Записки Ленинградского орденов Ленина и Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. XXXVI, вып. 1, 1958 г.

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД КРУПНЫМ СКОЛОМ ПРИ УДАРНОМ ПРИЛОЖЕНИИ НАГРУЗКИ

О. В. ТИМОФЕЕВ

В настоящее время остро стоит вопрос о создании проходческих комбайнов для проведения горных выработок в породах средней крепости и крепких. Одним из возможных решений этого вопроса является создание комбайна, осуществляющего разрушение породы ударным способом. Разработка конструкции рабочего органа такой машины затруднена недостаточной изученностью разрушения горных пород при ударном приложении нагрузки и отсутствием необходимых для проектирования параметров. По этой причине до сих пор нет удовлетворительных конструкций горных машин ударного действия, несмотря на то, что первые изобретения в этой области появились более ста лет назад (например, проходческая машина Пенрайса 1856 г.).

За последнее десятилетие было проведено несколько работ, направленных на изучение закономерностей разрушения горных пород при ударном приложении нагрузки [1—7], однако многие вопросы остались изученными недостаточно или неизученными совсем.

Как известно, наиболее целесообразным режимом отделения горных пород от массива признан так называемый крупный скол с поверхности забоя. В соответствии со сказанным выше, целью рассматриваемых здесь экспериментальных исследований было выявление закономерности разрушения горных пород крупным сколом при ударном приложении нагрузки и определение рациональных параметров для проектирования рабочих органов горных машин ударного действия [1].

Методики проведения экспериментов и оборудование, применявшиеся в предыдущих исследованиях, не обеспечивали выполнения поставленных задач. Основной недостаток их заключался в проведении опытов на специально подготовленных забоях или образцах, при условиях, существенно отличных от реальных.

Примененная нами методика предусматривала отделение породы крупной стружкой с поверхности забоя ($h = 5—12$ *см*) ударным инструментом, наклоненным под углом к плоскости забоя, при реальных значениях параметров ударного скола (размеры стружки, работа удара и т. п.). Был разработан специальный стенд с пневматическим ударником (рис. 1), обеспечивающий исследование перечисленных выше

[1] Эксперименты проводились автором в лаборатории разработки горных пород ЦНИИС Минтрансстроя в 1954—1955 гг. За содействие в проведении работы автор выражает признательность руководителю лаборатории Н. Е. Черкасову и другим сотрудникам.

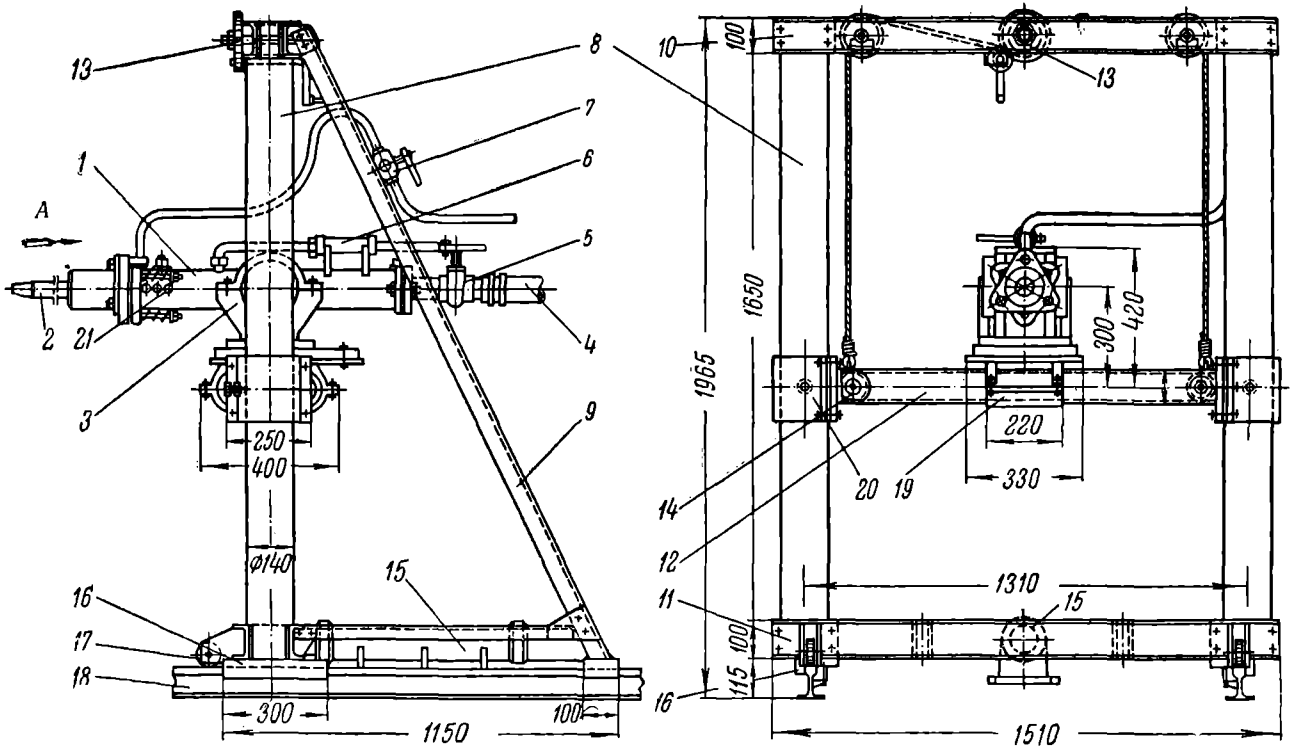


Рис. 1. Стенд с пневмоударником:

