ИЗВЕСТИЯ
ТОМСКОГО ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ ПОЛИТЕХНИЧЕСКОГО
Том 75 ИНСТИТУТА имени С. М. КИРОВА 1954 г.

О КОЭФФИЦИЕНТЕ ПОЛЕЗНОГО ДЕЙСТВИЯ УДАРА В БУРИЛЬНЫХ МОЛОТКАХ

П. М. АЛАБУЖЕВ, О. Д. АЛИМОВ и А. Г. ЦУКАНОВ

Вопрос о коэффициенте полезного действия (к. п. д.) удара отбойных и бурильных молотков рассматривается в работах [3; 5; 7; 14; 24]. В большинстве случаев передача механической энергии при ударе бойка по буру или пике и воздействие последних на разрушаемую горную породу рассматривается с точки зрения классической теории удара, изложенной в работе [12].

При рассмотрении вопроса о к. п. д. удара отбойных и бурильных молотков обычно считается, что по передаче и использованию энергии удара эти два случая аналогичны.

Член-корреспондент АН УССР П. С. Кучеров [14], исследуя пневматические отбойные молотки, считает, что пике сообщается вся кинетическая энергия бойка за вычетом энергии, идущей на неупругие деформации при ударе; обозначив отношение массы пики — m_2 к массе бойка — m_1 через k, получаем согласно классической теории удара, что в этом случае к. п. д. удара

$$\eta = 1 - (1 - c^2)\frac{k}{1+k}.$$

Приняв коэффициент восстановления при ударе по стали $c = 5.9$, получаем

$$\eta = 1 - 0{,}7\ \frac{k}{1+k}. \qquad (1)$$

Ю. М. Малахов [16], рассматривая передачу кинетической энергии от бойка буру, предлагает для учета влияния горной породы на соударение бойка и бура принять при расчете к. п. д. удара „фиктивную массу бура“ — $m_г$, неравную ее действительной массе; однако Ю. М. Малахов не дает практических данных для определения фиктивной массы бура и фактически рассматривает, в приведенном в работе примере, соударение бойка и бура с действительными массами по классической теории, как удар не вполне упругих тел, условно разбивая все потери на потери от упругой и пластической деформации.

В связи с необходимостью бурения глубоких шпуров и скважин возросла актуальность вопроса о к. п. д. передачи удара разрушаемой породе, при различных размерах инструмента. Решение этого вопроса дает возможность не только правильно нормировать производительность бурения, но и наметить пути реконструкции бурового инструмента и бурильных машин. Вопросам скорости бурения глубоких шпуров посвящены работы [4; 23]. Анализируя причину уменьшения скорости бурения с увеличением глубины шпура, И. М. Шульгин и Н. В. Мищенко [23] считают, что главные потери кинетической энергии происходят при соударении бойка со штангой бура; полагая при соударении скорость перемещения в различных сечениях стержня бура не одинаковой, не трудно прийти к заключению, что к. п. д. удара может быть определен по формуле

$$\eta = \frac{1}{1 + \frac{k}{3}}. \tag{2}$$

Здесь, как и раньше, $k = \frac{Q_2}{Q_1}$,

где Q_1 — вес бойка,

$Q_2 = ql$ — вес бура, длиною l.

Авторы [23] считают, что бур, приобретая кинетическую энергию от бойка при ударе, затем расходует ее поровну на „выстрел“ в породу и на „отдачу“ (отражение и смятие бойка). Необходимо отметить, что распределение энергии бура „поровну“ было бы возможно только в том случае, если бы как соударение бойка с буром, так и бура с горной породой происходило в одно и то же время, а сопротивления при деформации бойка и горной породы были бы одинаковыми. Отсутствие отскока бойка от бура при бурении, с точки зрения авторов [23], можно объяснить только значительной пластической деформацией бойка; однако, как показывает опыт, ничего подобного в практике работы бурильных молотков не происходит.

Проф. Бокий Б. И. [7], рассматривая ручное бурение шпуров, считает, что к. п. д. удара необходимо определять как произведение двух коэффициентов:

$$\eta = \eta_1 \cdot \eta_2, \tag{3}$$

$\eta_1 = (1 + c)^2 \cdot \frac{Q_1 Q_2}{(Q_1 + Q_2)^2}$ — коэффициент передачи энергии удара от молотка к буру. Здесь c — коэффициент восстановления при ударе $(0 < c < 1)$; Q_1 и Q_2 — соответственно вес бойка и вес бура; η_2 — коэффициент использования энергии непосредственно на разрушение горной породы, который изменяется в пределах: $0{,}5 < \eta_2 < 0{,}7$. Проф. Б. И. Бокий считает, что с учетом прочих потерь общий к. п. д. удара при бурении нельзя считать более чем 0,05 — 0,07.

И. А. Афанасьев [3] определяет к. п. д. при бурении состоящим также из двух коэффициентов: к. п. д. удара по буру и к. п. д. удара бура по по породе. Общий к. п. д:

$$\eta = \frac{m \cdot m_2 (1 + c_1)^2 \cdot (1 - c_2^2)}{(m_1 + m_2)^2}, \tag{4}$$

где m_1 — масса бойка,

m_2 — масса бура,

c_1 — коэффициент восстановления при ударе бойка по штанге,

c_2 — коэффициент восстановления при ударе бура по породе.

Формула (4) для определения к. п. д. удара для бурильных молотков приводится в справочнике по горнорудному делу [26], где дополнительно дается таблица значений коэффициентов восстановления по данным инж. А. В. Варзина. Из этих таблиц следует, что коэффициент восстановления зависит от скорости удара и твердости стали, а c_2 — только от горной породы. Однако, как показывается в работе инж. О. Д. Алимова [2], коэффициент восстановления при ударе бура о горную породу не является величиной постоянной и в значительной мере зависит от механизма разрушения при внедрении, энергии удара и размеров внедряемого инструмента.

Результаты экспериментальных и теоретических работ [5; 17] ставят под сомнение правильность определения к. п. д. удара из условия, что наибольшие потери происходят при соударении бойка и бура. Так, например, Н. М. Батуев [5] на основании обработки данных ряда экспериментов и наблюдений за работой отбойных молотков считает, что при ударе бойка о пику практически происходят упругие удары и потому коэффициент восстановления необходимо принимать близким к единице. Для определения к. п. д. удара отбойных молотков Н. М. Батуев рекомендует пользоваться формулой

$$\eta = 4\,\alpha \frac{Q_1\,Q_2}{(Q_1 + \alpha Q_2)^2}\,, \tag{5}$$

при этом для пород мягких коэффициент α, учитывающий влияние разрушаемой горной породы, можно принять равным единице, т. е. тогда формула (5) совпадет с формулами (4) и (3).

