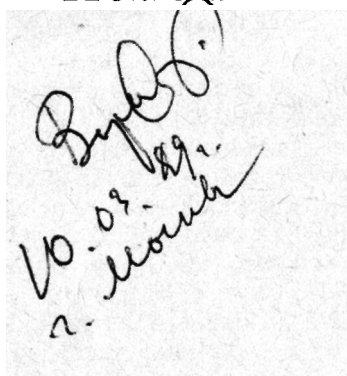


И. А. ТАНГАЕВ

Энергоемкость
процессов
добычи
и переработки
полезных
ископаемых



МОСКВА "НЕДРА" 1986

Тангаев И. А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых.—М.: Недра, 1986.—231 с.

Изложены теоретические и экспериментальные основы оценки энергоемкости технологических процессов добычи и первичной переработки полезных ископаемых в целях создания энергосберегающих технологий. Показано, что величина удельного энергопотребления является количественной мерой, характеризующей свойства объекта разработки и параметры сопряженных технологических процессов. Рассмотрены вопросы оптимизации параметров и оперативного управления процессами бурения, взрывания, экскавации и транспортирования по критерию минимума их удельной энергоемкости. Даны рекомендации по использованию энергетических показателей для решения практических задач контроля и совершенствования технологии добычи и переработки полезных ископаемых.

Для инженерно-технических работников горнодобывающей промышленности.

Табл. 34, ил. 35, список лит. — 49 назв.

Рецензент: *В. Н. Мосинец*, проф., докт. техн. наук

Одной из важнейших проблем, стоящих перед человечеством в настоящее время и в обозримом будущем, является топливно-энергетическая. В индустриальном обществе удельное потребление энергии на душу населения стало символом промышленного развития и благосостояния народа, оно определяет энерговооруженность и производительность труда, а также структуру использования трудовых ресурсов. Потребности человеческого общества в энергоресурсах непрерывно возрастают. Согласно прогнозам, выполненным рядом научно-исследовательских институтов, мировое энергоснабжение из различных источников природных ресурсов в последней четверти XX в. изменится следующим образом (табл. 1) [18].

Эти данные свидетельствуют о том, что к концу столетия потребление энергоресурсов в мире удвоится. В промышленно развитых странах этот процесс происходит более интенсивными темпами. Так, в СССР удвоение потребления топливно-энергетических ресурсов произошло за пятнадцать лет.

Советский Союз обладает огромными природными ресурсами, использование которых в условиях планомерного развития топливно-энергетической базы исключает энергетический кризис. Особенность развития **топливно-энергетического** комплекса в нашей стране заключается в том, что основная часть первичных ресурсов расходуется на выработку электроэнергии, причем эта доля непрерывно растет. Так, если в 1970 г. из 1130 млн. т условного топлива лишь 40 % было израсходовано на производство электроэнергии, а 60 % — на непосредственные производственно-технологические нужды, то в 1980 г. это соотношение стало прямо противоположным — соответственно 60 и 40 % из 2000 млн. т условного топлива. Такое же положение сохранится и в дальнейшем в связи с тем, что электрическая энергия является наиболее удобной в отношении транспортировки и промышленного применения.

На современном этапе коммунистического строительства роль топливно-энергетического комплекса особенно возрастает.

Горнодобывающая и металлургическая отрасли промышленности являются крупнейшими потребителями энергоресурсов и в этом отношении занимают первое место среди других отраслей народного хозяйства.

В СССР в настоящее время добывается свыше 7 млрд. м³ горных пород, и объем этой добычи через каждые 10 лет практически удваивается. Только на добычу, дробление и измельчение полезных ископаемых расходуется до 10 % электрической энергии, производимой в стране. Именно поэтому к горнодобывающей и металлургической отраслям промышленности в первую очередь в **ПОЛНОЙ** мере следует отнести замечание акад. АН СССР Г. И. Марчука о том, что «энергия превращается в **лимитирующий** фактор разви-

Таблица 1

Виды энергетического сырья	1975 г.		1985 г.		2000 г.	
	млн. т условного топлива	доля, %	млн. т условного топлива	доля, %	млн. т условного топлива	доля, %
Твердое топливо	2530	30,5	3487	29	5046	28
Нефть	3566	43	5158	42,5	6107	34
Природный газ	1668	20	2129	17,5	2964	16,5
Атомная энергия	542,8	6,5	1383	11	3822	21,5
Всего	8326,8	100	21 157	100	17 939	100

тия производства, представляя собой главнейшую узловую проблему научно-технического прогресса» [1].

Осуществление курса на ускорение **социально-экономического** развития народного хозяйства, выработанное апрельским (1985 г.) Пленумом ЦК КПСС, связано с внедрением энергосберегающих технологий и оборудования. Важной составной частью принцип экономического хозяйствования и энергосбережения вошел в энергетическую программу СССР на длительную перспективу.

Характерная особенность горнодобывающей отрасли промышленности заключается в том, что удельное энергопотребление зависит от целого ряда природных факторов, таких, как крепость добываемого полезного ископаемого и вмещающих пород (на стадии добычи), содержание, химический состав и физические свойства полезного ископаемого (на стадии обогащения), содержание **полезных** ископаемых в концентратах после обогащения, их физико-химические и технологические свойства (на стадии **металлургической переработки**).

Экономия энергоресурсов в горной и перерабатывающей промышленности является комплексной проблемой, решение которой требует системного научного подхода. Решение ее возможно не по отдельным технологическим процессам, а в их общей совокупности, путем достижения минимума энергозатрат на получение единицы конечного продукта. Тем не менее окончательный результат зависит от **установления нормативов** технологические процессы с учетом физико-механических и физико-химических свойств полезного ископаемого.

В соответствии со специфическими особенностями добычи и переработки полезных ископаемых особое положение занимают вопросы нормирования и экономии основных видов энергии, потребляемой при различных технологических процессах: *электрической* в процессах бурения, экскавации, транспортировки, дробления и измельчения; *тепловой* энергии при транспортировке горной массы автосамосвалами; *химической энергии* взрывчатых веществ при подготовке скальных пород взрывом.

В настоящее время в горном деле отсутствуют определенные рекомендации по количественной оценке удельных энергозатрат по **этим** процессам. В условиях горного производства получили распространение классификации по буримости, взрываемости и экскавируемости пород, основанные на использовании нескольких показателей, таких, как петрографическое наименование пород, их базовые физико-технические параметры, структурные особенности массива и др. Основная цель классификаций заключается в нормировании труда в процессах бурения, экскавации, транспортировки и лишь на взрывных работах — в определении удельного расхода **ВВ**.