1 — пневмоударник; *2* — инструмент; *3* — узел поворота пневмоударника; *4* — шланг для сжатого воздуха, 2″; *5* — пробковый кран, $1^1/_2$″; *6* — автоматический выключатель сжатого воздуха; *7* — трехходовой пробковый кран, $^3/_4$″; *8* — трубчатые стойки; *9* — подкосы; *10* — рама верхней связи; *11* — рама нижней связи; *12* — передвижной ригель; *13* — механизм вертикального перемещения пневмоударника; *14* — звездочки с цепью для горизонтального перемещения пневмоударника; *15* — пневматический домкрат подачи на забой; *16* — ползуны; *17* — ролики для передвижения стенда; *18* — опорные рельсы; *19* и *20* — зажимные хомуты горизонтальные и вертикальные; *21* — контакты для осциллографа

параметров (кроме частоты ударов) в достаточно широких пределах: работа удара изменялась от 10 до 130 *кгм*, скорость — от 8 до 30 *м/сек*, угол наклона ударника к плоскости забоя от 0 до 35° и т. д. Тарированием стенда при различных давлениях сжатого воздуха установлены фактические значения скорости и энергии имеющихся бойков и пик различного веса (4, 6, 8 *кг*) Скорость бойка перед ударом по инструменту определялась с помощью осциллографа МПО-2, энергия — по скорости. Скорость и энергия пики устанавливались «методом выстрела» [10].

Опыты проводились в искусственном забое, составленном из крупных блоков горных пород (до 1 $м^3$), забетонированных на массивном основании. В подавляющем числе опытов применялся известняк Веневского карьера, имевший крепость по шкале М. М. Протодьяконова $f = 2—5$ ($\sigma_{сж}$ в пределах 200—500 $кг/см^2$). Несколько опытов проделано на граните с коэффициентом крепости 10—11 ($\sigma_{сж} = 1100$ $кг/см^2$). Отделение стружки заданного поперечного сечения производилось послойно с горизонтальной поверхности блока пневмоударником, наклоненным под углом к горизонту. Длина и ширина блоков составляли в среднем 60—80 *см*, так что в каждом слое отделялось 4—6 стружек в зависимости от расстояния между соседними проходами инструмента по «забою». Отдельная группа опытов выполнялась на одном блоке для устранения погрешностей, связанных с неодинаковой прочностью различных блоков.

Оценка эффективности процесса разрушения и сопоставление результатов отдельных опытов производились посредством удельной энергоемкости разрушения $E\ \frac{кгм}{кг}$, характеризовавшейся расходом энергии на отделение единицы объема (веса) породы (закон В. Л. Кирпичева [8]).

Определенная таким образом удельная энергоемкость не является истинной энергоемкостью собственно разрушения, так как она включает различного рода потери энергии: энергию упругих деформаций при каждом ударе; энергию, расходуемую на трение инструмента о породу, и т. п.

Однако такой критерий вполне соответствует поставленной выше цели экспериментов, ибо в конечном счете необходимо знать полные затраты энергии на отделение от массива единицы объема (веса) породы.

Применение закона В. Л. Кирпичева в этом случае обусловлено тем, что при крупном сколе он справедлив в такой же мере, как и закон Риттингера [4, 8].

Удельная энергоемкость разрушения E и среднее продвижение инструмента по забою от одного удара Δl *см/уд* определялись при каждом неизменном значении исследуемого параметра по результатам большого числа сколов (до 100). Для обеих этих величин вычислялся коэффициент вариации отдельных их значений по каждой стружке (по проходам) от взвешенных средних арифметических по целому слою: 4—6 стружек (проходов). В наиболее характерных опытах производился ситовой анализ сколотой породы через набор сит: > 80; 80—60; 60—40; 40—20; 20—10; 10—5; 5—2,5; 2,5—1,2; 1,2—0,6; $< 0,6$.

Общий характер разрушения горных пород крупным сколом при ударном приложении нагрузки. В ряде исследований процесса механического разрушения горных пород установлено, что в зоне контакта инструмента с породой образуется так называемое «уплотненное ядро» [3], которое, развиваясь, вызывает в материале появление напряжений отрыва или сдвига и последующее отделение от массива или образца кусков тех или иных размеров. Основная роль инструмента

в этом процессе — формирование уплотненного ядра, в котором материал находится в раздробленном и уплотненном состоянии.

Затраты энергии на разрушение породы в общем случае пропорциональны вновь образованной при этом поверхности, причем, суммарная поверхность возрастает особенно быстро при высокой степени дробления частиц (менее 0,5—1 *мм*) [8]. На диспергирование материала в уплотненном ядре, составляющем относительно небольшую часть всего сколотого объема, расходуется подавляющая часть энергии разрушения.

Определение оптимальных параметров разрушения горных пород в конечном счете можно свести к установлению условий, при которых относительный объем диспергированной породы, т. е. объем уплотненного ядра, будет наименьшим.

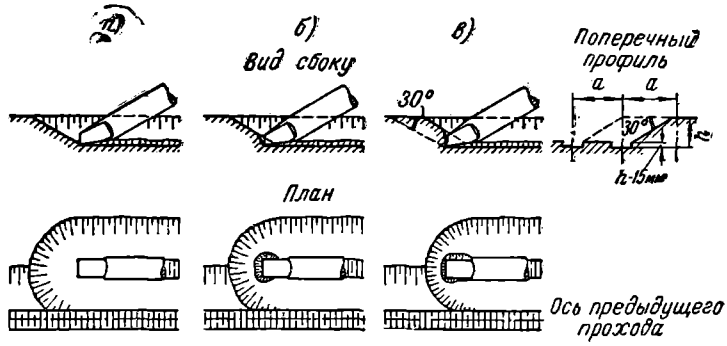


Рис. 2. Фазы ударного скола:
а — исходное положение, *б* — внедрение; *в* — скол

В работе не ставилась цель исследования физической сущности процесса разрушения. Однако некоторые общие закономерности крупного скола горных пород при ударном приложении нагрузки, обнаруженные при опытах на известняке и граните, представляют известный интерес. Они заключаются в следующем.

