

Разрушение естественных отдельностей горных пород одиночным шпуровым зарядом

Першин Г. Д.¹, Пшеничная Е. Г.^{1*}

¹Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова,
г. Магнитогорск, Россия

*e-mail: pshenichnaya_e@mail.ru

Реферат

Введение и цель работы. Целью исследования стала разработка методики расчета динамического разрушения отдельностей горных пород на основе применения шпурового заряда путем энергетического подхода. Отсутствие общепринятой базовой динамической расчетной методики разрушения горных пород в технологических процессах их добычи и первичной переработки объясняется двумя основными причинами. Во-первых, для статического разрушения пород не существовало в квазихрупкой постановке такой расчетной модели, которая послужила бы основой для построения динамической схемы расчета. Во-вторых, все попытки обосновать для практики существующие горно-технологические характеристики пород: крепость, дробимость, буримость, взрываемость и др., осуществлялись на основе феноменологических теорий прочности, т. е. путем использования в расчетах классических критериев оценки сопротивляемости пород внешнему силовому воздействию без нарушения их сплошности, которые не в полной мере отражают реальные особенности процессов квазистатического разрушения.

Методология включала обоснование возможности создания единой расчетной схемы статического и динамического нагружения горных пород как непрерывной функциональной зависимости энергоемкости процесса их разрушения от степени дробления. При этом за основу универсальной зависимости принята ранее подтвержденная широкими экспериментальными исследованиями механического разрушения пород динамическим способом гипотеза о пропорциональной зависимости количества подводимой энергии от степени дробления. За показатель степени дробления принято количество крупноблочных кусков, образованных путем развития сквозных радиальных трещин нормального разрыва.

Результаты. Полученный показатель энергоемкости динамического разрушения горных пород дает возможность минимизировать энергетические затраты при взрывном дроблении негабарита, а также при проектировании и организации проведения горных выработок с помощью буровзрывных работ.

Теоретическая новизна. Впервые предложена модель расчета энергетических показателей разрушения горных пород как квазихрупких материалов, в которой на физическом уровне определена аналитическая взаимосвязь между процессами статического и динамического нагружения пород, что дает возможность создать единую функциональную закономерность экономно потребляемой энергии для обеспечения заданной степени дробления в технологических процессах добычи и первичной переработки.

Ключевые слова: шпуровой заряд; КПД заряда; минимальная энергоемкость; разрыв куска; горная порода; эталонный расход; удельный расход; взрывчатое вещество.

Введение. При взрывных работах одиночные заряды применяют очень редко, в основном при разделении крупногабаритных гранитных блоков на части, а также при вторичном дроблении негабарита на карьерах. Однако для изучения взрыва любой системы зарядов случай одиночного взрыва берется за основу, в этом заключается научная и практическая значимость предлагаемых исследований.

В течении 1960–80 гг. благодаря, в первую очередь, работе академических и отраслевых научно-исследовательских институтов Советского Союза была проделана колоссальная работа по изучению процессов разрушения горных пород шпуровыми и скважинными зарядами [1, 2]. Первоначально исследования базировались на экспериментальных работах в лабораторных условиях, а также на опытно-промышленных испытаниях в полевых условиях [3, 4]. Результаты опытно-промышленных исследований позволили разработать ряд новых теоретических положений по созданию способов повышения полезного использования энергии взрыва [5, 6], обеспечивающих «экономный» механизм взрыва без излишних напряжений и переизмельчения породы [7, 8]. Результаты обозначенного направления отечественных и зарубежных изысканий в основном достигались комплексными исследованиями влияния конструкции заряда на характер проявления действий взрыва.

Таким образом, разработанные активные способы управления взрывом существенно увеличивают его эффективность, выражающуюся в повышении той механической формы работы, которая обеспечивает более мелкое и равномерное дробление горных пород. Однако такой односторонний подход повышения эффективности взрыва за счет рационализации его энергетических потоков без учета сопротивляемости разрушению горных пород динамическими нагрузками не дает возможности в целом замкнуть энергетический баланс буровзрывных работ (БВР) и тем самым провести их комплексную оптимизацию.

При энергетическом подходе показатель сопротивляемости $e_{г.п}$, Дж/м³, получил название «энергоемкость разрушения горной породы», он определяется отношением полезной работы A к единице объема горной породы V , диспергированной на заданную степень дробления [9]. Для практики ведения буровзрывных работ оптимальный энергетический баланс означает, что энергия волны напряжений не должна существенно превышать суммарную энергию, необходимую для преодоления сил сцепления вдоль всех радиально исходящих от центра шпурового заряда поверхностей нормального разрыва естественной отдельности горной породы. Попытки вводить в расчет параметров БВР показатель энергоемкости материала породы не приводили на практике к адекватным результатам в силу того, что данный показатель принимался в сильно упрощенном варианте:

$$a_{уд} = \frac{A}{V} = k + \gamma \frac{S}{V},$$

где k – работа деформации единицы разрушаемого объема, Дж/м³; γ – работа образования единицы поверхности, Дж/м²; S – вновь образованная поверхность, м²; V – объем разрушаемого тела, м³.