Разнообразный характер классификационных признаков исключает возможность создания и использования измерительных устройств для оперативной оценки технологических свойств пород и разработки на этой основе нормативов удельных энергозатрат. Исследования показали, что решение этой проблемы возможно только при условии оценки разных технологических процессов на основе единого **количественного показателя**, в наибольшей мере отражающего **как свойства объекта** разработки, так и параметры сопряженного процесса.

В настоящее время со всей определенностью можно сказать, что таким универсальным критерием может служить величина **удельных энергозатрат**.

В данной книге сделана попытка обобщения результатов исследований и практического использования единого энергетического подхода в приложении к основным технологическим процессам добычи полезных ископаемых открытым способом. В связи с тем, **что** энергетический принцип получает все большее признание и развитие, рассмотрена также возможность его распространения на другие технологические процессы, способы добычи и переработки полезных ископаемых. Наконец, в связи с отсутствием в технической литературе систематизированных сведений о значениях удельных энергозатрат на добычу и переработку горной массы в данной книге преследовалась также цель представления возможно более полной информации и по этим вопросам. При этом большое внимание уделено анализу влияния прочностных свойств пород на величину **энергоёмкости** их разрушения и добычи, а также установлению уровня энергозатрат по отдельным процессам с целью выявления наиболее энергоёмких, оптимизация которых позволит обеспечить наибольший экономический эффект.

Для современной научной литературы характерно использование Международной системы единиц (СИ). Единой физической величиной, характеризующей любой вид энергии, является джоуль (Дж).

Путем введения переводных коэффициентов энергия любого вида может быть приведена к **единой** размерности, в частности выражена в наиболее подходящем **масштабе — МДж**. В работе с учетом точности оценок, свойственной практике горного производства, использованы следующие основные соотношения энергетиче-

ских величин: 1 кг эталонного ВВ — $4,2 \cdot 10^6$ Дж; 1 кг дизельного топлива — $4,2 \cdot 10^7$ Дж; 1 кВт·ч — $3,6 \cdot 10^6$ Дж; 1 т условного топлива — $2,9 \cdot 10^{10}$ Дж.

Использование единого энергетического подхода и переводных коэффициентов позволяет привести энергозатраты в разных технологических процессах к общему знаменателю и сопоставить их между собой. Однако при этом освещается только физическая (энергетическая) сторона процесса. Для того чтобы анализ был максимально приближен к реальным производственным условиям и требованиям, необходимо также учитывать разницу в цене различных видов энергии. Эта разница становится заметной в том случае, если привести все виды энергии к единой размерности МДж. Результаты такого сопоставления с учетом предельных значений цены энергии для разных экономических районов страны, а также в зависимости от химического состава ВВ следующие: для тепловой (дизельное топливо) — $0,05—0,23$ руб/кг ($0,0012—0,055$ руб/МДж), электрической — $0,02—0,05$ руб/кВт·ч ($0,005—0,012$ руб/МДж), химической (энергия ВВ) — $0,08—0,6$ руб/кг ($0,02—0,14$ руб/МДж).

Сравнение цен на различные виды энергии представляет практический интерес в **связи** с выявлением резервов снижения себестоимости продукции через сокращение удельных энергозатрат. Оно позволяет выбрать предпочтительные варианты оптимизации технологических процессов в зависимости от величины их энергоёмкости при одновременном учете цены единицы энергии.

В книге рассмотрены лишь основные процессы традиционной схемы открытого способа разработки и первичной переработки полезных ископаемых. Исследования, результаты которых изложены в книге, оказались возможными благодаря содействию и поддержке со стороны работников производственных объединений «Карагау» и «Якуталмаз», а также научных работников ЯкутНИИПродалмаз и Отраслевой научно-исследовательской лаборатории Фрунзенского политехнического института.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ОСНОВЫ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ПОДХОДА К ПРОБЛЕМЕ ПРОЧНОСТИ И РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

1.1. ТЕОРИИ ПРОЧНОСТИ И КОНЦЕПЦИЯ КВАЗИХРУПКОГО РАЗРУШЕНИЯ ТВЕРДЫХ ТЕЛ

Для оценки механических свойств горных пород широко используются показатели их прочности или сопротивляемости конкретным видам разрушения. Эти показатели перешли в механику горных пород из области сопротивления материалов, где используются для определения свойств материалов с целью расчета допустимых напряжений в **элементах** конструкций. В соответствии с этим фактические напряжения во избежание разрушения конструкции в любом из ее узлов должны быть меньше предельных значений, определяемых показателями прочности. Применительно к задачам геомеханики использование этих показателей с пересчетом на реальный массив приемлемо для решения вопросов устойчивости откосов уступов, бортов карьеров, выемок под гидротехнические и транспортные сооружения, кровли подземных камер, несущей способности целиков и т. д. Что касается разрушения в технологических процессах бурения, взрывания, дробления и измельчения, то эти показатели можно полагать пригодными лишь для относительной оценки прочностных свойств пород. Напряжения, передаваемые породе в реальных технологических процессах, во много раз превышают значения прочности. Без этого условия невозможен был бы сам процесс разрушения. Именно поэтому использование показателей прочности для количественной характеристики процесса разрушения лишает его физического смысла и содержания. В этих условиях важным становится не сам факт разрушения, который совершится неизбежно, а то количество энергии, которое надо затратить, чтобы произвести соответствующие разрушения. Поэтому критерий сопротивляемости породы разрушению должен основываться на количественных оценках переданной энергии и результате ее воздействия.

В процессе изучения механизма разрушения твердых тел, в том числе и горных пород, можно выделить три направления. Первое направление изучает механизм разрушения на атомном уровне, где необходимые усилия определяются межатомными связями, характеризующими прочность пород. Второе направление рассматривает характер разрушения твердых тел в зависимости от приложенной нагрузки на уровне микроструктуры материала с учетом его фазового состояния. Третье, так называемое континуальное, направление объединяет теории разрушения, основанные на изучении мак-

роскопических закономерностей процесса. Оно позволяет проводить численные расчеты для различных случаев упругой деформации, пластического течения и разрушения тел, в том числе при решении инженерных задач.

