Записки Ленинградского орденов Ленина и Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. XLI, вып. 2, 1961 г.

К РАЗРАБОТКЕ ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ОСНОВ УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

Ю. М. Парийский

Ударно-вращательный способ бурения находит в последние годы все более широкое применение как в СССР, так и за рубежом. При проходке взрывных скважин установки пневмоударного бурения уверенно вытесняют малопроизводительные ударно-канатные станки. Появились ударно-вращательные машины для бурения шпуров в подземных выработках. Ряд научно-исследовательских организаций нашей страны ведет работы по созданию гидроударных машин для проходки разведочных и эксплуатационных скважин. Однако теоретические основы ударно-вращательного бурения изучены очень слабо, несмотря на более чем полувековую историю исследования этого, безусловно, прогрессивного способа разрушения горных пород. Если сейчас можно указать на определенные успехи в области конструирования и изучения разного рода машин ударно-вращательного действия, то наряду с этим нельзя не отметить почти полного отсутствия работ, посвященных исследованию физической сущности процесса взаимодействия инструмента с породой. Прогресс в этой области стал в настоящее время совершенно необходимым условием дальнейшего совершенствования теории и практики ударно-вращательного бурения.

Данная работа излагает результаты теоретического исследования процесса ударно-вращательного бурения, в основу которого положено изучение разрушения горных пород при характерных для указанного вида бурения условиях нагружения.

Как известно, при ударно-вращательном бурении инструмент участвует одновременно в двух видах движения: поступательном — под действием ударной и статической нагрузок и вращательном — под действием крутящего момента. Характерным условием нагружения породы в таком случае будет являться одновременное действие на площадке контакта инструмента с породой как нормальных, так и касательных усилий значительной величины. В динамическом отношении такой процесс аналогичен воздействию на породу удара, направленного под некоторым углом к разрушаемой поверхности при наличии сил трения между инструментом, передающим удар, и породой.

Пусть Ox есть поверхность, к которой прикладывается ударная нагрузка Q через установленный в точке O резец A (рис. 1). Угол между поверхностью Ox и осью резца, вдоль которой действует удар,

назовем углом приложения ρ, угол между осью резца и нормалью Oz назовем углом установки лезвия ψ. Силу Q разложим на составляющие N и T.

Тогда

$$T = N \operatorname{tg} \psi. \tag{1}$$

Сила T достигнет своего максимального значения, когда угол установки лезвия ψ станет равным углу трения φ, а $\operatorname{tg} \varphi = f$ (коэффициенту трения лезвия резца по поверхности породы).

Действие силы T оказывает значительное влияние на процесс разрушения горной породы [1]. С целью исследования роли контактных касательных усилий в процессе разрушения породы при динамическом приложении нагрузки нами были поставлены специальные эксперименты. По поверхности установленного с некоторым наклоном образца из белого или серого мрамора через короткий бур со съемной головкой, армированной твердым сплавом, наносился удар бойком определенного веса. В процессе опытов измерялись высота падения бойка, объем лунки разрушения w и глубина внедрения инструмента z.

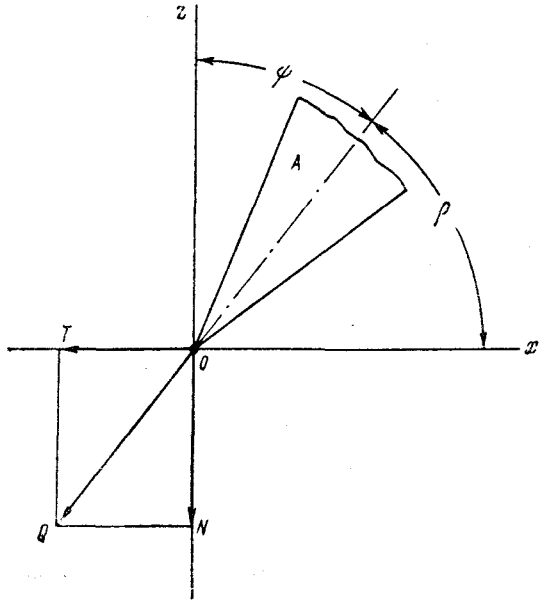


Рис. 1. Схема действия сил при косом ударе

Результаты эксперимента были подвергнуты математической обработке, что позволило подобрать функции $z = F_1(E, \psi)$ и $w = F_2(E, \psi)$ (E — энергия удара при $\psi = 0$). Оказалось, что кривая $z = F_1(E, \psi)$ хорошо описывается уравнением (см. рис. 2, *а*).