При этом за объемную удельную энергию потенциальной деформации принималось выражение $k = \sigma^2 / 2E$ (где σ , E – прочность и модуль упругости материала породы, Па). В разных технических источниках прочность соответствовала пределу на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ [10] либо пределу текучести σ_T [11]. Что касается величины удельной поверхностной энергии γ , то ее теоретическое значение до последнего времени обходили молчанием, либо ссылались на экспериментальные данные, сильно разнящиеся по величине для однотипных пород. В работе [12] теоретические исследования дополняются и экспериментальными данными, согласно которым $q = 21–140$ Дж/м². В анализируемой работе для сравнения также приводятся экспериментальные данные ($q = 1430–3800$ Дж/м²), полученные путем механического разрушения породных образцов неправильной формы массой 60–80 г ударом падающего груза на вертикальном копре [9]. Существенно завышенные значения объясняются тем, что потенциальная энергия удара расходуется

также на упругую и пластическую деформации, нагрев тела. Но эти так называемые «потери энергии» в гораздо больших масштабах имеют место при разрушении горных пород шпуровыми (скважинными) зарядами.

Расхождение энергетических характеристик, полученных на основе теоретических исследований и эксперимента, при разрушении горных пород как статическими, так и динамическими способами, отмечается во многих научно-технических публикациях. Причиной такого расхождения является опубликованная 100 лет назад работа Гриффитса, где рассматривалось равновесное состояние упруго-хрупкой пластины с внутренней трещиной, подвергнутой растяжению равномерно распределенной нагрузкой. В результате некорректной постановки задачи при ее решении на основе составления энергетического баланса была получена функциональная взаимосвязь трех неизвестных величин: удельной поверхностной энергии материала образца; критической нагрузки растяжения и длины внутренней трещины, расположенной ортогонально нагрузке. Аналитический расчет удельной поверхностной энергии по зависимости Гриффитса не представлялся возможным по причине неопределенностей двух других неизвестных величин.

Методология. Тщательный анализ задачи Гриффитса проведен в настоящее время и опубликован в работах [13], в которых показано, что решение Гриффитса относится к частному случаю геометрии пластины, когда ее ширина в два раза превышает длину внутренней трещины, а это для горного производства не имеет практического применения. В работах [13] в рамках общего подхода линейной теории разрушения квазихрупких материалов на основе сформулированной методологии впервые корректно поставлена и решена энергетическим способом так называемая «задача Гриффитса», что позволило обосновать и определить удельную поверхностную энергию разрыва как константу материала горной породы во взаимосвязи с энергетическим КПД процесса:

$$\gamma_p = \frac{\gamma_k}{e_\gamma} = \gamma_k \frac{(n^2 - 2)}{2}, \quad (1)$$

где γ_k – поверхностная энергия зарождения трещин нормального разрыва критической величины, Дж/м², $\gamma_k = k_k^2 (\sigma_p^2 / 2E)$, (k_k – текстурно-структурный показатель материала породы, комплексно учитывающий неоднородность, генерируемую ею концентрацию напряжений, а также пластические свойства, \sqrt{M} ; σ_p – предел прочности на одноосное растяжение, Па); e_γ – энергетический КПД процесса разрыва материала горной породы; $n = b / l_0$ (b – ширина пластины, м; l_0 – длина внутренней трещины, м).

Энергетический КПД является неотъемлемым условием оценки величины критерия γ_p квазихрупких материалов в разных технологических процессах горного производства. Предельное значение КПД разрыва, равное единице, как следует из (1), соответствует размеру зоны предразрушения, характеризуемой показателем $n_{кр} = 2$, что в случае разрыва горной породы посредством распорного давления на стенки шпура определяет околошпуровую область, в которой происходит зарождение радиальных трещин и их развитие до критической величины [14]: $l_k = r_{ш} (n_k - 1) = r_{ш}$, где $r_{ш}$ – радиус шпура, м. С ростом внутришпурового давления часть зародышевых трещин перерастает в сквозные, длина которых зависит от ортогонального размера отдельности оси шпура. В этом случае параметр n намного превышает значение n_k , что существенно увеличивает энергетический показатель γ_p . Неучет величины энергетического КПД процесса разрыва в расчетах параметров и показателей горного производства является основной причиной много лет

наблюдаемого расхождения теории и практики, когда необратимо затраченная энергия, приходящаяся на единицу площади свободной поверхности, определенная на основе экспериментов, оказывалась на порядок больше теоретически вычисленных значений, соответствующих зоне предразрушения. Вскрытое несоответствие по величине показателей γ_p и γ_k объясняет существующее утверждение о том, что при дроблении горных пород взрывом затраты энергии на вновь образуемую поверхность, определяемые в соответствии с показателем γ_k , не превышают 1–2 % от потенциальной энергии заряда [15], ввиду чего в энергетическом балансе их можно не учитывать.