Попытки использования теорий прочности в инженерных расчетах, связанных с дроблением горных пород, не дали положительных результатов в основном по причинам высокой природной дефектности и неоднородности пород. Эти обстоятельства явились основанием для использования в описании разрушения горных пород при взрыве и дроблении учения Гриффитса, который разработал теорию разрушения хрупких материалов на основе предположения о наличии в ненапряженных твердых телах дефектов в виде трещин. Приложение нагрузки к телу обеспечивает условия, при которых внешняя сила создает на концах трещины концентрацию напряжений, благодаря чему происходит ее развитие, сопровождающееся увеличением свободной поверхности. Гриффитс ввел понятие поверхностной энергии хрупкого тела и сформулировал принцип, согласно которому трещина будет лавинообразно разрастаться, если скорость освобождения энергии упругой деформации выше прироста поверхностной энергии трещины. На этом основании им рассчитаны критические значения разрушающих напряжений для плоского напряженного состояния

$$\sigma_{кр. н} = \sqrt{\frac{2E\gamma_0}{\pi l}}, \quad (1.1)$$

и деформации

$$\sigma = \sqrt{\frac{2E\gamma_0}{\pi l}} \quad (1.2)$$

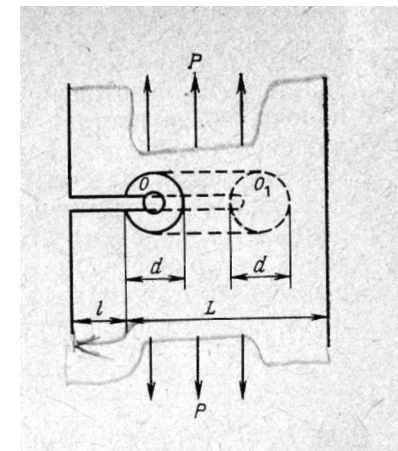
где E — модуль Юнга; γ_0 — энергия единицы свободной поверхности; l — полудлина трещины; μ — коэффициент Пуассона.

Первоначально считалось, что теория Гриффитса дает удовлетворительные результаты при описании разрушения хрупких материалов и неприменима для материалов, проявляющих пластические свойства. Однако впоследствии было показано, что формула 1.1 справедлива для большей части материалов при условии их квазихрупкого разрушения, если величину γ_0 заменить на необратимую энергию диссипации в тонком слое пластических деформаций вблизи поверхности трещины и отнести ее к единице площади свободной поверхности. Величину γ_0 называют поверхностной энергией, в то время как по существу она определяет необратимую работу на единицу площади и тождественна таким понятиям, как удельная энергия диссипации, энергия разрушения и т. д.

В приложении к практическим задачам анализа процессов разрушения горных пород при бурении, взрывании, механическом дроблении важную роль играет концепция квазихрупкого разрушения, которая формулируется следующим образом: «Величина необратимой работы u , затраченной на образование единицы площади свободной поверхности тела при развитии трещины, является

Рис. 1. Схема квазихрупкого разрушения твердого тела:

P — нормальное растягивающее напряжение; l — начальная длина краевой трещины; L — размер тела; d — диаметр области пластических деформаций; O — развитие трещины под действием напряжений



ся постоянной материала, не зависящей от нагрузок, формы и размеров тела» [2]. Эта концепция представляет собой эмпирическую закономерность, установленную экспериментально в результате испытаний различных материалов в широком диапазоне изменения внешних усилий, выполненных Г. Р. Ирвином, О. Е. Орованом. В работе подчеркивается, что установление этой закономерности явилось крупнейшим достижением механики хрупкого разрушения после работы Гриффитса.

Физический смысл концепции хрупкого разрушения может быть представлен на основе заимствованного примера [2].

Некоторое тело с краевой трещиной растягивается напряжением P , нормальным к поверхности трещины (рис. 1). При монотонном увеличении нагрузки в конце трещины образуется пластическая область, которая либо будет неограниченно расти при достаточно больших значениях l и L вплоть до исчерпания способности тела к пластическому деформированию, либо рост области пластической деформации достигнет предельного размера d , после чего наступит локальное разрушение в конце трещины и она будет развиваться.

Согласно концепции квазихрупкого разрушения для всех материалов при достаточно больших значениях l и L наиболее вероятен второй случай и существует свой предельный размер области пластических деформаций d . Следовательно, для любого материала при достаточно больших размерах тела L и трещины l справедлив единый энергетический подход, вытекающий из теории Гриффитса. Особенностью концепции квазихрупкого разрушения является также то, что она позволяет рассматривать хрупкое и вязкое разрушение как предельные случаи квазихрупкого разрушения при $d \rightarrow \infty$.

Концепция постоянства поверхностной энергии u_0 , вытекающая из концепции хрупкого разрушения, является наиболее простой. Она в равной мере справедлива для анализа механизма и последствий разрушения от атомного до макроскопического уровней. Соответственно ее физический смысл оказывается связанным с точностью постановки задачи деформирования сплошного тела и на-

ходится в диапазоне от теоретической истинной поверхностной энергии тела до некоторой «фиктивной», по определению Г. П. Черепанова, поверхностной энергии, установленной из опыта. В приближении к решению задачи на атомном уровне поверхностная энергия может рассматриваться как энергия взаимодействия частиц. Для ее определения вполне правомерны следующие рассуждения. Предположим, что разрыв твердого тела произошел по некоторой поверхности, на единицу которой приходилось S_0 разорванных связей с одинаковой энергией взаимодействия U_0 . Тогда поверхностная энергия на единицу площади

$$\gamma = U_c m_0 S_0, \quad (1.3)$$

где U_c — энергия взаимодействия частиц; m_0 — масса одной частицы; S_0 — число разорванных связей на единице поверхности; ρ_0 — плотность твердого тела при некоторой температуре $T = T_0$; n — число частиц.

Отсюда следует, что в общем случае поверхностная энергия пропорциональна энергии взаимодействия частиц U_c . Поскольку мы коснулись понятия поверхностной энергии твердого тела, имея в виду преимущественно горные породы, необходимо более подробно остановиться на истории развития представлений о взаимосвязи между условиями образования минералов, их физическими свойствами и затратами энергии, необходимыми на разрушение в процессах горного производства. Все эти явления **ДОЛЖНЫ** рассматриваться в тесной взаимосвязи, определяемой законами диалектического материализма и неразрывного единства вещества и энергии.

Впервые такой диалектический подход к анализу геохимических природных явлений был выдвинут в работах русского ученого академика А. А. Вернадского и развит его учеником и последователем А. Е. Ферсманом в классическом труде «Геохимия». Третий том этого монументального пятитомного исследования целиком посвящен обоснованию и развитию энергетического подхода к оценке физических свойств элементов, минералов и полезных ископаемых. В этом **исследовании** еще в 1934 г. А. Е. Ферсман впервые сформулировал и развил геоэнергетическую теорию происхождения минералов и горных пород и высказал ряд замечательных идей, многие из которых представляют теоретический и практический интерес и **в настоящее время**. Уже тогда, касаясь многообразия явлений и факторов, с которыми приходится сталкиваться исследователям, А. Е. Ферсман писал, что необходимо стремиться в анализе природных взаимоотношений к наименьшему количеству переменных самостоятельных величин, так как вся наука идет в сторону постепенного сокращения числа тех первичных единиц или первичных свойств вещества, которые должны служить руководящими параметрами в уравнениях. Развивая эту мысль в отношении физических параметров и свойств минералов, А. Е. Ферсман подчеркивает, что наиболее обобщающим и определяющим параметром будут величины энергетического характера. На первом этапе геохимиче-

ского анализа элементов А. Е. Ферсман указывает на то, что термическая и механическая прочность (твердость) количественно подчиняются одной и той же зависимости вида

$$U_c = \omega^2 / A^{2/3}, \quad (1.4)$$

где ω — валентность; A — атомный объем.