$$z = \frac{k_1 E^n}{1 - a_1 k_1 E^n \operatorname{tg} \psi \, (2 \operatorname{tg} \varphi - \operatorname{tg} \psi)}, \tag{2}$$

а кривая $w = F_2(E, \psi)$ — уравнением (см. рис. 2, *б*)

$$w = \frac{k_1 E}{1 - a_2 k_2 E \operatorname{tg} \psi \, (2 \operatorname{tg} \varphi - \operatorname{tg} \psi)}. \tag{3}$$

Влияние направления удара на объем лунки разрушения было экспериментально исследовано В. И. Молчановым [1], данные которого использованы нами для проверки полученной зависимости (3). На рис. 3 точками отмечены результаты опытов В. И. Молчанова, а кривые построены для тех же условий на основании формулы (3). Как видно из этих графиков, степень совпадения экспериментальных данных с полученной нами зависимостью является вполне удовлетворительной.

[1] См. Ю. М. Парийский. «К вопросу о разрушении горных пород при бурении» в настоящем сборнике.

Решая выражения (2) и (3) относительно E, получим

$$E = \sqrt[n]{\frac{z}{k_1 [a_1 z \operatorname{tg}\psi (2\operatorname{tg}\varphi - \operatorname{tg}\psi) + 1]}} \tag{4}$$

и

$$E = \frac{w}{k_2 [a_2 w \operatorname{tg}\psi (2\operatorname{tg}\varphi - \operatorname{tg}\psi) + 1]}. \tag{5}$$

Легко убедиться в том, что приведенные зависимости имеют экстремум в точке $\operatorname{tg}\psi = \operatorname{tg}\varphi$. В случае (2) и (3) при $E = \text{const}$ величины $z = z_{max}$ и $w = w_{max}$. В случаях же (4) и (5) величина $E = E_{min}$ для одних и тех же значений z и w.

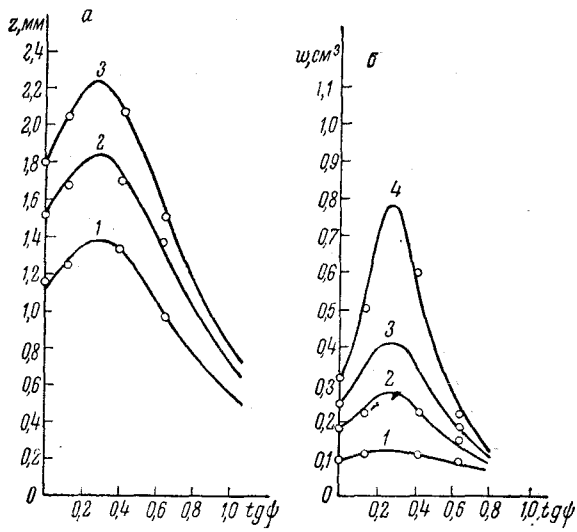


Рис. 2. Зависимость глубины внедрения резца (*а*) и объема лунки разрушения (*б*) от энергии и направления удара:
1 — E = 3,75 *кгм*; *2* — E = 6,8 *кгм*; *3* — E = 8,0 *кгм*; *4* — E = 9,7 *кгм*. Порода — серый мрамор

Если $\operatorname{tg}\psi = 0$ (удар направлен по нормали к поверхности породы), из выражений (2) и (3) получим известные формулы [3, 4]

$$z = k_1 E^n; \tag{6}$$

$$w = k_2 E, \tag{7}$$

где k_1 и k_2 — коэффициенты пропорциональности, зависящие от свойств горной породы и инструмента. Показатель степени n в формуле (6) близок 0,5.

Формула (7) справедлива для острых лезвий. В более общем виде [4]

$$w = k_2 (E - E_0), \tag{8}$$

где E_0 — минимум энергии удара, ниже которого разрушения породы не происходит.

Зависимости (6) и (7) также проверены нами экспериментально. Как видно из графиков рис. 4, разброс опытных точек весьма невелик.