Таким образом, все попытки исследователей [16] до настоящего времени использовать в технико-технологических расчетах концепцию квазихрупкого разрушения, согласно которой величина удельной работы γ_k , Дж/м², необратимо затраченной на образование единицы площади свободной поверхности разрыва, является константой материала, не зависящей от нагрузок, формы и размеров тела, не нашли практического применения по причине неучета ее взаимосвязи с фактической удельной поверхностной энергией γ_p через коэффициент полезного действия процесса разрыва e_γ . Теоретической основой для практического применения концепции квазихрупкого разрушения горных пород послужили результаты работ [13], обосновавших фундаментальную энергетическую взаимосвязь (1). С использованием ранее опубликованной методологии постановки и решения практических задач горного производства в квазихрупкой постановке [16], но уже с учетом научного положения, записанного в аналитической форме (1), были проведены дополнительные исследования [14], послужившие для обоснования модели расчета статического разрушения горных пород шпуровым способом, основу которой составили зависимости, определяющие значение объемной энергоемкости разрушения отдельности

$$E_c = \frac{2}{\pi} \frac{\aleph(1+\mu)}{r_{ш}} k_k^2 \frac{\sigma_p^2}{2E} \left[\frac{(n-1)}{e_\gamma} + 1 \right] \quad (2)$$

сквозными радиальными трещинами нормального разрыва в количестве

$$n_{тр,с} = 2\aleph(1+\mu), \quad (3)$$

где \aleph – безразмерный функционал, $\aleph = (3n^2 + 1) / 3(n^2 - 1)$, (n – относительное расстояние от оси шпура до свободной поверхности, $n = W/r_{ш}$; W – линия наименьшего сопротивления, м); μ – коэффициент Пуассона.

Линейный параметр W , по классическому определению его как линии наименьшего сопротивления (ЛНС) при расчете буровзрывных работ в массиве горной породы, для отдельности выражает радиус вписанной окружности вокруг оси шпура, ограниченной по крайней мере двумя свободными поверхностями естественной отдельности.

Как следует из (3), при статическом разрыве количество образующихся радиальных, сквозных трещин минимально и равно двум–трем, а так как значение энергетического показателя (2) определено с учетом (3), то и величина объемной энергоемкости также минимальна. Результаты анализа кинетики трещинообразования околошпуровой кольцевой зоны указывают на существенное влияние характера приложения распорного давления на количество трещин [17]. В зависимости от скорости приложения нагрузки, которая, в свою очередь, определяет скорость распространения упругих деформаций твердого тела, в горном производ-

стве процессы добычи и переработки по скорости деформации разрушения принято подразделять на статические $d\xi / dt = 10^{-1}-10^{-6} \text{ с}^{-1}$, динамические при ударе $d\xi / dt = 10^1-10^3 \text{ с}^{-1}$, динамические при взрыве $d\xi / dt = 5 \cdot 10^5 \text{ с}^{-1}$, где ξ – относительная деформация разрушения, t – время разрушения. Скорость деформации материала горной породы определяет механизм передачи ей энергии от рабочего инструмента либо распорного средства в случае шпурового разрыва. Применение динамического воздействия на горную породу обусловлено существующей закономерностью, подтвержденной многолетней практикой и экспериментальными работами [9], согласно которой общепринятые показатели степени дробления пропорционально увеличиваются с повышением подводимой энергии разрушения.

Из отмеченной особенности динамического энерго-силового воздействия на твердые тела следует, что при заданном объеме естественной отдельности горной породы ее взрывное разрушение на две либо три части (когда степень дробления минимальна) возможно, если передаваемая энергия соответствует минимальному значению удельной объемной энергоемкости, характеризующей статическое разрушение. Если при этом затраты энергии увеличить в два раза, то количество частей, на которые разрушается крупноблочный объем, также увеличится в два раза и т. д. Данное научное положение для изотропного материала находится в соответствии с осесимметричным нагружением контура шпура, при котором количество кусков, образовавшихся после взрывного воздействия за счет радиальных трещин нормального разрыва, принимается в последовательности $N_k = 2-4-8-16$ (либо $N_k = 3-6-12-24$), которая логически обосновывается тем, что каждый крупный кусок при кратном увеличении подводимой энергии последовательно разделяется на две половины. При таком подходе количество единичных радиальных сквозных трещин определяет и количество крупноблочных кусков, которые, в свою очередь, являются показателем степени дробления.