В. М. Мостков [17], исходя из того, что при ударе бойка по буру практически не наблюдается ни значительного нагрева последнего, ни остаточных деформаций, считает, что потери энергии при передаче удара происходят только между буром и породой. На основании работы Н. М. Герсеванова [8] об условиях упругого удара свай, В. М. Мостков считает, что удар между бойком и буром можно принять вполне упругим, если соблюдается условие:

$$E\,.\,\frac{v_0}{a} < \sigma_{yn}{}^{1)}\,.$$

Рассматривая передачу удара через бур, на основе волновой теории, В. М. Мостков приходит к выводу, что „к. п. д. удара не зависит от скорости поршня в момент удара и равен $\eta_2 = \frac{A_y}{A}$“ [17, 103].

Здесь, по В. М. Мосткову,

$A = \frac{m\,v_0^2}{2}$ — кинетическая энергия бойка (подводимая к буру) перед ударом;

$A_y = \nu\,.\,A_0$ — полезная работа, совершаемая буром при внедрении его в породу, после удара поршнем (бойком),

где

$A_0 = \frac{m_\delta\,v_0^2}{2}$ — кинетическая энергия бура, если бы он приобрел скорость бойка, в момент удара — v_0;

$\nu = \frac{k_*}{\varepsilon}\,.\,[2\,.\,l^{-\mu}(1 - l^{-\varepsilon})]^2$ — „коэффициент работы“;

k_* — поправочный индекс, зависящий от номера фазы, в которой внедрение бура достигает максимума;

$\mu = \frac{Q_\delta}{2Q_n}$ — отношение веса бура к удвоенному весу бойка (поршня);

$\varepsilon = \frac{k_e\,.\,\omega_0\,.\,l}{2\,E\,.\,\omega_\delta}$, здесь, в свою очередь, обозначены:

k_e — коэффициент внедрения,
l — длина бура,
ω_0 — эффективная площадь головки бура,
ω_δ — площадь поперечного сечения бура,
E — модуль упругости материала бура.

---

1) При модуле упругости стали $E = 21\,.\,10^6$ $m/м^2$, скорости звука в стали $a = 5{,}15.10^3$ м/сек и пределе упругости для углеродистой стали $Jyn = 3{,}5.10^4$ $m/м^2$ значение скорости поршня для соблюдения этого условия $V_0 \leqslant 9$ м/сек [17, 31].

Таким образом, к. п. д. удара, по В. М. Мосткову,

$$\eta_2 = \frac{A_\nu}{A} = \frac{\frac{m_\delta \cdot v_0^2}{2} \cdot \nu}{\frac{m v_0^2}{2}} = \frac{m_\delta}{m} \cdot \frac{k_*}{\varepsilon} [2 l^{-\mu} \cdot (1 - l^{\varepsilon})]^2. \tag{6}$$

Общий к. п. д. бурения предлагается вычислить как произведение к.п.д собственно бурильной машины и к. п. д. удара бура, т. е. $\eta = \eta_1 \cdot \eta_2$,

где $\eta_1 = \frac{N}{N_n}$ к. п. д. до удара, равный отношению полезной мощности бурильной машины до внедрения бура в породу к подведенной мощности к бурильной машине.

Однако при составлении дифференциальных уравнений и граничных условий для определения передачи энергии через бур для разрушения горной породы, В. М. Мостков исходит из того, что удар поршня по буру происходит, когда последний упирается в упругую среду (горную породу), а внедрение происходит по линейному закону. В действительности, как это показано в работе [2], удар бойка по буру происходит, когда последний находится на некотором расстоянии от забоя, а разрушение породы при внедрении носит скачкообразный характер [2, 25]. Поэтому, как указано ниже, при сравнении экспериментальных данных с данными, вычисленными по теории В. М. Мосткова, наблюдается значительное расхождение; хорошее совпадение теоретических данных с экспериментальной проверкой, проведенной автором, можно объяснить тем, что „при проведении опытов во избежание искажений, могущих возникнуть за счет крутильных колебаний бура (разбуривание стенок шпура), были сняты собачки, удерживающие геликоидальный стержень бурильной машины от вращения...сила нажатия бурильной машины на забой по мере возможности выдерживалась постоянной, причем настолько большой, чтобы отдача не оказывала влияния на дополнительные колебания бурильной машины“ [17, 131].

Таким образом, экспериментальными данными В. М. Мосткова был зафиксирован волновой характер передачи энергии через бур для нехарактерного режима работы бурильного молотка—без вращения бура и зазора между лезвием бура и основанием шпура, обеспечивающего возможность вращения бура проворотным устройством молотка.

Нельзя согласиться и с предложенной методикой оценки к. п. д. бурения, так как энергия удара и к. п. д. собственно бурильной машины $\eta_1 = \frac{N}{N_n}$ зависят от свойств разрушаемой породы. Общий к. п. д. машины и отдельных ее звеньев необходимо изучать конкретно в определенных условиях взаимодействия работающей бурильной машины с разрушаемой горной породой.

К. Н. Шмаргунов [24] указывает, что „для молотка к. п. д. удара будет зависеть не только от соотношения масс бойка и инструмента, но и от того, какой материал мы деформируем: будут ли явления отскока или их не будет, будет ли отскок бойка в резонанс с движением механизма или нет“ [24, 111].

Как видно из приведенного высказывания, К. Н. Шмаргунов в понятие к. п. д. удара вкладывает весьма широкое содержание, фактически включающее параметры ударной машины, параметры разрушаемой среды и режим работы машины. К сожалению, К. Н. Шмаргунов не дает количественного выражения для к. п. д. удара и, считая приближение Н. М. Батуева совершенно неверным, рекомендует пользоваться при определении к. п. д. удара формулой:

$$\eta = 1 - 0{,}7\,\frac{k}{1+k}\,. \tag{1}$$

Общий к. п. д. молотка по К. Н. Шмаргунову равен:

$$\eta = \eta_{эл} \cdot \eta_{мех} \cdot \eta_{уд},$$

где $\eta_{эл}$ — к. п. д. электродвигателя,
$\eta_{мех}$ — к. п. д. механической передачи,
$\eta_{уд}$ — к. п. д. удара.