1. Процесс ударного скола горных пород средней крепости инструментом, наклоненным под углом к плоскости забоя, аналогичен процессу резания-скалывания. Однако преимуществом первого из них является получение кратковременных усилий на инструменте порядка 30—50 *т* и более, что позволяет отделять крупную стружку (толщиной 5—12 *см*) при низких усилиях подачи инструмента на забой и вдоль забоя (100—150 *кг*).

2. Размеры отделяемых кусков и частота сколов зависят прежде всего от толщины отделяемого слоя: чем толще слой, тем крупнее куски и меньше частота сколов. Процесс отделения стружки состоял из чередования небольших местных сколов от отдельных ударов и последующих сколов крупных кусков после нескольких (3—6) ударов (рис. 2). Причем нет необходимости в том, чтобы высота передней грани инструмента равнялась толщине отделяемой стружки (рис. 2, *в*). В опытах их отношение составляло 1 4 — 1 5, чего было вполне достаточно.

3. Поверхности скола при отделении крупных кусков располагались в основном под углом 30° к плоскости забоя (ко второй обнаженной поверхности уступа) как в продольном, так и в поперечном сечениях стружки. При расстоянии между соседними проходами инструмента по забою, равном 1,7—1,8 *h*, плоскость скола в сторону предыдущего прохода располагалась горизонтально (полублокированный режим скола). Причем при долотчатой форме пики, с шириной лезвия 40 *мм*,

поверхности скола шли не от подошвы прохода, а с высоты 10—15 *мм* от нее, так что продолжения этих поверхностей попадали на ось прохода (рис. 2).

4. Внедрение инструмента в породу сопровождалось местными сколами, происходившими обычно под более крутыми углами (до 45—50°). В этот период происходило формирование уплотненного ядра, следы которого обнаруживались на отделенных от массива крупных кусках.

5. Поверхности скола при отделении крупных кусков не имели признаков сдвига и были свободны от пылевых частиц. Помимо оконтуривающих трещин на отделяемом куске, как правило, возникала продольная трещина. Этот факт, а также направление разлета кусков при сколах — вверх и в боковые стороны — дают основание считать, что отделение кусков породы от массива происходит в результате отрыва.

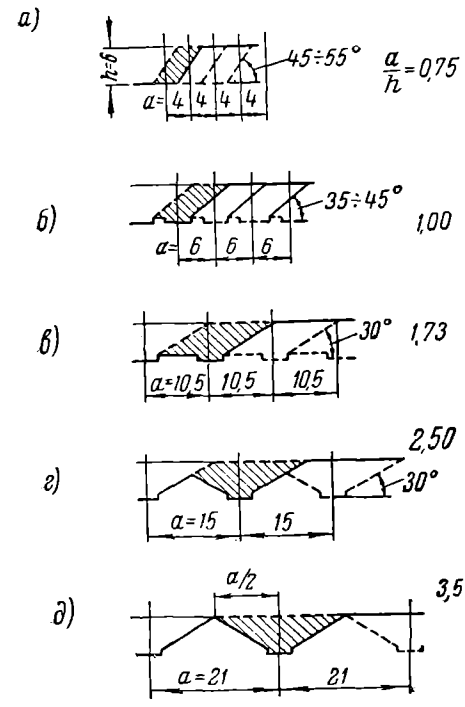


Рис. 3. Схемы сколов при различных расстояниях между проходами

6. Форма поперечного сечения стружки определялась соотношением ее толщины h и расстояния между соседними проходами a (рис. 3). При $a > 2h \operatorname{ctg} 30°$ влияние соседних проходов друг на друга прекращалось и стружка имела треугольное сечение с вершиной у острия инструмента (рис. 3, *д*).

7. При ударном сколе стружки толщиной 6—12 *см* степень дробления породы характеризовалась следующими данными: выход частиц крупностью менее 0,6 *мм* составлял в среднем лишь 1,5—2% от веса сколотой породы, а выход кусков крупностью более 80 *мм* доходил до 50—80%. Этим объясняется относительно невысокая удельная энергоемкость разрушения — в среднем 80—100 *кгм/кг* или 0,5—0,7 *квтч/м*^{3} при крепости известняка по М. М. Протодьяконову $f = 3$—5. Среднее продвижение инструмента по забою от одного удара (50—60 *кгм*) составляло 1,5—2 *см*. Коэффициенты вариации для обеих указанных величин не превышали, как правило, 25—28%, что для горных пород считается нормальным.

Направление удара к плоскости забоя. Эффективность разрушения горных пород при различных направлениях удара к плоскости забоя (угол от 0 до 90°) будет, очевидно, неодинаковой. Необходимо установить оптимальную зависимость

$$E = f(\psi),$$

где E — удельная энергоемкость разрушения, *кгм/кг*;
ψ — угол наклона инструмента к плоскости забоя.