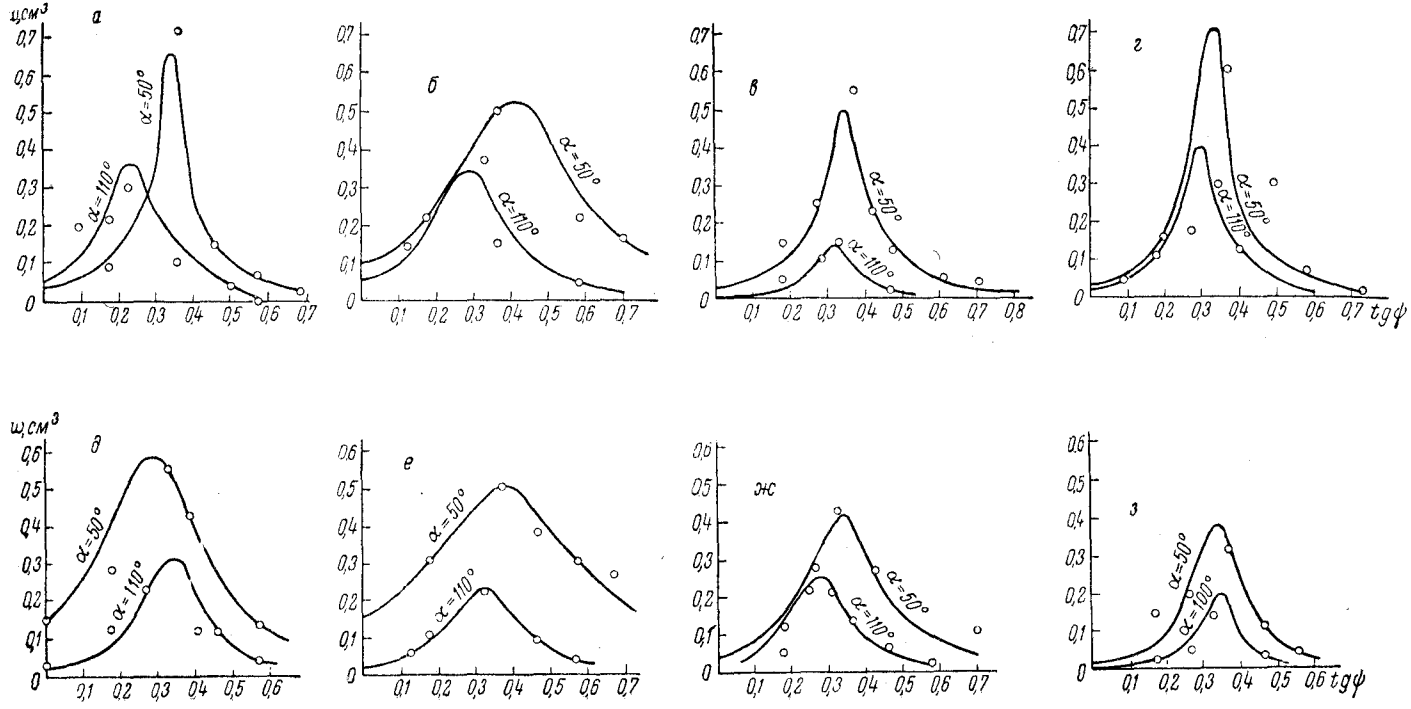


Рис. 3. Зависимость объема лунки разрушения от направления удара и угла заострения инструмента α:
а — песчаник с кварцевым цементом; *б* — хлорито-серицитовый сланец; *в* — песчаник мелкозернистый; *г* — известняк; *д* — гранит; *е* — известняк окремненный; *ж* — габбро; *з* — диабаз. *E* = const

Таким образом, можно считать, что зависимости (2) и (3) имеют более общий характер, чем известные формулы (6) и (7), вытекающие из выражений (2) и (3) как частные случаи.