Таким образом, рассмотрение состояния вопроса о передаче энергии от бойка к инструменту бурильного молотка и о к. п. д. удара показывает, что в настоящее время нет общего мнения по данному вопросу. Это объясняется сложностью процессов, протекающих в короткие промежутки времени в соударяемых телах при ударе, а также сложностью исследования ударных процессов вообще [9; 10; 11; 15] и ударного воздействия инструмента бурильного молотка на горную породу в частности.

В. П. Шубин [22], рассматривая вопрос о некоторых характеристиках металлов при ударе, пишет: „В вопросе изучения явления удара наиболее распространены две теории. Одна из них учитывает колебание ударяющихся тел под влиянием волн давления и разрежения, другая—местные явления в зоне удара. Экспериментальная проверка этих теорий, указывает проф. С. О. Доброгурский [10], показала, что каждая из них согласуется с результатами опыта в своих строго определенных условиях: колебательная теория справедлива для стержней значительной длины и малой жесткости, например, имеющих вид пружин; теория же сжатия (Герца)—для обратного случая". Исходя из этого, нам кажется наиболее правильным передачу энергии от бойка буру рассматривать на основе волновой теории с учетом упруго-пластических деформаций в соударяемых телах, а воздействие бура на горную породу—на основании теории сжатия.

Первая задача соударения бойка и бура наиболее точно может быть разрешена на основе работ советских ученых о распространении упруго-пластических волн в соударяемых деталях [8; 15; 18, 21] с учетом механических характеристик металлов при ударе [9; 13; 22].

В данной работе остановимся главным образом на вопросах второй задачи—определения к. п. д. удара при ударе бура о горную породу.

На основании проведенных наблюдений за работой бурильных молотков мы считаем, что при решении вопроса о к. п. д. удара необходимо учитывать:

1) Преобразование энергии ударника в работу происходит при двух отдельных соударениях—бойка по буру и бура по горной породе, так как при наиболее характерных режимах работы в момент удара бойка по буру последний, вследствие почти всегда имеющегося отскока от породы, находится на некотором расстоянии от забоя. После сообщения буру определенной кинетической энергии бур движется к забою и ударяется о горную породу; боек некоторое время движется вместе с буром, а затем останавливается; отскок бойка от бура наблюдается в том случае, если путь движения бура недостаточен, т. е. когда имеет место слишком большая сила подачи (в этом случае осуществляется неполная передача энергии от бойка буру).

2) Разрушение горной породы при ударе бура происходит в основном за счет упругой деформации скачкообразно, когда потенциальная энергия деформации разрушаемого объема горной породы превзойдет некоторую определенную величину [2, 25]. Величина потенциальной энергии деформа-

ции горной породы перед разрушением зависит от механических свойств горной породы и величины деформируемого объема. После первого скачкообразного разрушения возможны следующие скачкообразные разрушения до тех пор, пока запас кинетической энергии бура будет достаточен для упругой деформации как самого бура, так и разрушаемой горной породы до ее критического напряжения. Если при последнем сжатии бура и горной породы разрушения не последовало, то потенциальная энергия сжатия частично восстанавливается в виде кинетической энергии отскока бура от забоя. Коэффициент отскока бура не является постоянным и зависит главным образом от механизма разрушения горной породы (от величины энергии удара, формы и размеров инструмента и площади контакта инструмента с горной породой [2]).

3) За полезно затраченную часть подведенной (начальной) энергии бойка $A_0 = \dfrac{m \cdot v_0^2}{2}$ при ударе наиболее целесообразно принимать работу, идущую (почти целиком) на упругую деформацию разрушенного объема породы—A_n, а за к. п. д. удара, при ударно-вращательном бурении,—отношение полученной полезной работы при разрушении породы—A_n к поглощенной энергии буром при ударе бойка и равной

$$A_y = \frac{m v_0^2}{2}(1 - c^2) = A_0(1 - c^2),$$

где

$c = \dfrac{v_{0m}}{v_0}$ — коэффициент восстановления (коэффициент отскока).

Мерой поглощения буром подведенной энергии при ударе бойка о бур является коэффициент $f = \dfrac{A_y}{A_0} = 1 - c^2$.

При ударе бура о горную породу происходит преобразование кинетической энергии бура $T_б = A_u$ в потенциальную энергию упругого сжатия стержня бура $A_б$ и деформированного объема горной породы — A_n, причем

$$A_n + A_б = A_y.$$

Таким образом, общий к. п. д. удара при ударно-вращательном бурении:

$$\eta = \frac{A_n}{A_y} = \frac{A_n}{A_u} \cdot \frac{A_u}{A_y} = \eta_2 \cdot \eta_1,$$

где к. п. д.

$\eta_1 = \dfrac{A_u}{A_y}$ — учитывает непроизводительные затраты энергии при ударе бойка по буру (нагрев, пластические деформации, звук);

$\eta_2 = \dfrac{A_n}{A_u}$ — учитывает непроизводительные затраты при ударе бура по породе (нагрев коронки, пластические деформации).

Главная трудность при нахождении к. п. д. удара состоит в определении работы $A_y = A_n + A_б$, которая идет на упругую деформацию разрушенного объема породы—A_n, а также на упругую деформацию стержня бура—$A_б$.

Пренебрегая потерями энергии на уплотнение горной породы при соприкосновении с ней головки бура, примем, что вся кинетическая энергия стержня переходит в потенциальную энергию упругой деформации стержня бура и разрушаемого объема горной породы—V. Предположим, что величина площади $F_б$, контакта бура с породой как раз обеспечивает полное расходование кинетической энергии бура за один скачок давления и разрушения;

кроме того, максимальное напряжение, необходимое для разрушения деформируемого объема горной породы, по времени совпадает с максимумом деформации всего стержня, а распределение напряжений по длине стержня при ударе соответствует распределению веса [6, 664]. Так как разрушение горной породы при достаточной потенциальной энергии происходит скачком, то сжатый стержень бура в это время как бы мгновенно теряет опору (внешние силы, деформирующие бур, мгновенно исчезают). Вследствие этого потенциальная энергия, идущая на упругую деформацию бура, не может преобразоваться в относительное движение и теряется на звук и тепло. Потенциальная энергия упругой деформации разрушаемого объема горной породы при диспергировании последнего преобразуется в энергию вновь образовавшейся поверхности, в звук и тепло [13].