Как известно, разрушение происходит наименее эффективно в условиях объемного напряженного состояния. Наилучшие условия разрушения имеют место при наличии двух и особенно трех обнаженных по-

верхностей. При нанесении удара перпендикулярно к плоскости забоя создание второй обнаженной поверхности для каждого последующего скола значительно затруднено, а непрерывное отделение стружки с поверхности забоя вообще невозможно. Удар желательно направлять под таким углом к плоскости забоя ψ, чтобы обеспечивался не только скол породы с его поверхности в виде стружки при двух или трех поверхностях обнажения, но и компенсировались мгновенные отжимающие усилия, возникающие при ударе инструментом по забою, и направленные перпендикулярно к последнему.

Как показали опыты, при углах ψ менее 15° отжимающая сила вызывала отжатие инструмента из забоя и постепенное уменьшение глубины стружки в процессе скола. При углах ψ более 35° наблюдалась обратная картина — инструмент в процессе скола стремился зарыться в забой и глубина стружки быстро увеличивалась. Поэтому исследование угла наклона ударного инструмента к забою производилось при изменении его от 15 до 35°. Эти опыты были проделаны с инструментом (пикой) долотчатой формы при полублокированном режиме скола, когда гребень породы между соседними проходами скалывался полностью (рис. 3, *в*).

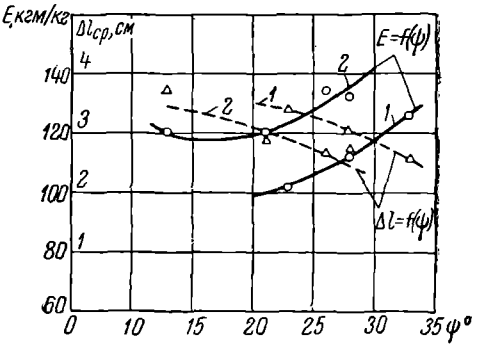


Рис. 4. Влияние угла наклона ударного инструмента к плоскости забоя на эффективность скола:

1 – блок № 1 ($f = 1{,}7$); *2* – блок № 8 ($f = 4{,}5$). $A = 60$ *кгм*, $h = 7$ *см*; $a = 11$ *см*

Графическое изображение результатов этих опытов и условия их проведения представлены на рис. 4. Минимум энергоемкости разрушения соответствует $\psi = 15$—20°, при этих же углах имеет место наибольшее продвижение инструмента по забою от одного удара Δl. Однако при таком направлении удара к плоскости забоя процесс отделения стружки от массива имел неустойчивый характер — во многих случаях происходил отжим пики из забоя и уменьшение глубины скалываемой стружки.

При $\psi = 25$—30° явления отжима пики не наблюдалось вовсе, а в ряде случаев при $\psi = 30°$ глубина стружки плавно возрастала, что свидетельствует о возможности отделения непрерывной стружки по винтовой линии при вращательном движении рабочего органа.

Таким образом, угол наклона ударного инструмента к плоскости забоя рекомендуется принимать в пределах 25—30°

Форма инструмента (пики). Разрушение и обработка горных пород ударным способом производятся преимущественно инструментами долотчатой и пирамидальной формы. Нами были поставлены опыты по определению возможности и целесообразности применения инструментов таких форм к разрушению горных пород ударным сколом при направлении удара под углом к плоскости забоя ($\psi = 25°$ по предыдущим опытам). Применение инструмента других форм (например, плоской, цилиндрической и т. п.) при рассматриваемых условиях скола представляется нецелесообразным.

На рис. 5 показаны размеры инструментов, их геометрия и положение относительно забоя. Пика долотчатой формы принята несимметричной для увеличения угла приострения инструмента β. Опыты на извест-

няке проделаны при полублокированном и блокированном режимах скола (когда соседние проходы не влияют друг на друга). В первом случае работа удара составляла $A_п = 60$ *кгм*, толщина стружки $h = 7$ *см*, расстояние между соседними проходами $a = 11$ *см* (1,57 h), коэффициент крепости породы по М. М. Протодьяконову $f = 4{,}7$. Во втором случае $A_п = 50$ *кгм*, $h = 6$ *см*, $a = 21$ *см* (3,5 h), $f = 3{,}1$.

Скол породы пикой долотчатой формы происходил вполне удовлетворительно в обоих случаях. Энергоемкость разрушения составляла соответственно 103,5 и 92,0 *кгм/кг*. Пика пирамидальной формы как в первом, так и во втором случаях оказалась непригодной. Вследствие наличия боковых скосов (отрицательные боковые углы) она интенсивно отжималась в одну из боковых сторон после первого же крупного скола. Поиски других форм инструмента для ударного скола привели позднее к проведению опытов с пикой так называемой ромбической формы (рис. 5, *в*). Скол породы в этом случае происходил не менее эффективно, чем при долотчатой пике. Боковые углы имели положительные значения, поэтому отжатия в боковые стороны не наблюдалось.

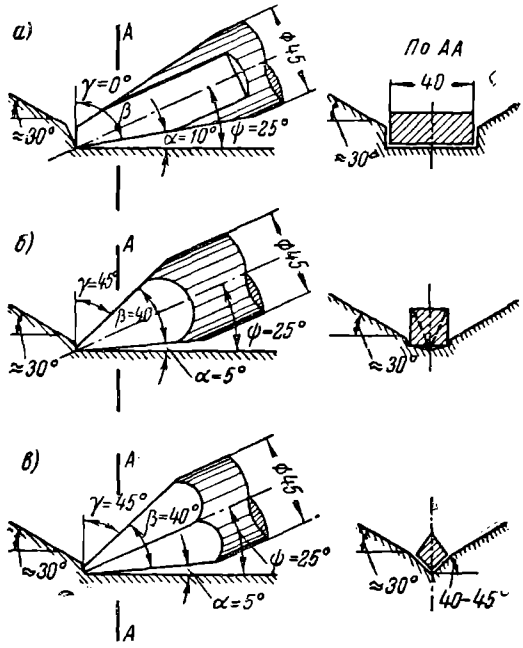


Рис. 5. Формы головок ударных инструментов (пик):
а — долотчатая; *б* — пирамидальная; *в* — ромбическая; α — задний угол; γ — передний угол

Итак, пики долотчатой и ромбической форм с точки зрения энергоемкости разрушения и характера скола могут считаться равноценными. Однако при выборе формы пики необходимо учитывать, что стойкость головки ромбической пики может оказаться при равных условиях ниже, чем долотчатой.

