности ударно-вращательного бурового станка с целью нормирования буровых работ в конкретных горно-геологических условиях. Выражение предложено российским ученым Г.М. Крюковым, оно учитывает основную информацию об ударной мощности буровой техники, конструктивных параметрах прогрессивных в настоящее время штыревых коронок и коэффициенте крепости породы по шкале проф. М.М. Протодьяконова и не содержит трудноопределимых коэффициентов и параметров.

2. Выполнен расчет скорости ударно-вращательного бурения по формуле проф. Г.М. Крюкова для наиболее распространенных моделей высокопроизводительной буровой техники. В результате регрессионного анализа результатов расчета установлены экспоненциальные зависимости скорости ударно-вращательного бурения от коэффициента крепости горной породы по шкале проф. М.М. Протодьяконова для заданных условий – диаметра штыревой буровой коронки (от 90 до 165 мм), ударной мощности бурового станка (от 20 до 33 кВт) и коэффициента крепости горной породы по шкале проф. М.М. Протодьяконова (от 6 до 20 ед.). Применение регрессионных выражений значительно упрощает расчет скорости ударно-вращательного бурения взрывных скважин при сохранении допустимого расхождения получаемых результатов от значений скорости бурения, определенных по формуле проф. Г.М. Крюкова.

3. Для выявления погрешности теоретического расчета скорости ударно-вращательного бурения, необходимо выполнить опытно-промышленное бурение скважин в различных горно-геологических условиях на горных предприятиях с открытым способом добычи полезных ископаемых.

Список литературы

1. Подэрни Р.Ю., 2013. *Механическое оборудование карьеров*: учебник для вузов, 8-е изд., перераб. и доп. Москва: Майнинг Медиа Групп, 594 с.
2. Иванов К.И., Латышев В.А., Андреев В.Д., 1987. *Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых*. 3-е изд., перераб. и доп. Москва: Недра, 272 с.

3. Воздвиженский Б.И., Мельничук И.П., Пешалов Ю.А., 1973. *Физико-механические свойства горных пород и влияние их на эффективность бурения*. Москва: Недра, 240 с.
4. Медведев И.Ф., 1975. *Режимы бурения и выбор буровых машин*. Москва: Недра, 221 с.
5. Родионов Н.С., 1962. Некоторые результаты изучения процессов динамического разрушения горной породы. *Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород*: сб. тр. в 2-х ч.: ч.1. Москва: Изд-во АН СССР, С. 97 – 102.
6. Блохин В.С., 1982. Повышение эффективности бурового инструмента. Киев: Техніка, 160 с.
7. Крюков Г.М., 2007. *Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании. Ч. II. Разрушение горных пород при бурении. Раздел I. Внедрение зубьев в разрушаемую породу. Ударно-вращательный способ бурения*: Учеб. пособие. Москва: Издательство Московского государственного горного университета, 106 с.
8. Гагулин В.М., 1978. Методика оценки и выбора способа бурения взрывных скважин при подземной отбойке руд. *Взрывное дело*, №79/36, С. 173 –178.
9. Покровский И.С., 1949. Теория ударного бурения. *Горный журнал*, № 12. С. 10 –14.
10. Ржевский В.В., Новик Г.Я, 1984. *Основы физики горных пород*: учебник для вузов, 4-е изд., перераб. и доп. Москва: Недра, 359 с.
11. Арцимович Г.В., 1985. *Механо-физические основы создания породоразрушающего бурового инструмента*. Новосибирск: Наука, 265 с.
12. Thuro K., 1997. Drillability prediction - geological influences in hard rock drill and blast tunneling. *GeolRundsch*, Vol 86, P. 426 – 438.
13. Bilgin N., Kahraman S., 2003. Drillability Prediction in Rotary Blast Hole Drilling. *1st International Mining Congress and Exhibition of Turkey-IMCET*, P 177 – 182.
14. Nguyen Van Hung, Gerbaud L., Souchal R., Urbanczyk C., Fouchard C., 2016. Penetration rate prediction for percussive drilling with rotary in very hard rock. *Vietnam journal of science and technology*, Vol. 54, N. 1, P. 133 – 149.
15. Mohammed Ayoub, Goh Shien, DiabDiab and Quosay Ahmed, 2017. Modeling of drilling rate of penetration using adaptive neuro-fuzzy inference system // *International journal of applied engineering research*, Vol. 12, N. 22. P. 12880 – 12891.
16. Hong-li Wang, Wei Bao, Xian-tang Zhang and Tai-hui Xu, 2017. Study on prediction of rotary-impact drilling speed of rock drill. *International Conference on Manufacturing Engineering and Intelligent Materials (ICMEIM 2017)*, Vol. 100., P. 201-206. DOI:10.2991/icmeim-17.2017.34.
17. Kelessidis V.C., 2011. Rock drillability prediction from in situ determined unconfined compressive strength of rock. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, Vol 111, P. 429 – 436.