В предложенной последовательности характера и степени дробления за счет начальной сетки радиальных трещин, идущих от заряда в направлении свободной поверхности, будет нарастать необходимое количество подводимой энергии разрушения отдельности горной породы шпуровым зарядом. Расчет суммарной объемной энергоемкости разрушения отдельности в зависимости от степени ее дробления предлагается осуществлять по двум схемам:

– для горных пород, которые характеризуются коэффициентом Пуассона в пределах $\mu \leq 0,25$

$$E_d = \frac{E_c}{2} (N_k = 2-4-8-16); \quad (4)$$

– для горных пород, которые характеризуются коэффициентом Пуассона в пределах $\mu > 0,25$

$$E_d = \frac{E_c}{3} (N_k = 3-6-12-24). \quad (5)$$

Как следует из (4) и (5), предельное количество радиальных сквозных трещин и, соответственно, количество крупногабаритных кусков будут определять минимально-возможный радиальный угол ($\pi/8-\pi/12$) между трещинами, исходящими от полости шпура. В зависимости от целей взрывного разрушения, которые устанавливаются необходимой степенью дробления отдельности горной породы, угол, разделяющий вновь образованные поверхности разрыва и тем самым определяющий габариты кусков, образовавшихся после взрыва, будет находиться в интервале $\pi/1-\pi/8$. Первый случай достигается при статическом нагружении,

либо специальным щадящим взрывом. Второй случай обеспечивает условия по минимальному расходу ВВ, когда в зоне, непосредственно примыкающей к заряду, отсутствует существенное переизмельчение крупногабаритных кусков горной породы на мелкие фракции, что необходимо учитывать при вторичном дроблении негабарита. Превышение полезной работы продуктов детонации шпурового заряда сверх расчетных значений (4) и (5) увеличивает не количество радиальных трещин и, соответственно, количество крупногабаритных кусков, а количество мелких кусков вокруг заряда в зоне всестороннего смятия породы, а также приводит к продольному дроблению за счет образования кольцевых тангенциальных трещин с неизбежным разлетом мелких фракций. По существу полученные зависимости (4) и (5) с учетом (2) являются аналитическим обоснованием концепции эффективного дробления отдельностей способами «безразлетного» взрывания шпуровым зарядом. Широкое применение данный способ получил на открытых горных работах при вторичном дроблении негабарита [4]. На рис. 1 в графическом варианте представлены схемы расчета динамической энергоемкости разрушения естественной отдельности в зависимости от количества образовавшихся кусков и величины коэффициента Пуассона μ .

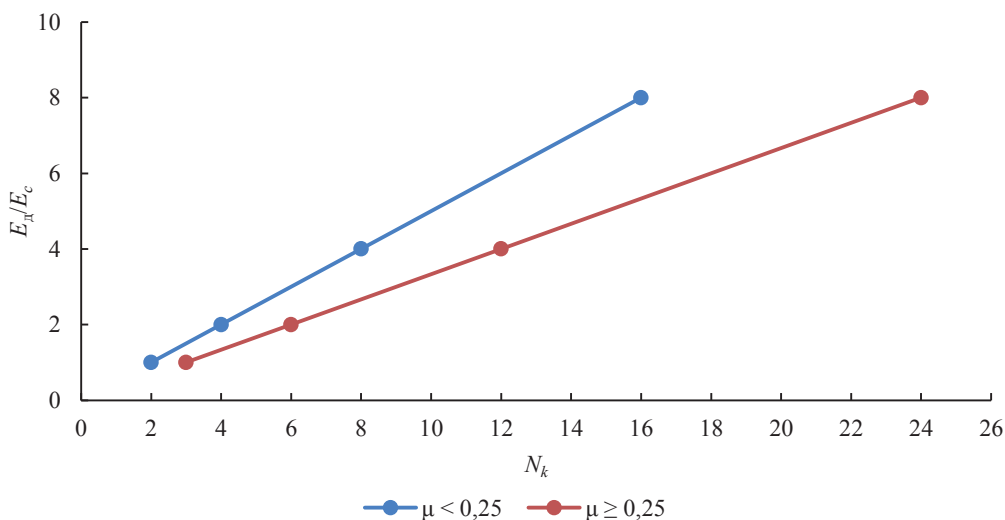


Рисунок 1. Зависимость относительной энергоемкости динамического разрушения отдельности горной породы E_d/E_c от количества образовавшихся крупноблочных кусков N_k

Figure 1. Dependence between the relative energy intensity of rock jointing dynamic breaking E_d/E_c and the number of large-block chumps formed N_k

На практике всегда выполняется размерное условие $n > 4-5$, при котором $e_\gamma \approx 2/n^2$ [14], а $\xi \rightarrow 1$, что дает возможность записать зависимость минимальной энергоемкости разрыва (2) в следующей упрощенной форме:

$$E_c^{\text{III}} \approx \frac{\bar{W}^3}{\pi r_{\text{III}}} (1 + \mu) \gamma_k, \quad (6)$$

где $\bar{W} = W/r_{\text{III}} = n$ – относительное расстояние от оси шпура до свободной поверхности.