Геометрия инструмента. При ударном сколе породы инструментом, наклоненным под углом ψ к плоскости забоя, важно знать оптимальные значения углов α и γ (рис. 5), которые по аналогии с процессом резания, можно назвать соответственно задним и передним углами. Для этого необходимо найти зависимости

$$E = f(\alpha) \text{ и } E = f(\gamma).$$

Каких-либо рекомендаций по выбору этих углов применительно к процессу ударного скола в известной нам литературе сделано не было (опыты С. Л. Загорского не дали определенных результатов для переднего угла [5]).

Нами проведены соответствующие опыты с пикой долотчатой формы.

Оптимальное значение заднего угла α определялось при изменении его от 5 до 25° (рис. 6). Наиболее эффективно скол происходил при заднем угле, равном 12—15°, в этом же случае получен и наилучший характер скола. Исходя из этих опытов, указанные значения заднего угла можно рекомендовать как оптимальные.

Значение переднего угла γ должно приниматься с учетом не только энергоемкости разрушения, но и стойкости рабочей кромки инструмента. Как известно из практики бурения горных пород средней крепости, угол приострения ударного инструмента по условиям стойкости следует брать не менее 70—80°. Обычно же он имеет значение 90—110° В последнем случае при заднем угле 15° передний угол будет равен минус 15—35°.

При резании горных пород, дающих хрупкое разрушение, в ряде случаев рекомендовался передний угол 0°, ибо при положительном переднем угле усилия резания снижались несущественно, а стойкость инструмента уменьшалась значительно.

Нами проведены опыты при изменении переднего угла от —30 до 0° (рис. 7). Кривая $E = f(\gamma)$ указывает на то, что оптимальные значения

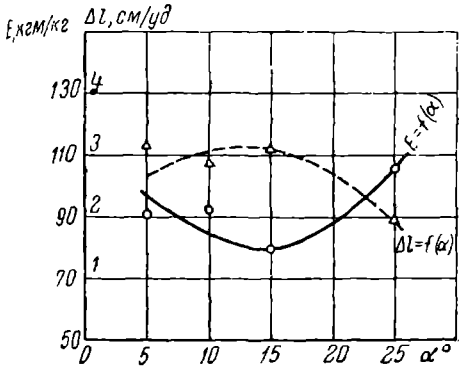


Рис. 6. Влияние заднего угла инструмента на эффективность скола:
$A = 50$ *кгм*; $h = 7$ *см*; $a = 11$ *см*; $\psi = 25°$; $f = 3{,}2$

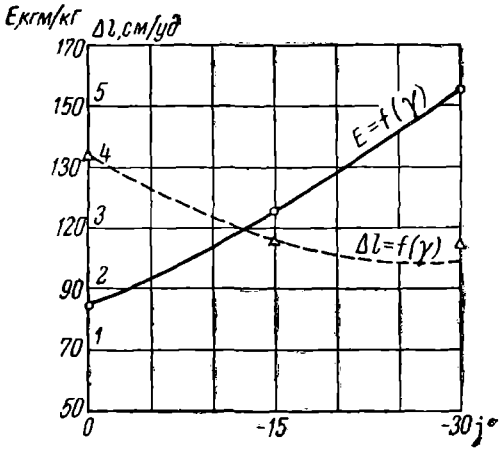


Рис. 7. Влияние переднего угла на эффективность скола:
$A = 50$ *кгм*; $h = 6$ *см*; $a = 10{,}5$ *см*; $\psi = 25°$; $\alpha = 10°$; $f = 3{,}1$

переднего угла находятся в области положительных передних углов. С ростом отрицательных значений γ энергоемкость разрушения существенно возрастает. Следовательно, инструменты, предназначенные для ударного скола, не должны иметь отрицательных передних углов. Значения передних углов должны быть в пределах 0—10°. Дальнейшее увеличение γ отрицательно скажется на стойкости инструментов, что более опасно, чем некоторое завышение энергоемкости разрушения против минимального.

Работа удара. Некоторыми исследованиями [3, 6 и др.] установлено, что работа удара является одним из важнейших параметров ударного скола и что между величиной ее и толщиной скалываемой стружки (или «плечом удара») должно быть определенное соответствие. Нарушение этого соответствия вызывает рост энергоемкости разрушения. Установлено также, что с ростом толщины стружки при соответствующем увеличении работы удара энергоемкость разрушения понижается.

Исходя из сказанного, в данном исследовании требовалось найти зависимость

$$E = f(A,\ h),$$

а затем определить

$$A_{опт} = f(h),$$

где A — работа удара, *кгм*;

h — толщина скалываемой стружки, *см*;

$A_{опт}$ — работа удара, соответствующая минимумам кривых $E = f(A)$ при заданных h.