References

1. Poderni R.Yu., 2013. *Mekhanicheskoe oborudovanie kar'erov: uchebnyk dlya vuzov, 8-e izd., pererab. i dop.* [Mechanical equipment of open pits: textbook for universities, 8th ed., reprint. and add.] Moscow: Maining Media Grupp, 594 p.
2. Ivanov K.I., Latyshev V.A., Andreev V.D., 1987. *Tekhnika bureniya pri razrabotke mestorozhdenii poleznykh iskopaemykh. 3-e izd., pererab. i dop.* [Drilling techniques in the development of mineral deposits. 3rd ed., reprint. and add.] Moscow: Nedra, 272 p.
3. Vozdvizhenskii B.I., Mel'nychuk I.P., Peshalov Yu.A., 1973. *Fiziko-mekhanicheskie svoystva gornykh porod i vliyanie ikh na effektivnost' bureniya* [Physical and mechanical properties of rocks and their influence on drilling efficiency]. Moscow: Nedra, 240 p.
4. Medvedev I.F., 1975. *Rezhimy bureniya i vybor burovykh mashin* [Drilling modes and selection of drilling machines]. Moscow: Nedra, 221 p.

5. Rodionov N.S., 1962. *Nekotorye rezul'taty izucheniya protsessov dinamicheskogo razrusheniya gornoj porody. Fiziko-mekhanicheskie svoystva, davlenie i razrushenie gornykh porod: sb. tr. v 2-kh ch.: ch. I* [Some results of studying processes of dynamic destruction of rock. Physical and mechanical properties, pressure and destruction of rocks: coll. works in two parts: part 1]. Moscow: Publ. AN SSSR, P. 97 – 102.
6. Blokhin V.S., 1982. *Povyshenie effektivnosti burovogo instrumenta* [Improving of efficiency of drilling tools]. Kiev: Tekhnika, 160 p.
7. Kryukov G.M., 2007. *Fizika razrusheniya gornykh porod pri burenii i vzryvanii. Ch. II. Razrushenie gornykh porod pri burenii. Razdel I. Vnedrenie zub'ev v razrushaemuyu porodu. Udarno-vrashchatel'nyi sposob bureniya: Ucheb. posobie* [Physics of rock destruction during drilling and blasting. Part II. Destruction of rock mass during drilling. Section I. Teeth punching-in into destroyed rock. Impact-rotational drilling method: Textbook]. Moscow: Publ. Moskovskogo gosudarstvennogo gornogo universiteta, 106 p.
8. Gagulin V.M., 1978. *Metodika otsenki i vybora sposoba bureniya vzryvnykh skvazhin pri podzemnoi otboike rud* [Evaluation methods and selection of the drilling mode in blast wells while underground mining]. *Vzryvnoe delo*, №79/36, P. 173 –178.
9. Pokrovskii I.S., 1949. *Teoriya udarnogo bureniya* [Theory of percussive drilling]. *Gornyi zhurnal*, № 12. P. 10 -14.
10. Rzhetskii V.V., Novik G.Ya, 1984. *Osnovy fiziki gornykh porod: uchebnik dlya vuzov, 4-e izd., pererab. i dop.* [Fundamentals of rock mass physics: textbook for universities, 4th ed., reprint. and add.] Moscow: Nedra, 359 p.
11. Artsimovich G.V., 1985. *Mekhano-fizicheskie osnovy sozdaniya porodorazrushayushchego burovogo instrumenta* [Mechanical and physical basis for creating rock-destructing drilling tools]. Novosibirsk: Nauka, 265 p.
12. Thuro K., 1997. Drillability prediction - geological influences in hard rock drill and blast tunneling. *GeolRundsch*, Vol 86, P. 426 – 438.
13. Bilgin N., Kahraman S., 2003. Drillability Prediction in Rotary Blast Hole Drilling. *1a" International Mining Congress and Exhibition of Turkey-IMCET*, P 177 – 182.
14. Nguyen Van Hung, Gerbaud L., Souchal R., Urbanczyk C., Fouchard C., 2016. Penetration rate prediction for percussive drilling with rotary in very hard rock. *Vietnam journal of science and technology*, Vol. 54, N. 1, P. 133 – 149.
15. Mohammed Ayoub, Goh Shien, DiabDiab and Quosay Ahmed, 2017. Modeling of drilling rate of penetration using adaptive neuro-fuzzy inference system // *International journal of applied engineering research*, Vol. 12, N. 22. P. 12880 – 12891.
16. Hong-li Wang, Wei Bao, Xian-tang Zhang and Tai-hui Xu, 2017. Study on prediction of rotary-impact drilling speed of rock drill. *International Conference on Manufacturing Engineering and Intelligent Materials (ICMEIM 2017)*, Vol. 100., P. 201-206. DOI:10.2991/icmeim-17.2017.34.
17. Kelessidis V.C., 2011. Rock drillability prediction from in situ determined unconfined compressivestrength of rock. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, Vol 111, P. 429 – 436.