Практическое применение. В практике горного производства распространены и широко используются горно-технологические характеристики поведения горных пород в технологических процессах их добычи и первичной переработки. Признание и популярность данных характеристик обусловлена простым

и понятным физическим содержанием и возможностью оперативного использования в качестве первого приближения для сравнительной оценки комплекса физико-механических свойств горной породы в различных технологических процессах. Взрываемость горных пород обычно оценивают удельным расходом взрывчатого вещества q , кг/м³, т. е. количеством ВВ, необходимым для разрушения 1 м³ породы с заданными характеристиками результатов взрыва (интересующими практикой). Для оценки взрываемости горных пород на карьере обычно проводят серию опытных взрывов с разными параметрами. Однако организация таких взрывов трудоемка и требует больших затрат времени, поэтому оценку взрываемости чаще проводят по результатам лабораторных и стендовых испытаний с установленными ограничениями.

В работе [18] В. В. Ржевский в качестве характеристики взрываемости горных пород предложил эталонный удельный расход ВВ q_3 , который определяется путем взрывания кубического образца со стороной 1 м зарядом аммонита № 6 ЖВ, размещенным в шпуре диаметром 40 мм по центру куба. Масса заряда подбиралась так, чтобы степень дробления образца была близка к двум, т. е. чтобы он разрывался на две части (оставшаяся часть шпура засыпалась забойкой). Но осуществление взрыва даже в лабораторных условиях требует специально оборудованной и охраняемой взрывной камеры, разрешения на получение, хранение и использование ВВ. Отсюда понятно желание и стремление исследователей разработать аналитическую модель расчета, адекватно отражающую трудность взрывного разрушения горных пород [19, 20]. В энергетической форме с позиции квазистатики комплексным показателем является энергоемкость разрушения (6), Дж/м³, выражение которой для конкретных условий методики В. В. Ржевского ($\bar{W} = 25$) принимает вид:

$$E_c^m = 0,24 \cdot 10^6 (1 + \mu) \gamma_k. \quad (7)$$

В соответствии с полученной закономерностью (7) энергоемкость разрушения как интегральный показатель удельной объемной работы E_c^m при заданных размерах разрушаемой отдельности и диаметра шпура однозначно определяется величиной удельной поверхностной энергии γ_k , которая в аналитической записи данной зависимости стоит в виде сомножителя, а не слагаемого. Энергетическая взаимосвязь (7) окончательно снимает вопрос о доли поверхностной энергии в общих энергозатратах, так как для случая, когда $\bar{W} > 4-5$, она составляет 100 %. В ранее опубликованных работах эта доля при дроблении горных пород взрывом обосновывалась на уровне 1–2 % [15], впоследствии данный показатель увеличили до 15–80 % [16].

Энергетические зависимости (6) и (7) характеризуют удельную работу статического разрывающего воздействия на заданный объем горной породы от одиночного шпура с помощью распорных средств. В данном случае удельная работа разрыва определялась и таким образом характеризовала источник трещин разрыва, расположенный в шпуре, т. е. по зависимости: $a_{уд} = A / V_{ш}$ (где A – суммарная работа, Дж; $V_{ш}$ – объем шпура, м³). Однако на практике при проведении буровзрывных работ используют показатель удельной работы как характеристику взрываемости, рассчитываемую по отношению к объему V разрушаемой отдельности горной породы. С учетом отмеченного, зависимости (6) и (7) запишутся следующим образом:

$$E_c^v = E_c^m \frac{V_{ш}}{V} = \frac{(\bar{W} - 1)}{\pi r_{ш}} (1 + \mu) \gamma_k; \quad (8)$$

$$E_c^v \approx 382(1 + \mu) \gamma_k. \quad (9)$$

Переход от удельной объемной энергоемкости разрушения кубического образца горной породы (9) к удельному расходу эталонного ВВ осуществляется по формуле:

$$q_3^n = \left[\frac{N_k}{(2...3)} \right] \cdot q_3^{\min}, \quad (10)$$

где q_3^{\min} – минимальный удельный расход ВВ, обеспечивающий минимальную степень дробления, $q_3^{\min} = E_{сз}^v / (K^{\max} e_{ид})$, $e_{ид}$ – идеальная удельная работа эталонного ВВ, $e_{ид} = 3,54$ МДж/м³.

Сомножителем $[N_k / (2-3)]$ задается степень дробления отдельностей в соответствии со схемами расчета согласно (4) и (5). Коэффициент полезного действия шпурового заряда $K_{нд}$ устанавливается в пределах следующего неравенства:

$$\frac{E_{сз}^v}{q_3^{\min} e_{ид}} \geq K_{нд} > \frac{E_{сз}^v}{2q_3^{\min} e_{ид}}, \quad \text{что дает } 1 \geq K_{нд} \rightarrow 0,5. \quad (11)$$