Эта зависимость в конечном счете определяет энергию решетки и прочность соединения. Далее А. Е. Ферсман рассматривает **ПОНЯТИЕ** механической прочности как чисто энергетическое, определяющее силы связи отдельных анионов, ионов или молекул внутри решетки. При равномерном распределении этих частиц внутри решетки силы связи в ее пределах примерно одинаковы. Если распределение связей неравномерное, то решетка будет обладать очевидной анизотропией механической прочности. По мнению А. Е. Ферсмана, геохимически механическая прочность имеет большое значение, определяя собой стойкость данного химического соединения при разных процессах механического воздействия: разламывании, вырывании и отрывании частей, внедрении и т. д. Здесь речь идет уже о прямом влиянии геохимических свойств и условий формирования минерала и породы на их технологические свойства.

Следующий энергетический уровень, более приближенный к реальным процессам механического и подобного ему взрывного разрушения, предполагает учет сил межмолекулярного сцепления внутри кристаллов. Максимальная интенсивность сил сцепления f характеризует теоретическую прочность твердого тела, если бы оно было идеальным монокристаллом:

$$f \approx \sqrt{ES_0/R} \approx 0,1E, \quad (1.5)$$

где S_0 — поверхностное натяжение; R — межатомное расстояние; E — модуль Юнга.

Для реальных горных пород интенсивность сил сцепления зависит от расстояния между поверхностями трещин. Это расстояние меняется от величины, соизмеримой с межатомными расстояниями вблизи конца трещины, до макроскопических величин у ее краев (табл. 2). Реальная прочность на несколько порядков ниже теоретической.

Интенсивность сил сцепления в реальных материалах характеризуется модулем сцепления

$$K = \int_b^L G(l) dl / \sqrt{l}, \quad (1.6)$$

где L — ширина поверхности, примыкающей к контуру трещины; l — полудлина трещины; G — сила сцепления.

Из анализа видно, что разрушение тела является следствием **необратимого** роста трещин под влиянием внешних факторов. При этом образуется новая поверхность, площадь которой определяется численными значениями параметров твердого тела и условиями его нагружения.

Таблица 2

Порядок трещино-ватости	Характеристика и генезис трещин	Протяженность трещин, м	Раскрытие трещин (ширина), м	Расстояние между трещинами, м	Преимущественное ориентирование трещин
Первый	<i>Внутрикристаллические</i> Вакансии, дислокации, полости	10^{-9} — 10^{-2}	10^{-9} — 10^{-5}	10^{-8} — 10^{-9}	Беспорядочное
	<i>Межкристаллические</i> Трещины между кристаллами, трещины в цементе	10^{-4} — 10^{-2}	10^{-6} — 10^{-3}	10^{-5} — 10^{-2}	Беспорядочное (за исключением сланцев)
Второй	<i>Эндогенные (разрыв)</i> Трещины остывания и усыхания Трещины накопления осадков	10^{-1} — 10^0 10^{-3} — 10^3	10^{-5} — 10^{-3} 10^{-6} — 10^{-4}	10^{-1} — 10^0 10^{-1} — 10^0	Перпендикулярно к напластованию Параллельно напластованию
	<i>Экзогенные (сдвиг, разрыв)</i> Тектонические трещины Кливаж	10^0 — 10^5 10^{-1} — 10^1	10^{-6} — 10^0 10^{-9} — 10^{-5}	10^{-4} — 10^{-1} 10^{-4} — 10^{-3}	Связанные системы параллельных трещин Параллельные трещины
Третий	<i>Гипергенные (разрыв)</i> Искусственные трещины Трещины отжима Трещины выветривания	10^{-2} — 10^{-1} 10^0 — 10^2 10^{-1} — 10^2	10^{-6} — 10^{-1} 10^{-3} — 10^{-1} 10^{-5} — 10^{-1}	10^{-1} — 10^0 10^{-1} — 10^0 10^{-2} — 10^0	Перпендикулярно к открытой поверхности Параллельно открытой поверхности По первичным трещинам

Если ограничиться рассмотрением твердого тела с заранее заданными параметрами ($\nu_0 = \text{const}$), остающимися неизменными в процессе опыта (температура тела не меняется), то наибольший интерес представляет анализ связи между энергией нагружения и величиной площади вновь образованной поверхности.

Важным обстоятельством, вытекающим из современных представлений о механизме разрушения твердых тел и результатов экспериментальных исследований, является то, что скорость роста трещин $V_{\text{тр}}$ в стационарном режиме не зависит от скорости нагружения тела и его прочностных свойств. Предельным значением равномерного и устойчивого роста трещин с постоянной скоростью является скорость волн Рэлея C_R , определяемая из выражения [3]

$$V_{\text{тр}} = C_R = 0,92 \sqrt{\frac{(1-2\nu)}{2(1-\nu)}} C_p, \quad (1.7)$$

где C_p — скорость звука в твердом теле; ν — коэффициент Пуассона.

Скорость распространения продольных волн в невозмущенной среде не зависит от параметров нагружения и является ее константой. Из формулы (1.7) вытекает, что $V_{\text{тр}}$ тоже является константой. Важным следствием анализа являются два обстоятельства: $\nu_0 = \text{const}$ и скорость трещинообразования $V_{\text{тр}} \rightarrow \lim C_R = \text{const}$. При этих ограничениях, вытекающих из концепции квазихрупкого разрушения и теории трещинообразования, представляет интерес анализ связи между величинами общей работы нагружения и площадью вновь образованной поверхности. Согласно закону сохранения энергии, работа, совершенная над телом за единицу времени A , и тепловая энергия, сообщенная телу при совершении работы Q , расходуются на увеличение его кинетической E_k и внутренней E_v энергии, а также площади поверхности трещин Π .

$$\dot{A} + \dot{Q} = \dot{E}_k + \dot{E}_v + \dot{\Pi}$$

(точки над буквами обозначают полную производную по времени t).