В формулах (2) — (5) остались неопределенными коэффициенты a_1 и a_2. Они носят эмпирический характер и определяются свойствами

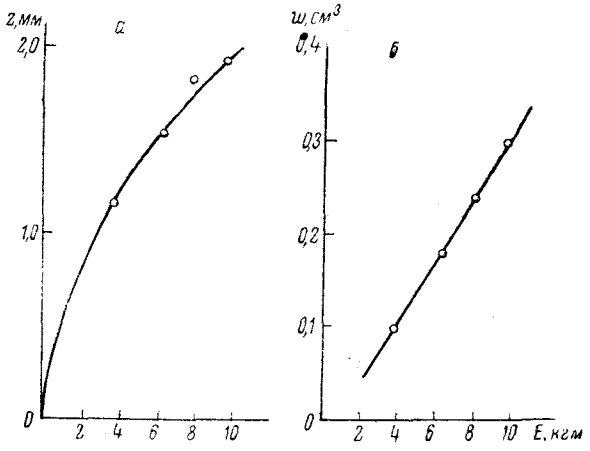


Рис. 4. Зависимость глубины внедрения резца (*а*) и объема лунки разрушения (*б*) от энергии удара ($\psi=0$). Порода — серый мрамор

породы и инструмента. Их значения, по данным наших экспериментов и опытам В. И. Молчанова, приведены в прилагаемой таблице.

Значения коэффициентов a_1, a_2, k_1, k_2 и f для различных пород

Порода	Энергия удара E, *кгм*	Угол заострения лезвия, *град*	a_1	a_2	k_1	k_2	$f_{расч}$	$f_{измер}$
Серый мрамор	375—9,7	62	1,47	25	0,614	0,033	0,270	0,290
Песчаник с кварцевым цементом		110	—	310	—	—	0,234	0,287
		50	—	294	—	—	0,341	0,364
Хлорито-серицитовый сланец		110	—	192,8	—	—	0,284	0,325
		50	—	46,6	—	—	0,41	0,404
Песчаник мелкозернистый		110	—	1725	—	—	0,315	0,325
		50	—	372,5	—	—	0,340	0,364
Известняк	E = const	110	—	445	—	—	0,293	0,287
		50	—	314	—	—	0,337	0,384
Гранит		110	—	384	—	—	0,349	0,306
		50	—	63,4	—	—	0,374	0,384
Известняк окремненный		110	—	313	—	—	0,321	0,325
		50		30,9	—	—	0,372	0,406
Габбро		110	—	485	—	—	0,271	0,287
		50	—	170	—	—	0,335	0,325
Диабаз		110	—	1660	—	—	0,338	0,306
		50		469	—	—	0,340	0,364

В формулах (2)—(8) E представляет собой энергию удара, которая расходуется на разрушение определенного объема породы и внедрение лезвия на определенную глубину. Полную же работу разруше-

ния $E_р$ в указанных условиях нагружения можно представить состоящей из двух компонентов: работы нормальных сил $A_н$ и работы касательных сил $A_к$, т. е.

$$E_р = A_н + A_к; \tag{9}$$

$$\left.\begin{aligned} A_н &= \int_0^z N dz \\ A_к &= \int_0^x T dx \end{aligned}\right\}, \tag{10}$$

где x и z — координаты сместившегося в результате удара лезвия резца.

Если внедрение резца происходит по линии действия удара, то между координатами x и z будет иметь место соотношение

$$x = z \operatorname{tg} \psi. \tag{11}$$

Отношение между силами N и T нам известно. Тогда можно получить зависимость между составляющими $A_н$ и $A_к$

$$A_к = \int_0^x T dx = \operatorname{tg}^2 \psi \int_0^z N dz = \operatorname{tg}^2 \psi A_н. \tag{12}$$

Когда $\psi = \varphi$,

$$A_к = f^2 A_н. \tag{13}$$

Это и будет оптимальное энергетическое условие нагружения.

Возвращаясь к рассмотрению процесса ударно-вращательного бурения, устанавливаем, что в этом случае $A_н$ представляет собой не что иное, как затрату энергии удара $E_{уд}$, идущую на внедрение резца, а $A_к$ — потерю кинетической энергии бурового снаряда вследствие неравномерности вращения, обусловленной приложением к вращающемуся снаряду периодических ударных импульсов.

Из соотношения (12)

$$\operatorname{tg} \psi = \sqrt{\frac{A_к}{A_н}}. \tag{14}$$

Подставив выражения (9) и (15) в формулу (2), получим

$$z = \frac{k_1 E_{уд}^n}{1 - a_1 k_1 E_{уд}^n \sqrt{\frac{A_к}{A_н}} \left(2 \operatorname{tg} \varphi - \sqrt{\frac{A_к}{A_н}}\right)}. \tag{15}$$

Если теперь выразить $A_к$ через режимные параметры процесса ударно-вращательного бурения, то получим зависимость глубины внедрения при элементарном акте воздействия резца на забой от указанных параметров.