При определении потенциальной энергии упругой деформации горной породы условно примем, что деформируемый объем равен разрушенному объему, а последний до разрушения находится в объемно-напряженном состоянии. Такое предположение в первом приближении вполне допустимо, так как ввиду значительной скорости деформации при ударе область максимальных упругих деформаций значительно локализируется местом контакта.

Для определения влияния на к. п. д. удара деформации лезвия буровой коронки рассмотрим удар по горной породе бура с концом в виде трехгранной призмы (фиг. 1). Введем следующие обозначения: l—длина стержня бура; d—длина лезвия бура; β—угол приострения бура; H—длина заостренной части бура (высота коронки); φ—угол выкалывания, зависящий от коэффициента внутреннего трения [19].

Упругие деформации горной породы и бура происходят после того, как бур уплотнит полуразрушенную поверхность шпура и будет соприкасаться с ней по некоторой площадке $F_{кор} = d\,.\,b$, которую можно принять за притупление острия бура, где b—„ширина" площадки притупления острия коронки.

Расстояние площадки притупления $F_{кор}$ от точки пересечения граней—O (которую мы принимаем за начало координат) обозначим через k.

Отношение глубины внедрения бура (от поверхности основания шпура) в процессе уплотнения—k к высоте коронки—H обозначим через ξ (т. е. $k = \xi H$).

Максимальные касательные напряжения при упругом сжатии двух тел, как было впервые указано А. Н. Динником [11], возникают на некоторой глубине—h, от поверхности давления, создавая тем самым в этом месте более благоприятные условия для начала разрушения. В свою очередь, глубина h зависит от затупления бура. Можно принять, что $h = \varepsilon\,.\,b$, где $\varepsilon = 0{,}5 \div 1{,}0$.

Работа, затраченная на упругую деформацию при ударе стержня бура длиною l, с модулем упругости материала E и площадью сечения стержня F_{cm}, может быть определена по формуле:

$$A_{cm} = \frac{\sigma_c^2\,.\,F_{cm}\,l}{6\,E} \quad [6,\ 665],$$

где σ_c — напряжение в сечении СД (фиг. 1).

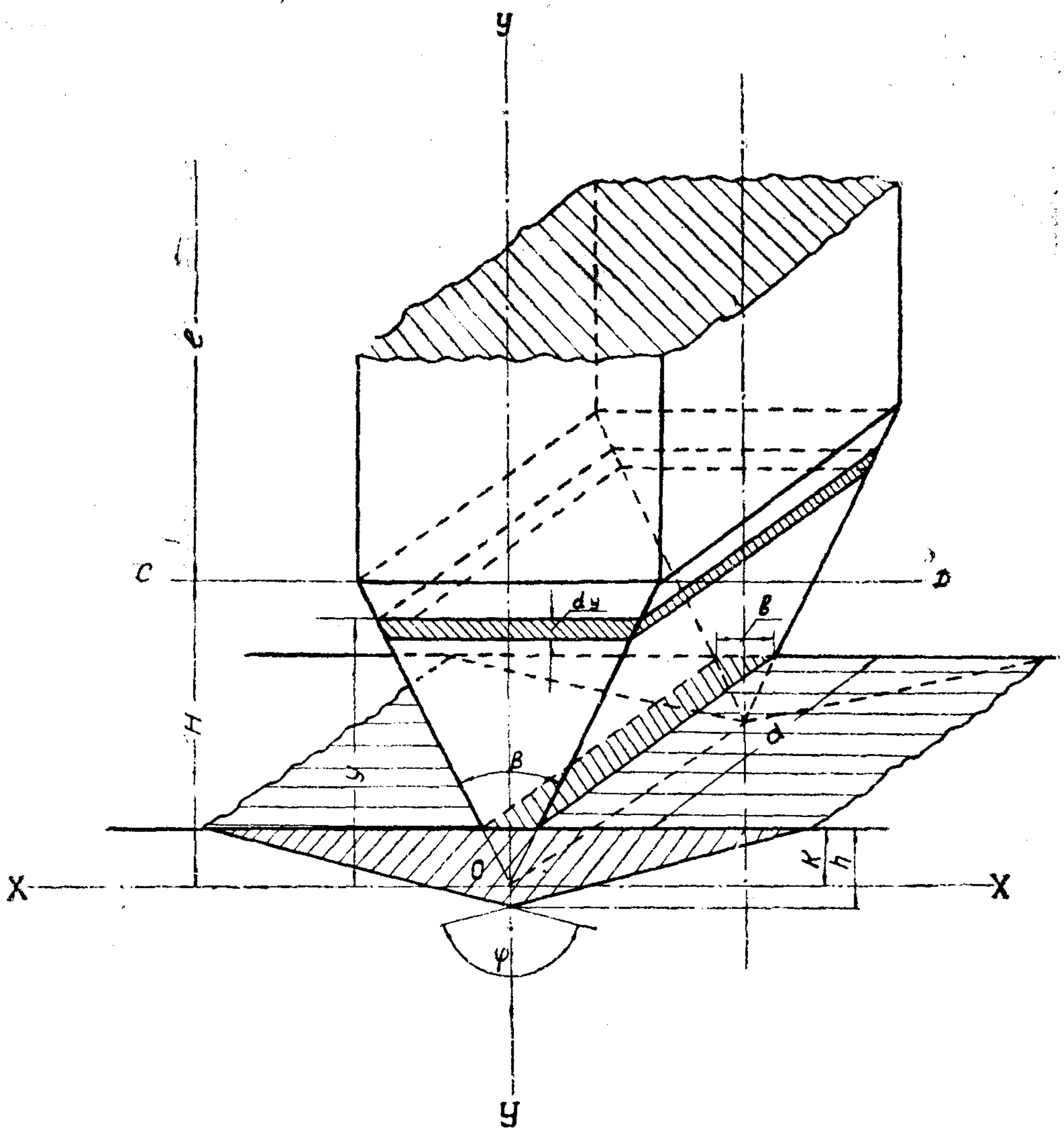
Для определения энергии A_k, затраченной на упругую деформацию заостренной части бура (коронки), определим вначале напряжение в любом сечении y только от заостренной части бура, развиваемое при ударе о плоскость.