Кинетическая энергия твердого тела составляет энергию колебательных движений частиц, закрепленных в кристаллической решетке твердого тела, — ионов, электронов, атомов молекул. Сообщение им дополнительной тепловой энергии приводит к ослаблению межатомных связей, следствием которого является разрушение твердого тела при напряжениях, меньших теоретически вычисленных значений. Термофлуктуационный подход является основой кинетической теории прочности и разрушения твердых тел [4]. В нашу задачу не входит изучение процессов разрушения на этом уровне, поэтому достаточно ограничиться констатацией теоретически обоснованного и экспериментально подтвержденного факта, что тепловая энергия не только способствует снижению энергетического уровня связей между частицами твердого тела, но и является причиной их нарушения. Повышение уровня внутренней энергии тела

не сопровождается внешними эффектами и в основном фиксируется в виде остаточных напряжений. Таким образом, определенная доля работы и энергии затрачивается на увеличение площади поверхности трещин S_n . Величина площади вновь образованной поверхности во всех случаях будет пропорциональна количеству работы, затраченной на деформацию.

Ограничивающих факторов $\gamma_0 = \text{const}$ и $V_{\text{тр}} = \text{const}$ избыточная энергия не может привести к увеличению поверхности трещин за счет роста скорости их образования. В этом случае вместо одного фронта трещины появляется несколько и происходит их ветвление. Процесс трещинообразования становится лавинообразным. При избытке подведенной энергии более вероятным является массовое зарождение и развитие трещин на дефектах структуры, этим объясняется исключительно тонкое диспергирование породы в области непосредственного контакта с источником воздействия как при механическом ударе при бурении, дроблении, так и при взрыве.

Не менее значительным фактором, определяющим качественные показатели процесса разрушения твердых тел, является скорость нагружения V_n . Одной из первых работ в этом направлении применительно к горным породам можно считать исследование Н. Н. Павловой и Л. А. Шрейнера. Ими установлено, что при увеличении скорости нагружения от статички до 50 м/с работа разрушения мрамора увеличивалась в 9 раз, а кварцита в 3,6 раза.

В работе Г. И. Ягодкина, М. П. Мохначева и М. Ф. Кунтыша приведены экспериментальные данные по исследованию предельного сопротивления сжатию и растяжению пяти разновидностей пород в диапазоне изменения скорости нагружения от $0,33$ до $0,1 \cdot 10^{-6}$ МПа·с⁻¹ (т. е. на 6 порядков). Для всех исследованных пород по мере роста скорости нагружения происходит увеличение предела прочности пород на сжатие ($\sigma_{\text{сж}}$) и растяжение ($\sigma_{\text{р}}$). Причем отношения максимальных значений $\sigma_{\text{сж}}$ к минимальным составляют для известняков 2,65, песчаников 2 и габбро 1,7. Аналогичные отношения по $\sigma_{\text{р}}$ составляют для известняка 2,6, песчаника 2,5, габбро 2, диабаз 1,7 и оруденелого алевролита 1,5. Чем слабее порода, тем больше рост ее прочности с увеличением скорости нагружения. Обработка экспериментальных данных показала, что прочность пород находится в линейной зависимости от логарифма скорости нагружения.

Перечисленные работы представляют незначительную часть из большого объема экспериментальных исследований, выполненных в этой области. Они интересны как по своим результатам, так и по вытекающим из них практическим рекомендациям. Однако они справедливы только тогда, когда речь идет об изучении влияния скорости нагружения на изменение предела прочности породы, будь то прочность на сжатие, растяжение, сдвиг и т. д. Исследованиями установлено, что связь $V_n - \sigma$ неоднозначна. В ряду случаев при увеличении V_n отмечалось снижение предела прочности образцов. Из предшествующего анализа видно, что наиболее

объективным критерием оценки эффективности и результата разрушения породы в зависимости от характера ее нагружения можно считать величину площади вновь образованной поверхности. В такой постановке меняется и представление о влиянии скорости нагружения на результат разрушения. Анализ уравнений Гриффитса (1.1), (1.2) и поверхностной энергии (1.3) указывает на то, что в их показатели время разрушения не входит. Это свидетельствует о независимости конечного результата, т. е. площади образовавшейся поверхности от временных параметров процесса нагружения.

Выше подчеркивалось, что скорость роста трещин происходит в пределе со скоростью волны Рэлея, а упругие волны являются константой материала и не зависят от условий его нагружения. Следовательно, скорость роста трещин также является константой материала и не зависит от скорости его нагружения.

На основании этого анализа А. А. Воробьев [5] приходит к выводу, что для разрушения тела нужна не постоянная величина разрушающего фактора (напряжения), а постоянная величина энергии. Для разрушения тела, если определять его результат площадью вновь образованной поверхности, необходимо затратить постоянную величину энергии E , равную произведению времени нагружения (экспозиции) t_p на мощность N , выделенную в разрушаемом объеме, т. е.

$$E = N t_p.$$

С уменьшением t_p для достижения постоянной S_n должна возрастать мощность N , которая пропорциональна квадрату амплитуды разрушающего напряжения

$$E \approx \sigma^2 t_p = \text{const}.$$

Следовательно, величины амплитуды разрушающего напряжения и экспозиции связаны условием

Вопрос о влиянии скорости нагружения на конечный результат разрушения продолжает оставаться спорным. Его решение возможно только на основании экспериментов, в которых необходимы тщательные измерения площади вновь образованной поверхности для сопоставления ее со значениями общей энергии разрушения и скорости ее передачи объекту. В этом отношении интересными являются результаты исследований В. Х. Бергстрема, который проводил лабораторные измерения влияния скорости и энергии ударного нагружения шаров из разного однородного материала на гранулометрический состав продуктов их разрушения. Помимо собственных исследований В. Х. Бергстром при анализе результатов использовал данные Р. Чарльза, Р. Т. Хукки и др. В итоге автор пришел к ряду важных выводов.

1. Удельная объемная энергия разрушения обратно пропорциональна модулю размеров частиц k , который по физическому смыслу

лу близок к количеству активных краевых трещин в дробимом материале (M —масса образца)

2. Удельная объемная энергия прямо пропорциональна удельной вновь образованной поверхности дробленого продукта

$$E/M \approx S_n/M.$$

3. Абсолютная величина соотношений

сохранялась в широком диапазоне изменения скорости нагружения, и лишь при ее увеличении в 1000 раз отмечено незначительное отклонение, которое объяснено некоторым ростом прочности образцов.

Автор делает заключение о независимости удельной поверхностной работы разрушения от скорости нагружения. Приводя результаты исследований Р. Чарльза и Р. Т. Хукки, В. Х. Бергстром подчеркивает, что в их опытных данных соотношение $E/M \approx 1/k_c$ переходом от медленного раздавливания к высоким скоростям также не изменялось.