Отсюда следует, что, если при увеличении значения $q_3^n > 2q_3^{\min}$ вплоть до величины $q_3^n = 2q_3^{\min}$ количество сквозных трещин остается на уровне статистического разрыва, то происходит снижение K вплоть до значения 0,5. Вся избыточная энергия в этом случае будет расходоваться на рост зоны всестороннего сжатия (зоны переизмельчения), на зарождение дополнительных зародышевых трещин, которые не достигают величины сквозных. Условие $q_3^n = 2q_3^{\min}$ соответствует моменту, когда четыре радиальных трещины прорастают до сквозных, разделяя отдельность на четыре крупноблочных куска, и только этому условию отвечает максимальный $K_{нд} = 1$ шпурового заряда. Аналогичным образом, эталонным удельным расходам ВВ $q_3^n = 4q_3^{\min}$ и $q_3^n = 8q_3^{\min}$ соответствуют восемь и шестнадцать радиальных сквозных трещин, образовавшихся при максимально возможном КПД.

Таким образом, разработанная методика расчета КПД шпурового заряда определяет его величину в пределах $K_{нд} = 1,0-0,5$, которые получены как отношение минимальной энергоемкости разрушения материала породы к полезной удельной работе взрывного дробления (10), определяемой произведением его показателей: удельной идеальной работы $e_{ид}$, Дж/кг, и минимального удельного расхода q_3^{\min} , кг/м³, обеспечивающего минимальную степень дробления отдельности породы. Для сравнения приведем значения КПД шпурового заряда, полученного в работе [12], при разрушении одиночных естественных отдельностей горной породы $K_{нд} = 1,1-8,3$ %. Существенно заниженные расчетные значения КПД шпурового заряда являются в данной работе следствием применения некорректной методики, определяющей энергоемкость материала горной породы.

Выводы. Ввиду чрезвычайной сложности протекающих при взрыве процессов целесообразно построение упрощенной схемы действия взрыва на среду, достаточно точно оценивающей механизм разрушения как функцию «подводимая энергия–степень разрушения».

Энергоемкость процесса динамического разрушения материала горной породы как способность его кристаллической решетки поглощать подводимую внешнюю энергию за один акт силового воздействия отличается от статического процесса тем, что в последнем случае минимальная степень дробления естественной от-

дельности известна и определяется возможностью твердого тела генерировать деформацию разрыва за счет деформаций сжатия, а в случае динамического нагружения степень дробления пропорциональна количеству подводимой разрушающей энергии.

Несмотря на отмеченные особенности поглощения твердым упруго-хрупким телом разрушающей его энергии в результате статического и динамического нагружения появляется возможность создания единой расчетной схемы как непрерывной функциональной зависимости энергоемкости процесса разрушения от степени дробления твердого тела. При этом за основу универсальной зависимости принята модель статического разрыва естественной отдельности горной породы одиночным шпуром, в которой параметр степени дробления, характеризуемый количеством кусков, образовавшихся за счет развития сквозных радиальных трещин, представлен непрерывным функциональным рядом, кратность увеличения которого прямо пропорционально повышает показатель энергоемкости.

Показатель энергоемкости динамического разрушения горных пород дает возможность в квазистатической постановке обоснованно рассчитывать: минимальные энергетические затраты на вторичное дробление негабарита; системы взаимодействия шпуровых зарядов при проектировании и организации проведения горных выработок с помощью БВР; экономный режим взрыва, что в свою очередь повысит полезное использование энергии, т. е. КПД взрыва, и тем самым минимизирует проектную величину заряда.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Баум Ф. А., Станюкевич К. Т., Шехтер Б. И. Физика взрыва. М.: Физматгиз, 1959. 525 с.
2. Латышев О. Г., Осипов И. С. Основные концепции и гипотезы разрушения горных пород взрывом // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. Магнитогорск: МГТУ, 2007. С. 209–219.
3. Марченко Л. Н. Увеличение эффективности взрыва при добычании полезных ископаемых. М.: Наука, 1965. 222 с.
4. Rafal Borusiewicz, Grzegorz Zadora, Janina Zieba-Palus. Chemical analysis of post explosion samples obtained as a result of model field experiments // Talanta. 2013. Vol. 116. P. 630–636. DOI: 10.1016/j.talanta.2013.07.050
5. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М.: Недра, 1974. 223 с.
6. Yue H. Z., Yu C., Li H. B., Zhou C. B., Chen S. H., Shao Z. S. The effect of blast-hole arrangement, delay time, and decoupling charge on rock damage and vibration attenuation in multihole blasting // Shock and Vibration. Vol. 2022. Art. 2110160. DOI: 10.1155/2022/2110160
7. Черный Г. И., Михалюк В. Н. Об эффективности зарядов с воздушным промежутком при проходке подземных сооружений взрывом в сжимаемых грунтах // Взрывное дело: сб. науч. тр. М.: Недра, 1972. С. 74–81.
8. Ngo T., Mendis P., Gupta A., Ramsay J. Blast loading and blast effects on structures – An overview // Electronic Journal of Structural Engineering. Spec. Iss.: Loading on Structures. 2007. P. 76–91.
9. Барон Л. И., Коняшин Ю. Г., Курбатов В. М. Дробимость горных пород. М.: АН СССР, 1963. 167 с.
10. Кутузов Б. Н., Плужников В. Ф. Определение расчетного расхода ВВ с учетом свойств породы и их дробимости в отдельностях // Физические процессы горного производства: сб. науч. тр. 1981. Вып. 9. С. 11–14.
11. Chen Yingxian, Wang PengFei, Chen Jian, Zhou Meng, Yang Hong’Xia, Li Jiaying. Calculation of blast hole charge amount based on three-dimensional solid model of blasting rock mass // Scientific Reports. 2022. Vol. 12. DOI: 10.1038/s41598-021-04615-8
12. Ракишев Б. Р. Энергетические характеристики разрушения одиночных естественных отдельностей // Известия вузов. Горный журнал. 1980. № 7. С. 57–63.
13. Першин Г. Д., Пшеничная Е. Г. Концепции квазихрупкого разрушения горных пород применительно к процессам их добычи и переработки // Известия вузов. Горный журнал. 2022. № 4. С. 64–74.