Элементарный объемный вес объема заштрихованого на фиг. 1

$$dQ_k = \gamma\,.\,dv = 2\,d\,.\gamma\,.\,x\,.\,dy, \quad \text{но} \quad x = y\operatorname{tg}\beta.$$

Следовательно, вес заостренной части лежащей выше сечения y

$$Q_y = \int_y^H 2.d.\gamma.\operatorname{tg}\beta.y.dy = \gamma.d.\operatorname{tg}\beta.(H^2 - y^2),$$



Фиг. 1

напряжение

$$\sigma'_y = \frac{Q_y}{2\,xd} = \frac{\gamma}{2}\left(\frac{H^2}{y} - y\right),$$

$$\text{при} \quad y = k, \quad \sigma'_к = \frac{\gamma}{2}\left(\frac{H^2}{k} - k\right).$$

Тогда

$$\sigma_y' = \sigma'_k \cdot \frac{\left(\frac{H^2}{y} - y\right)}{\left(\frac{H^2}{k} - k\right)}.$$

Принимая, что при свободном ударе напряжения в ударяющем теле (в любом сечении) пропорциональны распределению давления от собственного веса [6], получим:

$$\sigma_c : \sigma'_к = \frac{Q_{cm}}{F_{cm}} : \frac{Q_{кор}}{F_{кор}} \quad \text{и} \quad \frac{\sigma_к}{\sigma'_к} = \frac{Q_{cm} + Q_{кор}}{Q_{кор}};$$

откуда

$$\sigma_c = \sigma'_к \cdot \frac{Q_{cm} \cdot F_{кор}}{Q_{кор} \cdot F_{cm}} = \sigma_k \cdot \frac{Q_{cm} \cdot F_{кор}}{(Q_{cm} + Q_{кор}) \cdot F_{cm}}.$$

Здесь $\sigma_к$ — результирующее напряжение на площадке $F_{кор}$ от стержня бура и коронки.

Полагаем, что напряжение σ'_c на любом сечении заостренной части бура, отстоящем от начала координат на расстоянии y (только от стержня), определяется из соотношения:

$$\frac{\sigma'_c}{\sigma_c} = \frac{H}{y}, \quad \text{т. е.} \quad \sigma'_c = \frac{H}{y}\sigma_c.$$

По закону независимости действия сил напряжение при ударе в любом сечении заостренной части бура будет равно сумме напряжений собственно от стержня и напряжения от заостренной части бура, лежащей выше взятого сечения, т. е.

$$\sigma_y = \sigma'_c + \sigma'_y = \frac{H}{y}\sigma_c + \sigma_к \cdot \frac{\dfrac{H^2}{y} - y}{\dfrac{H^2}{k} - k} =$$

$$= \sigma_c \left[\frac{H}{y} + \frac{Q_{кор} \cdot F_{cm} \left(\dfrac{H^2}{y} - y \right)}{Q_{cm} \cdot F_{кор} \left(\dfrac{H^2}{k} - k \right)} \right].$$

Количество энергии, затраченной на деформацию элементарного объема dV

$$dA_k = \frac{\sigma^2_y \cdot F_y \cdot dy}{2E} = \frac{\sigma^2_y \cdot F_{cm} \cdot y \cdot dy}{2EH}.$$

$$\left(\text{так как} \quad \frac{F_y}{F_{cm}} = \frac{y}{H} \right).$$

Заменяя σ_y выражением через σ_c и интегрируя, получим работу, затраченную на упругую деформацию коронки

$$A_k = \int_k^H \frac{\sigma^2_y \cdot F_{cm} \cdot y \cdot dy}{2EH} = \frac{\sigma^2_c \cdot F_{cm} \cdot H}{2E} \cdot \psi,$$

где безразмерный коэффициент ψ имеет значение:

$$\psi = H\delta \left(2 \ln \frac{1}{\xi} + \xi^2 - 1 \right) + \delta^2 . H^2 \left(\ln \frac{1}{\xi} + \xi^2 - \frac{\xi^4}{4} - \frac{3}{4} \right) + \ln \frac{1}{\xi},$$

$$\delta = \frac{Q_{kop} \cdot F_{cm}}{Q_{cm} \cdot F_{kop}\left(\frac{H^2}{k} - k\right)} = \frac{1}{2\,l\,(1-\xi^2)}; \qquad [\delta] = \frac{1}{мм},$$

так как $k = \xi H$; $F_{кор} = \frac{k}{H} \cdot F_{cm}$; $Q_{cm} = F_{cm}\, l\, \gamma$ и $Q_{кор} = \frac{H \cdot F_{cm} \cdot \gamma}{2}$.

Общая работа, затраченная на упругую деформацию бура

$$A_\delta = A_{cm} + A_к = \frac{\sigma^2{}_c \cdot F_{cm} \cdot l}{6E} + \frac{\sigma^2{}_c \cdot F_{cm} \cdot H}{2E} \cdot \psi =$$

$$= \frac{\sigma^2{}_c \cdot F_{cm}}{2E}\left(\frac{l}{3} + H\psi\right);$$

или заменяя σ_c через $\sigma_к$ (напряжение на конце бура, опирающегося в породу), получим:

$$A_\delta = \frac{\sigma^2{}_к\, F_{cm} \cdot l^2 \cdot \xi^2}{2E\left(l + \frac{H}{2}\right)^2} \cdot \left(\frac{l}{3} + H\psi\right).$$

Полная работа деформации единицы объема при сложно-напряженном состоянии [6, 145]

$$a = \frac{1}{2E} \cdot [\sigma_1{}^2 + \sigma_2{}^2 + \sigma_3{}^2 - 2\mu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_1\sigma_3 + \sigma_2\sigma_3)].$$

Допустим, что $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 = \sigma_n = \sigma_к$, т. е. что разрушаемый объем находится в равномерном объемно-напряженном состоянии, тогда

$$a = \frac{3\sigma^2{}_n}{2E_n} \cdot (1 - 2\mu).$$

При двухстороннем сколе горной породы разрушенный объем (фиг. 1) может быть найден по формуле:

$$V = h^2 \cdot d \cdot \operatorname{tg}\frac{\varphi}{2}.$$

Работа, затраченная на упругую деформацию разрушенного объема горной породы:

$$A_n = V \cdot a \cdot \lambda = \frac{3\sigma^2{}_n}{2E_n} \cdot (1 - 2\mu) \cdot h^2 d \cdot \operatorname{tg}\frac{\varphi}{2} \cdot \lambda$$

Здесь λ — коэффициент учитывает потери энергии на деформацию окружающего объема и неточности при определении объемной работы деформации только из учета равномерного объемно-напряженного состояния.