Вопрос о влиянии скорости нагружения на энергоемкость и качество разрушения имеет практическое значение, так как определяет соотношение главных режимных параметров процесса разрушения—его мощности и скорости, а следовательно, и тенденций в конструировании и эксплуатации горных машин и оборудования.

Дискуссионность этого вопроса объясняется противоречивыми результатами исследований, которые **ВЫТЕКАЮТ** не из несовершенства методик экспериментов или неправильности интерпретации их результатов, а являются следствием многообразия физико-механических свойств горных пород и их поведения при различных режимах нагружения.

В работе А. А. Воробьева этому вопросу уделено большое внимание. Ссылаясь на результаты разных исследований, он последовательно приводит доказательства того, что наиболее устойчивой является связь между общей энергией и площадью вновь образованной поверхности. Как следствие, отсюда вытекает обязательность концепции поверхностной энергоемкости в качестве константы материала.

В работах, выполненных под руководством Л. И. Барона, высказывается мысль о том, что оценка сопротивляемости горных пород по величине объемной энергоемкости не характеризует степень разрушения материала. Основным параметром, определяющим качество разрушения породы, должна быть величина суммарной площади вновь образованной поверхности.

Принципиальная особенность энергетического подхода к проблеме разрушения заключается в простоте определения начальных и конечных показателей процесса. В отличие от других теорий прочности измерение подведенной энергии и гранулометрического

состава продуктов разрушения не представляет особой трудности и с помощью современных средств может быть осуществлено с достаточной точностью. Наиболее сложным является вопрос **выделения** из общего баланса энергии той ее части, **которая** пошла на образование единицы площади новой поверхности. По мнению многих исследователей, она составляет 10^{-3} — 10^{-5} доли полной энергии. В настоящее время они склоняются к тому, что потери в материале при его разрушении хотя и являются преобладающими, **тем не менее** они пропорциональны площади вновь образованной поверхности. Поэтому при решении многих инженерных задач и в экспериментальных исследованиях вполне достаточным является измерение энергии и площади вновь образованной поверхности. Точность результата будет зависеть от точности этих измерений, в которых наиболее трудная задача—определение площади полной поверхности. Эта задача осложняется еще и тем, что по современным представлениям [5] пластические деформации, регистрируемые при разрушении некоторых горных пород, рассматриваются как разрушение с образованием новых поверхностей, но без потери связности между частицами породы. Эта поверхность измерению практически не поддается, но величина ее может быть очень большой.

1.2. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ОЦЕНКИ СОПРОТИВЛЯЕМОСТИ ПОРОД РАЗРУШЕНИЮ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Количественная оценка физико-механических свойств горных пород и руд как объектов разработки остается одной из важнейших задач горной науки. На стадии проектирования эти сведения позволяют правильно определить параметры системы разработки, горного оборудования, его производительность и ожидаемые **тех-**нико-экономические показатели. При эксплуатации они обеспечивают возможность более обоснованного выбора режимных параметров технологических процессов, планирование производительности горных машин и расхода материально-технических, энергетических и других видов ресурсов.

Вопросам изучения физико-механических и горнотехнических свойств пород и массивов посвящено много работ. В области развития общеметодических вопросов исследования физико-механических свойств горных пород и количественного определения их сопротивляемости различным процессам горного производства при подземном способе разработки месторождений большой вклад внес д-р техн. наук, проф. Л. И. Барон. Результаты его исследований освещены в статьях и серии монографий и послужили основанием для обобщения в виде специальной дисциплины **горно-**технологического породоведения.

Применительно к открытому способу разработки месторождений оценка свойств горных пород и их сопротивляемость разрушению в технологических процессах глубоко и всесторонне освещена

шены в работах акад. АН СССР В. В. Ржевского и Г. Я. Новика [6]. Анализ результатов исследований в области физики горных пород и сопряженных технологических процессов позволяет выделить следующие общие этапы в развитии их прикладного использования.

1-й этап. Исследование, обоснование и широкое практическое применение коэффициента крепости горных пород f по шкале проф. М. М. Протоdjяконова в инженерных расчетах при проектировании и эксплуатации месторождений.

2-й этап. Разработка и применение местных классификаций и шкал буримости и взрываемости пород на основе использования общей классификации, предложенной проф. М. М. Протоdjяковым, и технологических показателей конкретных производственных процессов (времени бурения 1 м шпура или скважины, удельного расхода ВВ и др.).

3-й этап. Объединение шкал и классификаций в отраслевые и межотраслевые классификации, рассчитанные на единое применение во всех отраслях горнодобывающей промышленности СССР. По этому принципу были созданы следующие классификации.

Единая классификация буримости пород для шарошечного бурения взрывных скважин, разработанная Центральным бюро промышленных нормативов по труду (ЦБПНТ) и включающая двадцать категорий пород по крепости. В качестве классификационных признаков взяты предельное сопротивление сжатию $\sigma_{сж}$ и время **ОСНОВНОГО** бурения 1 м скважины T_0 .

Единая межотраслевая классификация пород по трещиноватости и взрываемости разработана МГИ совместно с ВНИИцветметом и Минцветметом и включает десять категорий пород по взрываемости. Признаками, определяющими трудность взрывания пород, приняты трещиноватость и предел прочности пород на сжатие, в зависимости от значений которых выбирается удельный расход ВВ.

Классификация экскавируемости пород для экскаваторов типа механической лопаты, разработанная (ЦБПНТ) на основании классификации Н. Г. Домбровского, включает пять категорий пород. Главными классификационными признаками являются плотность породы в целике и величина удельного сопротивления копанью.

Классификации имеют широкое практическое применение, но развитие техники и технологии открытых горных работ требует постоянного их совершенствования и периодического обновления. В связи с этим в последнее время сделаны попытки создания более универсальных классификаций, основанных на привлечении новейших достижений в области геомеханики и механики разрушения горных пород. Можно считать, что создание таких универсальных классификаций является четвертым этапом развития представлений о сопротивляемости горных пород разрушению и добычанию. В этом направлении особого внимания заслуживает принцип оценки сопротивляемости горных пород по величине работы разру-

шения, изложенный В. В. Ржевским и Г. Я. Новиком [6]. Этот показатель в наибольшей мере соответствует перспективному энергетическому подходу и исходит из того, что полная энергия разрушения $A_{п}$ включает энергию непосредственного разрушения A_0 и непроизводительные затраты энергии, связанные с конструктивными особенностями разрушающего механизма A_k и свойствами породы $A_{ф}$.

$$A_{п} = A_0 + A_k + A_{ф}.$$

Независимо от методов разрушения при одной и той же степени дробления энергия разрушения для одной и той же породы остается **постоянной**.