14. Першин Г. Д., Пшеничная Е. Г. Решение задачи Ляме в квазихрупкой постановке для обоснования модели расчета разрушения горных пород шпуровым способом // Известия вузов. Горный журнал. 2023. № 3. С. 53–63.

15. Долгов К. А. Исследование закономерности процесса дробления горных пород взрывом // Известия вузов. Горный журнал. 1975. № 11. С. 59–63.

16. Чирков С. Е., Присташ В. В. Энергетические показатели разрушения горных пород различными способами // Горные машины и автоматика. 2002. № 10. С. 29–33.

17. Першин Г. Д., Пшеничная Е. Г. Определение размеров зоны и степени трещинообразования при шпуровой отбойке блочного камня // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2003. № 4. С. 28–32.

18. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1978. 541 с.

19. Liu W., Zhu X., Jing J. The analysis of ductile-brittle failure mode transition in rock cutting // Journal of petroleum science and engineering. 2018. Vol. 163. P. 311–319. DOI: 10.1016/j.petrol.2017.12.067

20. Lin P., Wong Robina H. C., Tang C. A. Experimental study of coalescence mechanisms and failure under uniaxial compression of granite containing multiple holes // International journal of rock mechanics and mining sciences. 2015. Vol. 77. P. 14–28.

Поступила в редакцию 22 сентября 2023 года

Сведения об авторах:

Першин Геннадий Дальтонович – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры горных машин и транспортно-технологических комплексов Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. E-mail: pshenivla@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0003-3163-018X>

Пшеничная Елена Геннадьевна – кандидат технических наук, старший преподаватель кафедры механики Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. E-mail: pshenichnaya_e@mail.ru

DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-67-78

Breaking the natural jointing by a single blasthole charge

Gennadii D. Pershin¹, Elena G. Pshenichnaia¹

¹ Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia.

Abstract

Introduction, research objective is to develop the calculation methods for rock jointing dynamic breaking based on a blasthole charge using the energy approach. There are two main reasons for the lack of a well-established basic dynamic calculation method for rock breaking in the flow processes of rock recovery and processing. Firstly, in the quasi-brittle setting for the static rock breaking, there was no such calculation model that would serve as the basis for constructing a dynamic calculation scheme. Secondly, all attempts to justify rock strength, crushability, drillability, explosiveness, etc. for practice were made based on the phenomenological theories of strength, i.e. by using in the calculations classical criteria for assessing rock resistance to external force without violating their continuity. The criteria do not fully reflect the real features of the quasi-static breaking.

Methods of research include justifying the possibility of creating a single calculation scheme for static and dynamic stimulation of rocks, as a continuous functional dependence between the breaking process energy intensity and the reduction ratio. The single dependence was based on the hypothesis about a proportional dependence between the energy input and the reduction ratio that was previously confirmed by extensive experimental studies of the mechanical rock breaking through a dynamic method. The number of large-block chumps formed by the development of through radial tensile cracks is taken as an indicator of the reduction ratio.

Research results. The obtained indicator of the rock dynamic breaking energy intensity makes it possible to minimize energy costs when blasting oversized materials and designing and organizing mine workings using drilling and blasting operations.

Theoretical novelty. For the first time, a model has been proposed for calculating the energy indicators of breaking rocks as quasi-brittle materials. In the model, the analytical relationship

between the processes of static and dynamic stimulation of rocks is determined at the physical level, which makes it possible to create a single functional rule of economically consumed energy to ensure a given reduction ratio in the flow processes of recovery and processing.

Keywords: blasthole charge; charge efficiency; minimum energy intensity; chump rupture; rock; reference consumption; specific consumption of explosive.