Так как

$$h = \varepsilon \cdot b; \quad b = 2k \cdot \operatorname{tg}\frac{\beta}{2}; \quad F_{кор} = bd = \xi \cdot F_{cm},$$

то после замены получим:

$$A_п = \frac{3\sigma^2{}_п}{E_п} \cdot \lambda \cdot \xi \cdot \varepsilon^2 \cdot k \cdot F_{cm} \cdot (1 - 2\mu) \cdot \operatorname{tg}\frac{\varphi}{2} \cdot \operatorname{tg}\frac{\beta}{2}.$$

Суммарная работа упругой деформации бура и породы.

$$A_y = A_б + A_п = \frac{\sigma^2_п \cdot F_{cm} \cdot l^2 \cdot \xi^2}{2E\left(l + \frac{H}{2}\right)^2} \cdot \left(\frac{l}{3} + H\psi\right) +$$

$$+ \frac{3\sigma^2_п}{E_п} \cdot \lambda \xi \varepsilon^2 k F_{cm} (1 - 2\mu) \cdot \operatorname{tg} \frac{\varphi}{2} \cdot \operatorname{tg} \frac{\beta}{2}$$

к. п. д. удара бура о породу

$$\eta_2 = \frac{A_п}{A_п + A_б} = \frac{1}{1 + \frac{A_б}{A_п}} =$$

$$= \frac{1}{1 + \frac{E_п \cdot \left(\frac{l}{3} + H\psi\right)}{6E \cdot \left(1 + \frac{H}{2l}\right)^2 \cdot \lambda \cdot \varepsilon^2 \cdot H(1 - 2\mu) \cdot \operatorname{tg}\frac{\varphi}{2} \cdot \operatorname{tg}\frac{\beta}{2}}}. \tag{7}$$

Угол приострения β можно выразить через площадь стержня F_{cm}—длину лезвия d и высоту коронки; из фиг. 1 видно, что

$$\operatorname{tg} \frac{\beta}{2} = \frac{F_{cm}}{2dH};$$

после замены получим:

$$\eta_2 = \frac{1}{1 + \frac{E_п \cdot d \cdot \left(\frac{l}{3} + H\psi\right)}{3E\left(1 + \frac{H}{2l}\right)^2 \cdot \lambda \cdot \varepsilon^2 (1 - 2\mu) \cdot F_{cm} \cdot \operatorname{tg}\frac{\varphi}{2}}} \tag{7'}$$

Как частный случай при $H = 0$, имеем:

$$\eta_2 = \frac{1}{1 + \frac{E_п d \cdot l}{9E\lambda\varepsilon\tau(1 - 2\mu) \cdot F_{cm} \cdot \operatorname{tg}\frac{\varphi}{2}}}.$$

Отсюда следует, что к. п. д. удара бура о породу увеличивается с уменьшением отношения $\frac{A_б}{A_п}$, т. е. η_2 увеличивается: с уменьшением длины бура l, высоты коронки H, модуля упругости породы $E_п$, с увеличением модуля упругости всего бура (и особенно его заостренной части—лезвия), с увеличением угла приострения бура β.

Все это хорошо совпадает с данными практики и объясняет причину увеличения скорости бурения при применении лезвий, армированных твердым сплавом, а также относительно плохую буримость ударным способом „вязких" горных пород, обладающих при небольшой прочности на сжатие большим модулем упругости, как, например, некоторые виды мрамора.

Таким образом, формула для η_2 связывает потери при ударном внедрении бура в горную породу с геометрией инструмента и основными механическими характеристиками соударяемых материалов (модулем упругости и коэффициентом Пуассона). Однако мы рассмотрели крайний случай, когда разрушение горной породы от удара происходит за один скачок давления, и не учитывали потери на трение и возможные пластические деформации. В действительности кинетическая энергия бура расходуется за несколько сколов, между которыми лезвие бура вытесняет и уплотняет уже разрушенную или полуразрушенную породу, затрачивая на это часть энергии; кроме того, последний скол, как правило, не использует полностью кинетическую энергию бура, поэтому некоторая часть ее восстанавливается в виде отскока бура от забоя. Следовательно, значение к. п. д. η_2 фактически будет несколько меньшим, чем подсчитанное по выведенной нами формуле; однако можно принять, что влияние всех дополнительных фактов может быть учтено коэффициентом λ, найденным из опыта.

Как видно из предыдущего, использование всей энергии удара за один скол наиболее целесообразно, но это возможно только в том случае, если величина площади контакта как раз соответствует данной энергии удара. С увеличением энергии удара величина этой площади также должна увеличиваться. На основании этого можно объяснить тот кажущийся „парадоксальным" с точки зрения существующих теорий факт [25], „что минимальная объемная работа для затупленного долота, у которого начальная площадка контакта велика, меньше, чем для долота острого" [25]. В существующей литературе этот факт объясняется только влиянием масштабного фактора [25].

К. п. д. удара бойка по буру можно подсчитать по формуле:

$$\eta_1 = \frac{A_u}{A_y} = \frac{\sigma^2_n . F_{cm} . \xi^2 \left[\dfrac{\dfrac{l}{3} + H\psi}{2E\left(1+\dfrac{H}{2l}\right)^2} + \dfrac{3\lambda . \varepsilon^2 . H}{E_n} . (1-2\mu) . \operatorname{tg}\dfrac{\varphi}{2} . \operatorname{tg}\dfrac{\beta}{2} \right]}{A_0(1-c^2)} .$$

Здесь некоторое дополнительное затруднение может встретиться при определении величины $\sigma_п$. Кроме того, зная величину общего к. п. д. удара $\eta = \eta_1 . \eta_2$ при известных значениях η_2 и η, определяем: $\eta_1 = \dfrac{\eta}{\eta_2}$.