В дифференциальной форме $A_к$ можно определить по известной формуле теоретической механики

$$dA_к = M_д d\vartheta, \tag{16}$$

где $d\vartheta$ — элементарный угол поворота;
$M_д$ — момент, действующий в период удара.
Тогда

$$A_к = \int_{\vartheta_0}^{\vartheta} M_д d\vartheta. \tag{17}$$

Но $d\vartheta = \omega dt$, а

$$\omega = \int_{t}^{t+\tau} \varepsilon dt, \tag{18}$$

где ω — угловая скорость;
τ — продолжительность удара;
ε — угловое замедление.
Принимаем $\varepsilon = \text{const}$. Подставив значения $d\vartheta$ и ω из выражения (18) в равенство (17), получим

$$A_к = \int_{t}^{t+\tau} M_д dt \int_{t}^{t+\tau} \varepsilon dt = M(S)\varepsilon\tau, \tag{19}$$

где $\int_{t}^{t+\tau} M_д dt$ обозначен через $M(S)$ — момент импульса касательных сил при ударе. Его можно определить следующим образом. Пусть ω_1 и ω_2 — угловая скорость вращения бурового снаряда соответственно до и после удара;

τ — продолжительность удара;

$\Delta t = \frac{1}{n_{уд}}$ — интервал времени между ударами;

$n_{уд}$ — число ударов в 1 сек.;

$M_с$ — момент, действующий в период между ударами;

I_z — момент инерции массы бурового снаряда относительно оси вращения Oz;

M_z — момент внешних сил относительно той же оси.

Тогда по теореме об изменении кинетического момента

$$I_z \frac{d\omega}{dt} = M_z \text{ или } I_z d\omega = M_z dt. \tag{20}$$

Интегрируя выражение (20), получим для периода удара

$$I_z \int_{\omega_1}^{\omega_2} d\omega = \int_{t}^{t+\tau} M_д dt. \tag{21}$$

Для периода между ударами

$$I_z \int_{\omega_2}^{\omega_1} d\omega = \int_{t+\tau}^{t+\tau+\Delta t} M_с dt. \tag{22}$$

Замечая, что левые части равенств (21) и (22) отличаются лишь перевернутыми пределами интегрирования, заключаем, что

$$\int_{t}^{t+\tau} M_д dt = -\int_{t+\tau}^{t+\tau+\Delta t} M_c dt. \tag{23}$$

Момент M_c легко можно определить

$$M_c = \alpha C f r_{ср}, \tag{24}$$

где C — осевая „статическая" нагрузка, приложенная к инструменту;
f — коэффициент трения между резцами и породой;
$r_{ср}$ — средний радиус коронки;
α — коэффициент, учитывающий дополнительные сопротивления при вращении инструмента (в основном за счет сопротивления породы скалыванию впереди резца), обычно $\alpha = 1{,}1 \div 1{,}2$.

Тогда из выражения (23) после интегрирования

$$\int_{t}^{t+\tau} M_д dt = M(S) = -\alpha C f r_{ср} \Delta t = -\frac{\alpha C f r_{ср}}{n_{уд}}. \tag{25}$$

Найденное значение $M(S)$ подставляем в выражение (19)

$$A_к = -\frac{\alpha C f r_{ср}}{n_{уд}} \varepsilon \tau. \tag{26}$$

Замедление ε достаточно точно определится формулой

$$\varepsilon = -\frac{\omega_1 - \omega_2}{\tau}. \tag{27}$$

Разность $(\omega_1 - \omega_2)$ можно выразить через среднее значение угловой скорости $\omega_{ср}$ и степень неравномерности вращения δ:

$$\delta = \frac{\omega_1 - \omega_2}{\omega_{ср}}. \tag{28}$$

Отсюда

$$\omega_1 - \omega_2 = \delta \omega_{ср}.$$

Подставив значения ε и $(\omega_1 - \omega_2)$ из формул (27) и (28) в выражение (26), получим

$$A_к = \frac{\alpha C f r_{ср} \delta \omega_{ср}}{n_{уд}}. \tag{29}$$

Итак, нам удалось получить зависимость $A_к$, выраженную через параметры ударно-вращательного бурения.