Были проделаны опыты при трех значениях толщины стружки: 7, 9 и 11 *см*; $a = 1{,}56\ h = \text{const}$. В каждом случае работа удара имела четыре значения, не выходившие из пределов 40—90 *кгм*. На рис. 8 представлены результаты опытов при h, равном 7 и 9 *см*. Данные опытов при $h = 11$ *см* оказались неопределенными из-за трещиноватости камня и не были приняты во внимание.

Характер кривых $E = f$ (A) при различных h и их взаимное положение свидетельствуют о том, что в рассматриваемых условиях скола каждой толщине стружки соответствует своя оптимальная работа удара и что минимальная энергоемкость разрушения с ростом h и $A_{опт}$ понижается. Так, при $h = 7$ *см*

$$A_{опт} = 50\ кгм \text{ и } E_{min} = 116{,}5\ кгм/кг;$$

при $h = 9$ *см*

$$A_{опт} = 60\ кгм \text{ и } E_{min} = 101{,}5\ кгм/кг.$$

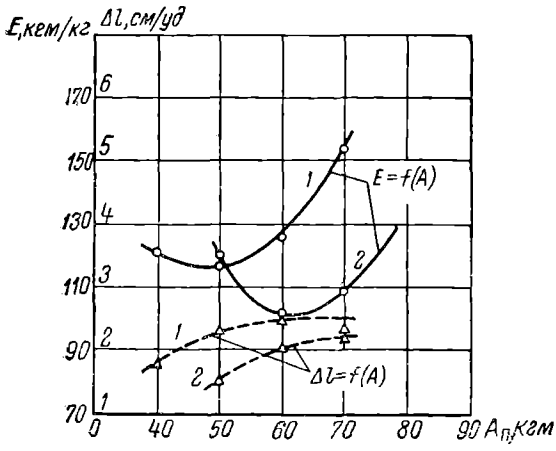


Рис. 8. Влияние работы удара и толщины отделяемой стружки на эффективность скола: *1* — $h = 7$ *см*; $a = 11$ *см*; *2* — $h = 9$ *см*; $a = 14$ *см*; $\varphi = 25°$; $f = 3{,}6$

Полученные количественные показатели могут служить ориентиром при выборе значения работы удара в аналогичных условиях скола. Однако исследования этого вопроса должны быть продолжены на породах различной крепости с целью установления очень важной зависимости $A_{опт} = f(h)$, не определенной нами.

Форма сечения стружки. Расстояние между соседними проходами инструмента по забою a в рассмотренных выше опытах принималось равным $(1{,}57—1{,}73)h$. При таких его значениях поперечное сечение стружки имело форму ромба, две стороны которого параллельны плоскости забоя, а острый угол равен 30° (рис. 3, *в*) Изменение расстояния между соседними проходами будет, очевидно, влиять на эффективность скола, в связи с чем необходимо иметь зависимость

$$E = f(a).$$

Чтобы определить, как будет влиять изменение расстояния между проходами на характер скола (форму сечения стружки) и на его энергоемкость, была проделана серия опытов при изменении a от 0,75 до 3,5 h при $h = 6$ *см*. Полученные при этом формы поперечного сечения стружек схематично изображены на рис. 3. При $a < 3{,}5\ h$ соседние проходы оказывают влияние друг на друга. Такой режим скола условно назван полублокированным. При $a \geqslant 3{,}5\ h$ взаимное влияние проходов прекращается и сечение отделяемой стружки становится стабильным («блокированный режим»).

При a равном h и 0,75 h имел место значительный отжим пики в сторону предыдущего прохода, а угол наклона поверхности скола в сторону массива оказался увеличенным до 45—50°. Это обусловлено, по-види-

мому, действием боковой отжимающей силы и близостью третьей обнаженной поверхности.

При $a \geqslant 1{,}73\ h$ бокового отжима пики не наблюдалось, а поверхности скола в сторону массива располагались неизменно под углом 30° к плоскости забоя.

Из графика рис. 9 следует, что наиболее эффективно ударный скол происходит при $a = 1{,}73\ h$. При увеличении a до $3{,}5\ h$ энергоемкость скола возрастает на 10—12%, оставаясь при дальнейшем увеличении a неизменной, так как при $a > 3{,}5\ h$ взаимное влияние проходов прекращается.

В рассматриваемых опытах наибольшее отношение площади сечения стружки к периметру скола ($\frac{S}{P} = 2{,}8$) имело место при $a = 1{,}73\ h$. Максимальное возможное значение этого отношения ($\frac{S}{P} = 5{,}2$) может быть получено при ромбическом сечении стружки (рис. 10), которое образуется при шахматном расположении проходов. Площадь сечения стружки в этом случае вдвое больше, чем при обычном блокированном сколе.

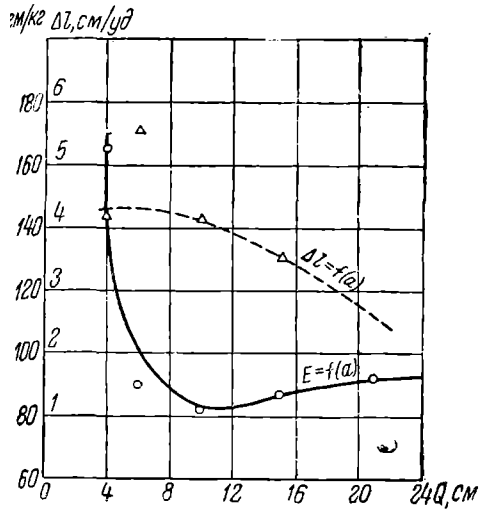


Рис. 9. Влияние расстояния между соседними проходами инструмента по забою на эффективность ударного скола: $A = 50$ *кгм*; $h = 6$ *см*; $a = 10{,}5$ *см*; $f = 3{,}1$; $\psi = 25°$

Опыты с пиками долотчатой и ромбической формы подтвердили более высокую эффективность отделения стружки ромбического сечения по сравнению со стружками рассмотренных выше сечений. Энергоемкость скола ромбической стружки долотчатой пикой (73 *кгм/кг*) оказалась на 10% ниже, чем при обычном полублокированном сколе и на 20% ниже, чем при блокированном. При ромбической пике ($E = 65$ *кгм/кг*) результаты были еще более высокими.