Проводя сравнение значений к. п. д. удара, определенных по предложенной нами формуле (7) с известными в литературе экспериментальными данными бурения глубоких скважин, а также данными наших исследований мы пришли к выводу, что для расчетов с достаточной точностью к. п. д. передачи кинетической энергии от бойка буру можно определять по формуле:

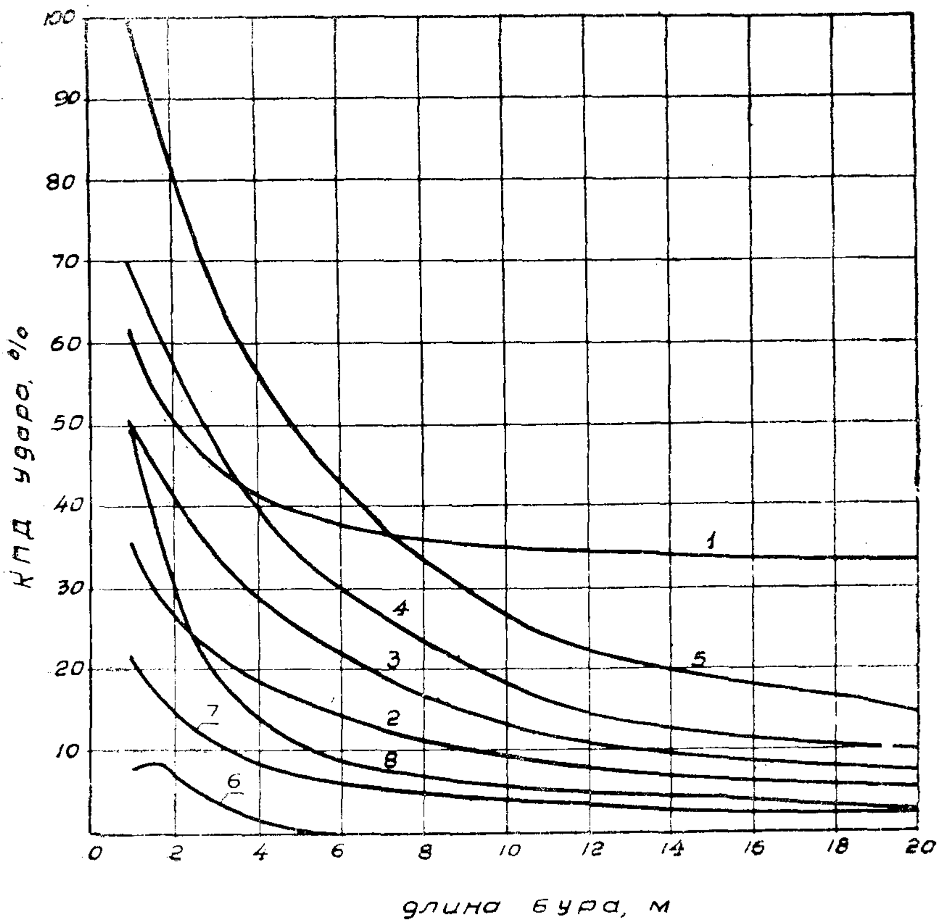
$$\eta_1 = 1 - (1 - c_1^2) . \frac{k}{1+k} ,$$

т. е. фактически по формуле (1), если принять величину коэффициента удара $c_1 \approx 0{,}80 \div 0{,}85$. Что также подтверждается экспериментальными исследованиями инженера А. В. Варзина [26].

Коэффициент восстановления (удара) c_1 не следует смешивать с коэффициентом c, характеризующим отскок от бура во время процесса бурения (характеристики системы: боек—бур—коронка—порода), значение которого можно также определить экспериментально из графиков движения бойка [1], или исследуя процесс удара и разрушения на копре [2]. Как показали наши опыты при бурении в оптимальном режиме с зазором между лезвием бура и забоем шпура, в момент удара бойка по буру, при длине бура более метра, практически не наблюдалось отскока бойка от бура (т. е. $c=0$), поэтому в оптимальном режиме бурения потерями энергии (A_0c^2) на отскок бойка от бура можно пренебречь.

В этом случае, повидимому, имеет место явление, аналогичное обмену скоростями при упругом ударе ($c_1 \neq 0$; $v_{бойка}=0$ после удара; $v_{бура}>0$).

Необходима постановка специальных исследований для определения значения коэффициента восстановления c_1 в зависимости от влияющих на его величину факторов. Одним из интересных исследований в данном направлении является работа В. П. Шубина [22], в которой приводится формула для определения коэффициента восстановления при ударе стержня по каменному углю, выраженная через упруго пластическую деформацию.



Фиг. 2

Наконец, с точки зрения непроизводительных потерь при бурении необходимо учитывать наличие трения бура о породу и измельчание осколков; коэффициент, учитывающий потери на трение при уплотнении и вытеснении разрушенных частиц горной породы буром за несколько сколов, обозначим через η_3[1]; тогда общий к. п. д. удара

$$\eta_0 = \eta_1 \cdot \eta_2 \eta_3. \qquad (7'')$$

На фиг. 2 дано сравнение результатов расчета к. п. д. удара по формулам (1)—(7) для случая бурения глубоких шпуров. Случай бурения глубоких шпуров был выбран потому, что в зависимости от глубины шпура (сква-

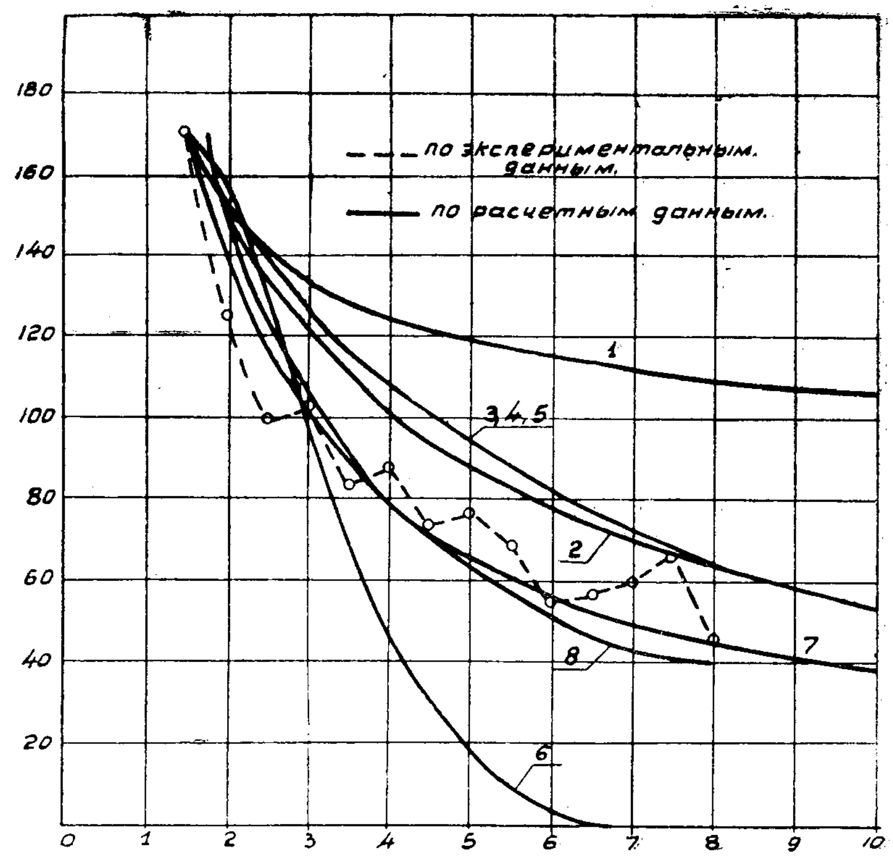
[1]) Величина η_3 меняется от нуля до единицы и зависит от соотношения энергии удара и размера инструмента, механических свойств горной породы и способа удаления буровой мелочи.