Подставив теперь выражение (29) в уравнение (15), получим

$$z = \frac{k_1 E_{уд}^n}{1 - a_1 k_1 E_{уд}^n \sqrt{\frac{\alpha C f r_{ср} \delta \omega_{ср}}{E_{уд} n_{уд}}} \left(2 \operatorname{tg} \varphi - \sqrt{\frac{\alpha C f r_{ср} \delta \omega_{ср}}{E_{уд} n_{уд}}}\right)}. \tag{30}$$

Если $n = 0{,}5$, то (учитывая, что $\operatorname{tg} \varphi = f$)

$$z = \frac{k_1 \sqrt{E_{уд}}}{1 - a_1 k_1 \sqrt{\frac{\alpha C f r_{ср} \delta \omega_{ср}}{n_{уд}}} \left(2f - \sqrt{\frac{\alpha C f r_{ср} \delta \omega_{ср}}{E_{уд} n_{уд}}}\right)}. \tag{31}$$

Функция (31) представляет собой искомую зависимость глубины внедрения резца при элементарном акте воздействия его на забой от всех основных параметров режима ударно-вращательного бурения (энергии удара $E_{уд}$, осевой нагрузки C, частоты ударов $n_{уд}$, угловой скорости вращения снаряда $\omega_{ср}$, степени неравномерности вращения δ).

Кроме того, формула (31) определяет также зависимость глубины внедрения от условий на контакте резца с породой, которые характеризуются коэффициентами a_1, k_1, f. Эти коэффициенты отражают свойства пары инструмент — порода, что очень важно, поскольку эффективность разрушения определяется именно совокупностью этих свойств, а не свойствами породы или инструмента в отдельности.

Функция (31) достигает максимума при выполнении условия

$$\sqrt{\frac{\alpha C f r_{ср}^{\delta}\omega_{ср}}{E_{уд}n_{уд}}} = f. \tag{32}$$

Отсюда получаем важную зависимость

$$C = \frac{fE_{уд}n_{уд}}{\alpha r_{ср}^{\delta}\omega_{ср}}, \tag{33}$$

которая представляет собой оптимальное сочетание параметров ударно-вращательного бурения, обеспечивающее максимальную эффективность элементарного акта разрушения породы и, следовательно, максимальную начальную скорость бурения.

Как видно из формулы (33), оптимальное осевое усилие прямо пропорционально энергии и частоте ударов, обратно пропорционально величине среднего радиуса коронки, средней угловой скорости и степени неравномерности вращения. Степень неравномерности вращения, таким образом, оказывается важным фактором режима ударно-вращательного бурения. В самом деле, при малой степени неравномерности потребуется большое осевое усилие, при большей степени неравномерности — меньшее осевое усилие. Степень неравномерности можно определить по соотношению (13)

$$A_к = f^2 A_н = f^2 E_{уд}.$$

С другой стороны, $A_к$ представляет собой потерю кинетической энергии вращающегося бурового снаряда в период удара. Поэтому

$$A_к = I_z \frac{(\omega_1^2 - \omega_2^2)}{2} \approx I_z \delta \omega_{ср}^2. \tag{34}$$

Тогда

$$\delta = \frac{f^2 E_{уд}}{I_z \omega_{ср}^2}, \tag{35}$$

но

$$I_z = I_p \frac{L\gamma}{g}, \tag{36}$$

где I_p — полярный момент инерции площади сечения вращающихся частей снаряда;

L — длина вращающейся части снаряда;

γ — удельный вес металла;

g — ускорение силы тяжести.

Итак,

$$\delta = \frac{f^2 E_{уд} g}{I_p L \gamma \omega_{ср}^2}. \tag{37}$$

Следовательно, степень неравномерности вращения при прочих равных условиях обратно пропорциональна длине вращающейся части бурового снаряда. При бурении мелких скважин (например, пневмоударником) для создания оптимального сочетания параметров потребуется небольшое осевое усилие, а при проходке скважин большой глубины (гидроударником) осевое усилие должно быть значительно больше. Практически в первом случае осевое усилие не превышает 200—300 *кг*, а во втором достигает 1000—1200 *кг*.