Удельная работа разрушения для идеально упругой породы

$$A_0 = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E}.$$

Вместе с тем при склонности породы к пластическому деформированию происходят дополнительные затраты энергии

$$A_0 + A_{ф} = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E} \left(2 \frac{E}{E_{деф}} - 1 \right),$$

$E_{деф}$ — модуль деформации.

В работе [6] развиты новые принципы относительной оценки трудности разрушения горных пород.

1. Разрушение породы происходит в результате внешних сжимающих, растягивающих и скальвающих сил соответствующих пределам прочности $\sigma_{сж}$, σ_p , $\tau_{сд}$, под воздействием которых образуются поверхности разрушения ΔS .

2. Действие сил разрушения может быть оценено средним показателем предела прочности при разрушении $\sigma_{раз}$, представляющим собой частное от деления воздействующих сил на площадь поверхности разрушения ΔS ,

$$\sigma_{раз} = \Sigma F_i / \Delta S.$$

3. В различных процессах горного производства доля участия сжимающих, растягивающих и скальвающих усилий при разрушении породы различна и может быть охарактеризована соответствующими коэффициентами k_1 — k_3 для каждого вида напряжений

$$\sigma_{раз} = k_1 \sigma_{сж} + k_2 \sigma_p + k_3 \tau_{сд}.$$

Для общей относительной оценки трудности разрушения пород можно принять условие одинакового участия в разрушении сил сжатия, сдвига и **растяжения**, тогда

$$\sigma_{раз} = 1/3 (\sigma_{сж} + \sigma_p + \tau_{сд}).$$

4. Трещиноватость третьего порядка (табл. 2) подлежит обязательному учету либо путем установления истинной поверхности разрушения (ΔS без учета поверхности трещин в массиве), либо

через акустический показатель трещиноватости массива A_i . В результате прочность массива

$$\sigma_{\text{раз. м}} = \frac{\Delta S}{\Delta S + S_0} \sigma_{\text{раз}},$$

либо

$$\sigma_{\text{раз. м}} = A_i \sigma_{\text{раз}},$$

где S_0 — общая площадь поверхностей в массиве до разрушения.

5. При бурении, взрывании, выемке, дроблении, сдвигении пород и других процессах необходимо учитывать плотность пород γ

$$\sigma_{\text{раз. м}} = A_i \sigma_{\text{раз}} + k_b l \gamma.$$

В этой формуле второе слагаемое характеризует усилия, требуемые на преодоление сил тяжести, степень влияния которых учитывается коэффициентами k_b , γ ; l — расстояние перемещения породы, м.

Степень влияния плотности на разрушаемость породы подлежит изучению для каждого процесса, но для относительной характеристики пород рекомендуется принимать $k_b l \approx 5 \cdot 10^{-5}$, м.

Тогда относительная трудность разрушения различных пород в массиве может быть рассчитана по формуле

$$P_{\text{тр}} = 5 \cdot 10^{-8} (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{р}} + \tau_{\text{сд}}) A_i + 5 \cdot 10^{-5} \gamma.$$

На основании соответствующих характеристик все породы разделены на пять классов и 25 категорий. Применительно к конкретным видам разрушения в технологических процессах горного производства предложены следующие выражения:

показатель трудности бурения

$$P_{\text{б}} = 7 \cdot 10^{-8} (\sigma_{\text{сж}} + \tau_{\text{сд}} + 10^3 \gamma), \quad (1.8)$$

показатель трудности взрывания, выраженный через удельный расход эталонного ВВ (аммонит № 6ЖВ)

$$q_{\text{в}} = 2 (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{р}} + \tau_{\text{сд}}) 10^{-7} + 2 \gamma 10^{-4}, \quad (1.9)$$

показатель трудности экскавации разрушенных пород

$$P_{\text{э}} = 2,2 \cdot 10^{-6} (\gamma d_{\text{ср}} + 10^{-2} \tau_{\text{сд}}) (1 + 10/K_{\text{р}}^2),$$

где $d_{\text{ср}}$ — средний размер куска взорванной горной массы, м; $K_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления горной массы.

Обобщенный показатель сопротивляемости горных пород разрушению и выемке в различных процессах горного производства является хорошей научно-методической базой для обоснования специализированных технологических показателей — буримости, взрываемости, экскавируемости, дробимости и измельчаемости пород с использованием единого энергетического подхода. Однако при этом следует учитывать и реальные трудности, связанные с необходимостью знания базовых свойств добываемой горной породы $\sigma_{\text{сж}}$, $\sigma_{\text{р}}$, $\tau_{\text{сд}}$; свойств массива — A_i и взорванной горной массы $d_{\text{ср}}$, $K_{\text{р}}$.

Определение этих физико-технических характеристик представляет существенные трудности и требует предварительной подготовки горных пород к испытаниям, специального оборудования, методов измерения и анализа результатов опытных данных. При этом изучение перечисленных параметров должно проводиться в лабораторных условиях на образцах, в массиве и в разрушенной горной массе. Именно поэтому большой научный и практический интерес представляют поиск и обоснование более технологичных критериев оценки сопротивляемости горных пород непосредственно в массиве и массивов горных пород, а также разработка методов и средств получения оперативной информации о показателях их буримости, взрываемости, экскавируемости, дробимости и измельчаемости.

1.3. ЗАКОНЫ ДРОБЛЕНИЯ. ОСОБЕННОСТИ ГРАНУЛОМЕТРИИ И АНАЛИЗА ЕЕ РЕЗУЛЬТАТОВ

Теории хрупкого и квазихрупкого разрушения и энергетическая теория прочности получили широкое практическое применение при анализе разрушения горных пород под действием механических и взрывных нагрузок в виде законов дробления.

Согласно закону Риттингера (1867 г.) расход энергии на дробление породы пропорционален вновь образованной поверхности

$$E = k (S_1 - S_0), \quad (1.11)$$

где k — коэффициент пропорциональности, или показатель удельной поверхностной энергоемкости разрушения; $S_1 - S_0$ — площадь вновь образованной поверхности.

При дроблении определенного количества породы Q_0 — от первоначального размера куска породы D до конечного d — необходимая работа может быть определена по формуле

$$E = k \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) Q_0, \quad \checkmark \quad (1.12)$$

которая, по существу, является математическим выражением закона Риттингера. В этой формуле D и d — соответственно средние диаметры кусков породы до и после дробления. Их можно определить по формуле

$$d_{\text{ср}} = \frac{\sum p_i d_i}{\sum p_i}, \quad \checkmark \quad (1.13)$$

где p_i — весовой выход определенного класса крупности при гранулометрическом анализе, %; d_i — средний размер кусков данного класса крупности.