жины) меняется соотношение масс и размеров соударяемых деталей бойка и бура, т. е. основные факторы, оказывающие влияние на величину к. п. д. удара. Кроме того, для данного случая в литературе имеется наибольшее количество экспериментальных данных. В качестве эмпирической формулы для определения изменения скорости бурения глубоких скважин мы используем формулу, рекомендованную Л. И. Бароном [4].

$$v = \frac{a}{l}, \qquad (8)$$

где v — скорость бурения; l — глубина скважины; a — постоянная для данных горногеологических и технических условий.

Как видно из графиков на фиг. 2, значения к. п. д. удара, вычисленные по различным формулам для одного и того же случая, значительно различаются как по величине, так и по характеру изменения, в зависимости от длины бура.



Фиг. 3

Наибольшее значение к. п. д. удара, как и следовало ожидать, получено по формулам (1) и (5), не учитывающим потери энергии при воздействии бура на горную породу. Согласно формуле (6) при длине бура более 4 метров должно было бы практически прекращаться всякое разрушение горной породы от удара.

На фиг. 3 приведено сопоставление данных изменения скорости бурения, вычисленных в зависимости от к.п.д. удара на основании формул (1)—(8), с экспериментальными данными, полученными из работы [4].

При построении расчетных кривых, обозначенных на фигурах 2 и 3 номерами соответствующих формул, начальные скорости бурения были приняты равными экспериментальным, согласно [4]. Во всех случаях совпадение значений экспериментальных с вычисленными по полученной нами формуле (7″) получилось достаточно близкое.

К сожалению, в рассмотренной нами литературе мы не встретили данных о влиянии на скорость бурения таких механических характеристик горных пород, как модуль упругости, коэффициент внутреннего трения, чтобы проверить правильность учета и этих факторов при определении к. п. д. по формуле (7″).

Рассмотрение теоретических и экспериментальных данных о к. п. д. удара в бурильных молотках показывает, что штанговое бурение целесообразно применять только при глубине шпуров не более 4—5 *м* и со всей очевидностью подчеркивает необходимость проведения работ по созданию и освоению при бурении глубоких шпуров и скважин—бурильных молотков с ударным узлом, непосредственно входящим в шпур или скважину[1]).

ЛИТЕРАТУРА

1. Алабужев П. М., Юдин И. П. Экспериментальное исследование электропневматического молотка. Труды ГГИ ЗСФАН, вып. 8, Новосибирск, 1950.
2. Алимов О. Д. О механизме разрушения горных пород при ударно-вращательном бурении. Известия ТПИ, т. 75, 1954.
3. Афанасьев И. А. Электрогидравлическая бурильная машина. Горный журнал № 7—8, 1937.
4. Барон Л. И. Применение глубоких скважин для подземной добычи руд. Металлургиздат, 1951.
5. Батуев Н. М. Повышение производительности электроотбойных молотков и уменьшение веса. Ж. „Механизация тяжелых и трудоемких работ“ № 5, 1948.
6. Беляев Н. М. Сопротивление материалов. Гостехиздат, 1939.
7. Бокий Б. И. Практический курс горного искусства, т. II, ГИТИ, М. Л., 1931.
8. Герсеванов Н. М. Теория продольного упругого удара с применением к определению сопротивления свай. Собрание сочинений, т. I, Стройвоенмориздат, 1948.
9. Давиденков Н. Н. Проблема удара в металловедении. ОНТИ, 1938.
10. Доброгурский С. О. К вопросу о напряжениях и усилиях при ударе. Вопросы расчета и конструирования деталей машин. Институт машиноведения АН СССР, 1942.
11. Динник А. Н. Избранные труды, т. I, изд. АН УССР, Киев, 1952.
12. Жуковский Н. Е. Теоретическая механика. Оборонгиз, 1949.
13. Кузнецов В. Д. Физика твердого тела, т. V. Томск, 1949.
14. Кучеров П. С. „Уголь“ № 93, 1933.
15. Кильчевский Н. А. Теория соударения твердых тел. Гостехиздат, 1949.
16. Малахов Ю. М. Теория работы пневматического молотка. Горный журнал № 2, 1934.
17. Мостков В. М. Основы теории пневматического бурения. Углетехиздат, 1952.
18. Мочалов С. Д. Графический метод исследования продольного упруго-пластического удара стержней. Ученые записки Томского государственного университета № 17, г. Томск, 1952.
19. Остроушко А. О теории бурения И. С. Покровского. Горный журнал № 7, 1950.
20. Рахматулин Х. А. О распространении волн разгрузки. ПММ, т. IX, вып. 1, 1945.
21. Соколовский В. В. Распространение упруго-вязко-пластических волн в стержнях. ПММ, т. XII, вып. 3, 1948.
22. Шубин В. П. К вопросу о некоторых характеристиках металлов при ударе. Автореферат. Томск, 1953.
23. Шульгин И. М. и Мищенко. Влияние глубины шпуров на производительность бурения. Горный журнал № 7, 1937.
24. Шмаргунов К. Н. Электрические молотки. Машгиз, 1950.
25. Шрейнер Л. А. Физические основы механики горных пород. Гостоптехиздат 1950.
26. Справочник по горнорудному делу, т. I. Металлургиздат, 1952.

---

[1]) С момента выполнения работы и сдачи ее в печать, нам встретилась работа инж. Н. М. Батуева „Энергетика электрических молотков и пути повышения их производительности“, труды ВНИИСТРОЙДОРМАШ. № 6, 1953 г; в работе указывается возможность повышения к.п.д. удара применением бура, состоящего из ряда одинаковых последовательно соударяющихся тел, равных весу бойка.