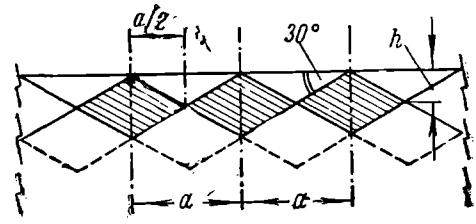


Рис. 10. Ромбическая форма сечения стружки:
$a = 2\ h\ \mathrm{ctg}\ 30° \approx 3{,}5\ h$

Итак, ромбическая форма сечения стружки (рис. 10) наиболее целесообразна как с точки зрения энергоемкости разрушения, так и с точки зрения производительности скола (объема сколотой породы с единицы длины стружки).

Расстояние между соседними проходами в этом случае следует брать примерно равным $3{,}5\ h$, причем проходы в каждом последующем слое должны быть смещены на величину $\frac{a}{2}$ по отношению к проходам предыдущего слоя.

В некоторых случаях может быть рекомендована форма сечения стружки, получающаяся при обычном полублокированном сколе, т. е. при $a = 1{,}73\ h$ (рис. 3, *в*).

Скорость удара. Влияние скорости удара на энергоемкость разрушения горных пород изучено совершенно недостаточно и имеющиеся дан-

ные противоречивы. При разрушении образцов из различных материалов во многих случаях было обнаружено, что сопротивляемость динамическому разрушению больше в 2—4 раза, чем статическому (малая скорость нагружения) [3, 9]. По данным других исследований при ударном сколе угля с поверхности забоя удельная энергоемкость разрушения с увеличением скорости удара уменьшается [4]. При резании горных пород изменение скорости движения резца во многих случаях на энергоемкость разрушения не влияет [2 и др.].

Нашими опытами по ударному сколу известняка, в которых скорость ударявшегося тела (пики) изменялась от 11 до 15,8 *м/сек* при постоянной энергии удара $A_п = 50$ *кгм*, никакого влияния скорости удара на энергоемкость разрушения обнаружено не было. Такой результат представляет практический интерес, так как при выборе параметров ударного скола может быть допущено изменение скорости удара в указанных выше пределах без изменения энергоемкости разрушения. Однако для других диапазонов изменения скорости удара указанный вопрос остается неопределенным и требует дальнейших исследований.

Ударный скол породы затупленным инструментом. Во всех предыдущих опытах на известняке применялись острые пики. Естественного затупления не имела даже та из них, которой было проделано большинство опытов (произведено около 100 000 *кгм* работы, отделено от массива более тонны породы, общее продвижение по проходам составило более 4800 *см*). Пики были изготовлены из углеродистой стали У8 и подвергнуты обычной термической обработке. Это свидетельствует о том, что удельный износ инструментов, даже не армированных твердым сплавом, при ударном сколе должен быть относительно низким. Чтобы выяснить влияние затупления инструмента на характер и эффективность ударного скола, были проведены опыты с искусственно затупленными пиками долотчатой формы. Исходя из имеющего место на практике характера затупления ударных инструментов, рабочие кромки пик были закруглены по радиусам 2 и 4 *мм*.

Опыты показали следующее:

а) энергоемкость ударного скола породы затупленной пикой выше, чем острой, на 30% и более

$$E_{туп} = 135 - 200 \text{ кгм/кг}; \quad E_{остр} = 101 \text{ кгм/кг};$$

б) угол наклона затупленной пики к плоскости забоя не следует брать менее 30° во избежание сильного отжима пики из забоя;

в) допустимое затупление пики не должно превышать для данных условий разрушения определенного максимума.

В рассматриваемых опытах при $r = 2$ *мм* и $\psi = 25°$ наблюдался значительный отжим пики из забоя ($E = 184$ *кгм/кг*), который прекратился при увеличении угла наклона до 30° ($E = 135$ *кгм/кг*). При $r = 4$ *мм* отжим пики имел место и при $\psi = 30°$, $A_п = 50$ *кгм*. Увеличение работы удара в этом случае до 60 *кгм* не улучшило характера скола. Для рассматриваемых выше условий радиус затупления пики более 2—2,5 *мм* является недопустимым.

В каждом конкретном случае очень важно установить максимальный допустимый износ инструмента и подобрать материал для его изготовления, обладающий достаточно высокой износоустойчивостью.

Ударный скол гранита. Как показали опыты на известняке, принцип ударного скола может быть без колебаний рекомендован для разрушения пород с коэффициентом крепости $f \leqslant 4$—5 по М. М. Протодьяконову.

Чтобы получить представление о том, как и в какой мере будет изменяться характер и эффективность разрушения более крепких горных пород, были проделаны опыты по ударному сколу гранита ($\sigma_{сж} = 1100$ *кг/см²*). Начаты они были при тех же параметрах удара, что и на известняке ($A_п = 50$ *кгм*, $\psi = 25°$, $\alpha = 10°$, $\gamma = 0°$, $h = 6$ *см*, пика долотчатой формы). Получить отделение стружки на граните при этих условиях не удалось — работа удара была недостаточной и пика интенсивно отжималась из забоя.