REFERENCES

1. Baum F. A., Staniukevich K. T., Shekhter B. I. *Explosion physics*. Moscow: Fizmatgiz Publishing; 1959. (In Russ.)
2. Latyshev O. G., Osipov I. S. Main strategies and hypotheses of rock blasting. In: Pershin G. D. (ed.) *Recovery, processing, and application of natural stone: a collection of scholarly works*. Magnitogorsk: MSTU Publishing; 2007. P. 209–219. (In Russ.)
3. Marchenko L. N. *Improving the explosion effectiveness in the course of mining*. Moscow: Nauka Publishing; 1965. (In Russ.)
4. Rafal Borusiewicz, Grzegorz Zadora, Janina Zieba-Palus. Chemical analysis of post explosion samples obtained as a result of model field experiments. *Talanta*. 2013; 116: 630–636. Available from: doi: 10.1016/j.talanta.2013.07.050
5. Khanukaev A. N. *Physical processes of rock blasting*. Moscow: Nedra Publishing; 1974. (In Russ.)
6. Yue H. Z., Yu C., Li H. B., Zhou C. B., Chen S. H., Shao Z. S. The effect of blast-hole arrangement, delay time, and decoupling charge on rock damage and vibration attenuation in multihole blasting. *Shock and Vibration*. 2022; 2110160. Available from: doi: 10.1155/2022/2110160
7. Chernyi G. I., Mikhaliuk V. N. Regarding the effectiveness of air-cushioned charges when tunneling subsurface structures by a blast in compressible soils. In: *Blasting: collection of studies*. Moscow: Nedra Publishing; 1972. P. 74–81. (In Russ.)
8. Ngo T., Mendis P., Gupta A., Ramsay J. Blast loading and blast effects on structures – An overview. *Electronic Journal of Structural Engineering*. Spec. issue: Loading on Structures. 2007. P. 76–91.
9. Baron L. I., Koniashin Iu. G., Kurbatov V. M. *Rock grindability*. Moscow: USSR Academy of Sciences; 1963. (In Russ.)
10. Kutuzov B. N., Pluzhnikov V. F. Calculating the design consumption of explosives considering rock properties and rock grindability in jointing. In: *Physical processes of the mining practice: collection of studies*. 1981; 9: 11–14. (In Russ.)
11. Chen Yingxian, Wang PengFei, Chen Jian, Zhou Meng, Yang Hong’Xia, Li Jiaying. Calculation of blast hole charge amount based on three-dimensional solid model of blasting rock mass. *Scientific Reports*. 2022; 12. Available from: doi: 10.1038/s41598-021-04615-8
12. Rakishv B. R. Energy characteristics of single natural jointing destruction. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1980; 7: 57–63. (In Russ.)
13. Pershin G. D., Pshenichnaia E. G. The concept of quasi-brittle rock fracture as applied to extraction and processing operations. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2022; 4: 64–74. (In Russ.)
14. Pershin G. D., Pshenichnaia E. G. Solving the Lamé problem in the quasi-brittle setting to substantiate the solution scheme for rock breaking by the blast-hole method. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2023; 3: 53–63. (In Russ.)
15. Dolgov K. A. Studying the regularity of the rock blasting process. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 1975; 11: 59–63. (In Russ.)
16. Chirkov S. E., Pristash V. V. Energy indicator of stone breaking through different methods. *Gornye mashiny i avtomatika = Mining Machinery and Automation*. 2002; 10: 29–33. (In Russ.)
17. Pershin G. D., Pshenichnaia E. G. Determining the dimensions of a zone and degree of fissuring under the dimension stone blasthole breaking. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta im. G. I. Nosova = Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*. 2003; 4: 28–32. (In Russ.)
18. Rzhevskii V. V. *The processes of opencasting*. Moscow: Nedra Publishing; 1978. (In Russ.)
19. Liu W., Zhu X., Jing J. The analysis of ductile-brittle failure mode transition in rock cutting. *Journal of Petroleum Science and Engineering*. 2018; 163: 311–319. Available from: doi: 10.1016/j.petrol.2017.12.067
20. Lin P., Wong Robina H. C., Tang C. A. Experimental study of coalescence mechanisms and failure under uniaxial compression of granite containing multiple holes. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2015; 77: 14–28.

Information about the authors:

Gennadii D. Pershin – DSc (Engineering), Professor, professor of the Department of Mining Machines and Transport-Technological Complexes, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: pshenivla@gmail.com; <https://orcid.org/0000-0003-3163-018X>

Elena G. Pshenichnaia – PhD (Engineering), senior lecturer, Department of Mechanics, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: pshenichnaya_e@mail.ru

Для цитирования: Першин Г. Д., Пшеничная Е. Г. Разрушение естественных отдельностей горных пород одиночным шпуровым зарядом // Известия вузов. Горный журнал. 2024. № 2. С. 67–78. DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-67-78

For citation: Pershin G. D., Pshenichnaia E. G. Breaking the natural jointing by a single blasthole charge. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = Minerals and Mining Engineering*. 2024; 2: 67–78 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2024-2-67-78