Заканчивая рассмотрение условия (33), вернемся к уже упоминавшейся статье В. И. Молчанова и В. М. Матросова, где также предпринята попытка определения условия оптимального сочетания параметров ударно-вращательного бурения. Авторы считают, что для нанесения удара под углом наивыгоднейшего приложения силы должно соблюдаться определенное соотношение между окружной и осевой скоростями движения резца [1]. Такое оптимальное соотношение, которое можно назвать кинематическим, по их мнению, имеет вид

$$\frac{w_{\text{окр}}}{v_{\text{ос}}} = \operatorname{tg} \varphi,$$

где $w_{\text{окр}}$ — окружная скорость резца;

$v_{\text{ос}}$ — осевая скорость резца в момент удара.

С таким определением нельзя согласиться по следующим причинам. Во-первых, окружная скорость резца в момент удара не может быть постоянной и поэтому неясно, какую скорость надо принимать в расчет. Во-вторых, в таком виде формула совершенно исключает влияние инерции ударной и вращающейся масс, что недопустимо. В-гретьих, указанная формулировка не дает возможности определить соотношение между рабочими параметрами ударно-вращательного режима (энергия и частота ударов, осевая нагрузка, число оборотов). Видимо, поэтому авторы дали расчет лишь для вибрационно-вращательного бурения.

Выражение (13) дает возможность гораздо правильнее сформулировать оптимальное соотношение скоростей. Если

$$A_{\text{н}} = E_{\text{уд}} = \frac{Mv^2}{2} \tag{38}$$

(M — ударная масса), то, подставляя в выражение (13) вместо $A_{\text{н}}$ и $A_{\text{к}}$ их значения из формул (34) и (38,) получим

$$I_z \delta \omega_{\text{ср}}^2 = f^2 \frac{Mv^2}{2}. \tag{39}$$

Отсюда

$$\frac{\omega_{\text{ср}}}{v} = f \sqrt{\frac{M}{2I_z \delta}}. \tag{40}$$

Выражение (40) лишено отмеченных недостатков, хотя также малопригодно для установления оптимального соотношения между рабочими параметрами, поэтому для этой цели надлежит пользоваться формулой (33). Таким образом, существование оптимального сочетания параметров ударно-вращательного бурения можно считать доказанным. В наиболее явном виде оно выступает как зависимость осевой нагрузки от энергии удара и других параметров режима.

На наличие функциональной зависимости механической скорости ударно-вращательного бурения от осевой нагрузки указывает работа А. В. Кичигина, где экспериментальным путем получены графики зави-

симости $v_{мех}=F(C)$. Анализ графиков показывает, что «...интенсивное увеличение механической скорости проходки происходит до вполне определенного, зависящего от энергии удара, значения статической нагрузки. При дальнейшем увеличении нагрузки темп приращения скорости проходки уменьшается и *после достижения максимума* $v_{мех}$ (курсив наш — Ю. П.) может стать отрицательным» [2, стр. 10]. Теперь этот факт можно считать обоснованным теоретически.

Выводы

1. Наиболее характерной особенностью процесса взаимодействия инструмента с породой при ударно-вращательном бурении является одновременное действие на площадке контакта как нормальных, так и касательных усилий значительной величины.

2. Преимуществом ударно-вращательного бурения при проходке скважин в твердых породах по сравнению с другими механическими способами разрушения является возможность создания оптимального соотношения между контактными нормальными и касательными усилиями, при котором сопротивляемость породы разрушению резко падает.

3. Существует строго определенное соотношение между параметрами ударно-вращательного бурения, обеспечивающее максимальную начальную скорость проходки, которое определяется зависимостью осевого усилия от энергии и частоты ударов, размеров инструмента и скорости вращения. Оптимальное осевое усилие прямо пропорционально энергии и частоте ударов и обратно пропорционально средней угловой скорости, степени неравномерности вращения и среднему радиусу коронки.

ЛИТЕРАТУРА

1. Молчанов В. И., Матросов В. М. К выбору исходных параметров бурильных машин вибрационно-вращательного действия. «Разведка и охрана недр», 1959, № 2.

2. Кичигин А. В. Исследование влияния параметров виброударных машин и режима бурения на эффективность работы долот при вибрационном и ударно-вращательном бурении скважин. Автореферат канд. диссертации, 1960.

3. Владиславлев В. С. Разрушение горных пород при бурении. Гостоптехиздат, 1959.

4. Howard L., Hartman. Mining Eng., 1959, v. 11, № 1.