В последующих опытах угол наклона пики был изменен до 30—35°, а работа удара увеличивалась ступенями по 20 *кгм*. При $A_п = 130$ *кгм* отжим пики из забоя в процессе скола стал незначительным, а удельная энергоемкость, определенная в двух случаях, составляла 342 и 360 *кгм/кг*. Следовало ожидать, что при работе удара 150 *кгм* отжим должен прекратиться совсем. Однако стенд обеспечивал максимальную работу удара 135 *кгм* и для получения удовлетворительного характера скола пришлось пойти по пути уменьшения площади контакта инструмента с породой, для чего была принята так называемая ромбическая пика. При $A_п = 130$ *кгм*, $\psi = 30°$, $\alpha = 10°$, $h = 6$ *см* и ромбической пике ударный скол гранита приобрел такой же характер, как и описанный выше для известняка. Энергоемкость разрушения в этом случае составила примерно 350—360 *кгм/кг*.

Интересно, что при разрушении гранита, прочность которого примерно втрое выше прочности известняка ($\sigma'_{сж} = 1100$ *кг/см²* и $\sigma''_{сж} = 350$ *кг/см²*), потребная работа отдельного удара, а также энергоемкость разрушения также примерно втрое выше ($A_1 = 150$ *кгм*, $A_2 = 50$ *кгм*, $E_1 = 350$ *кгм/кг*, $E_2 = 100$ *кгм/кг*). Это положение является, конечно, приближенным и требует тщательной проверки и уточнения. Однако при выборе параметров ударного скола его следует учитывать.

Выводы

1. Разрушение горных пород средней крепости ($f = 2$—5 по М. М. Протодьяконову) может успешно осуществляться при ударном приложении нагрузки путем отделения с поверхности забоя стружки крупного сечения (60—130 *см²*) и направлении удара под углом до 35° к плоскости забоя. Выявлены некоторые закономерности разрушения породы в этих условиях.

2. Примененную методику проведения экспериментов и оборудование можно признать вполне удовлетворительными.

3. Анализ проведенных экспериментальных исследований позволяет дать следующие рекомендации по выбору основных параметров разрушения горных пород крупным сколом при ударном приложении нагрузки:

а) оптимальный угол наклона ударного инструмента к плоскости забоя — 25—30°;

б) форма головки инструмента — долотчатая и ромбическая;

в) ширина лезвия инструмента — не более половины толщины стружки, задний угол при ударном сколе 12—15°, передний угол $0 - (+10°)$;

г) толщина отделяемой стружки 5—12 *см*, расстояние между соседними проходами инструмента по забою a либо $1{,}7$—$1{,}8\,h$ (полублокированный режим), либо $3{,}5\,h$ (блокированный режим); в последнем случае при шахматном расположении проходов в смежных слоях (рис. 10) разрушение происходит наиболее эффективно;

д) оптимальная работа удара зависит от прочности разрушаемой породы и толщины отделяемой стружки; в первом приближении для пород средней крепости ее можно определить зависимостью

$$A = 2{,}2\,hf,$$

где h — толщина стружки ($см$) при $a = (1{,}7 - 1{,}8)\,h = \text{const}$;

е) скорость удара, не влияя на энергоемкость разрушения, может изменяться в пределах 11—16 *м/сек*. При некотором отклонении от этих пределов изменение скорости, по-видимому, также не повлияет на энергоемкость;

ж) продвижение инструмента по забою от одного удара, являющееся показателем производительности машины, при оптимально выбранных параметрах может составлять в среднем 1—2 *см*;

з) усилие подачи на забой и вдоль забоя для каждого инструмента в рассмотренных выше опытах не превышало 150—200 *кг*. Суммарное усилие подачи на исполнительном органе можно определять, ориентируясь на эти данные, с учетом одновременности работы ударных инструментов.

4. Полученные параметры могут быть использованы при проектировании проходческих машин ударного действия, а также ударных угольных стругов.

Использованная литература

1. Берсенев В. С. Влияние ударной нагрузки на эффект разрушения угля. Канд. диссертация. ЛГИ, 1952.
2. Берон А. И. Исследование процессов разрушения угля цепными исполнительными органами врубовых машин и комбайнов. Сб. трудов совещания по координации исследований в области отделения от массива углей и пород. ИГД АН СССР, 1954.
3. Борисов А. А. Разрушение углей и горных пород ударной нагрузкой. Сб. Расчеты, проектирование и испытание горных машин. Т. 2. Углетехиздат, 1955.
4. Геронтьев В. И., Кальницкий Я. Б., Берсенев В. С. Некоторые итоги исследований разрушения углей ударной нагрузкой. Сб. Вопросы разрушения и давления горных пород. Углетехиздат, 1955.
5. Загорский С. Л. Исследование сопротивления угля ударному скалыванию в связи с работой динамических стругов. Канд. диссертация. ВУГИ, 1952.
6. Зеленин А. Н. Исследование по разрушению мерзлых грунтов. Сб. Разработка мерзлых грунтов резанием и ударом. ИГД АН СССР, 1955.
7. Музгин С. С. Исследование процесса скола мерзлых грунтов рабочим органом ударного действия. Канд. диссертация. ИГД АН СССР, 1952.
8. Шрейнер Л. А. Физические основы механики горных пород. Гостоптехиздат, 1950.
9. Царицин В. В. К вопросу о физических основах разрушения горных пород. Сб. трудов совещания по координации исследований в области отделения от массива углей и пород. АН СССР, 1954.
10. Шморгунов К. Н. Электрические молотки. Машгиз, 1950.