При обосновании этого закона Риттингер исходил из положения независимости удельной поверхностной энергоемкости дробления от величины энергии удара и формы ударяющей поверхности. Несколько позднее вначале Кирпичев (1874 г.), а затем Кик (1885 г.) предложили гипотезу, согласно которой энергия, необхо-

димая для одинакового изменения формы геометрически подобных и однородных тел, изменяется пропорционально объемам или массам этих тел. Математическое выражение закона Кирпичева — Кика может быть представлено уравнением

$$E = k \lg \frac{D}{d} Q_0. \quad (1.14)$$

Как следует из уравнения, расход энергии на дробление конcretionной породы зависит только от степени измельчения, определяемой соотношением D/d , и не зависит от крупности дробимого материала.

Проф. С. Е. Андреев в результате аналитического сопоставления законов Риттингера и Кирпичева — Кика пришел к выводу, что их математическое выражение является аналогичным и лишь средний диаметр куска в последнем случае необходимо вычислять не по (1.13), а на основании формулы

$$\lg d_{\text{ср}} = \sum p_i \lg d_i / \sum p_i. \quad (1.15)$$

Тогда уравнение закона Кирпичева — Кика примет вид

$$E = k (\lg 1/d - \lg 1/D) Q_0, \quad (1.16)$$

близко совпадающий с видом уравнения Риттингера.

Законы Риттингера и Кирпичева — Кика объединяются обобщенным законом П. А. Ребиндера, согласно которому полная работа дробления равна сумме работы деформации в объеме разрушаемого куска и работы образования новых поверхностей

$$E = k_1 \Delta V + k_2 \Delta S, \quad (1.17)$$

где k_1 и k_2 — коэффициенты пропорциональности; ΔV — объем разрушаемого куска; ΔS — площадь вновь образованной поверхности.

В этом уравнении полная работа дробления связывается с пластическими и упругими объемными деформациями и образованием новых поверхностей.

Большой объем исследований по дроблению горных пород, минералов и руд был выполнен Ф. С. Бондом. Им было высказано предположение, что полная работа разрушения обратно пропорциональна квадратному корню из диаметра кусков

$$E = k (10/\sqrt{d} - 10/\sqrt{D}) Q_0. \quad (1.18)$$

Закон Бонда получил широкое практическое применение благодаря тому, что он ввел в расчетную формулу так называемый «индекс работы», представляющий собой, по существу, показатель удельной энергоемкости дробления,

$$E/Q_0 = 10 W_i (1/\sqrt{d} - 1/\sqrt{F_{80}}), \quad (1.19)$$

где E — энергия дробления, МДж; Q_0 — масса дробимого продукта, т; W_i — индекс работы, МДж/т; F_{80} , F_{80} — размер соответственно выходного и входного отверстий, через которые проходит 80 % материала, мкм.

Эта формула применяется для расчета мощности приводных двигателей дробилок.

В результате лабораторных исследований более чем двух тысяч образцов Ф. С. Бондом был определен «индекс работы» для 51 разновидности руд и пород. Среднее значение W_i в испытаниях было 44 МДж/т (13,8 кВт·ч/т). Если полагать среднее значение плотности испытываемых образцов 2,6 т/м³, то W_i в опытах Бонда окажется равным 120 МДж/м³ (33 кВт·ч/м³). Эти цифры отражают энергетические характеристики довольно представительной выборки руд и пород и могут использоваться для общих оценок их средней энергоемкости разрушения.

В 1957 г. Р. Чарльз предложил выражать затраты энергии в зависимости от уменьшения линейного размера разрушаемого материала на основании общей закономерности вида:

$$dE = -e \frac{dx}{x^n}, \quad (1.20)$$

где dE — работа, необходимая для изменения размера исходного куска X на величину dx ; e — удельная энергоемкость разрушения; n — показатель степени ($n = \text{const}$).

Если проинтегрировать уравнение Чарльза в пределах от D до d , то в зависимости от величины показателя степени n можно получить при $n=2$

$$E = \int_b^a (-e) \frac{dx}{x^2} = e(1/d - 1/D),$$

что соответствует математическому выражению закона Риттингера; при $n=1$ (закон Кирпичева — Кика)

$$E = \int_b^a (-e) \frac{dx}{x} = e \lg D/d,$$

при $n=1,5$ (закон Бонда)

$$E = \int_b^a (-e) \frac{dx}{x^{1,5}} = 2e(1/\sqrt{d} - 1/\sqrt{D}).$$

Таким образом, анализ законов дробления свидетельствует о том, что при физическом единстве описываемых ими процессов разрушения наблюдается различие в количественных зависимостях, объясняемое масштабным эффектом. Так, при крупном дроблении, для которого наиболее удобной формой выражения связей является закон Кирпичева — Кика, размеры дефектов и микротрещин очень малы в сравнении с размерами кусков материала. В этом случае разрушение происходит по поверхностям наибольших напряжений с раскрытием дефектов наивысшего размера. В области более тонкого измельчения, когда размеры дефектов соизмеримы с размерами частиц, их количество в разрушаемом объеме относительно мало. Поэтому раскрытие новых поверхностей может идти с включением дефектов более низкого порядка, требующих более высоких разрушающих напряжений. Таким образом,

разница в показателях степени дробления и количественных соотношениях процессов разрушения определяется структурной неоднородностью пород и масштабом самого процесса.

В отличие от существующих теорий и гипотез разрушения, в которых участвуют характеристики среды, не поддающиеся или трудно поддающиеся непосредственному измерению, все **законы** дробления по существу представляют собой уравнения с одной неизвестной величиной — коэффициентом пропорциональности k , имеющим физический смысл и размерность удельной энергоемкости разрушения e (поверхностной или **объемной**). В связи с тем, что работа разрушения и конечный результат, определяемый **величиной** вновь образованной поверхности (закон Риттингера) или степенью дробления (законы **Кирпичева—Кика** и **Бонда**), могут быть измерены с точностью, достаточной для инженерных расчетов, может быть определено с соответствующей точностью и значения k или e . Например,

$$k_{K-K} = e_0 = \frac{E}{D/d}; \quad k_{РИТ} = e_S = E/S.$$

Такой двусторонний анализ возможен в процессах разрушения при бурении, взрывании, дроблении и измельчении полезных ископаемых.

При использовании законов дробления в качестве **экспериментальной** и расчетной основы энергетического подхода к оценке сопротивляемости пород разрушению в том или ином технологическом процессе необходимо учитывать ряд особенностей при определении показателей, входящих в их математические выражения. Для этого следует несколько подробнее остановиться на вычислении среднего диаметра кусков и частиц $D_{ср}$ и $d_{ср}$ и зависимой от них площади вновь образованной поверхности S_n .

Вычисление среднего диаметра куской при взрыве и механическом дроблении проводят по формуле (1.13). Соответственно величину площади вновь образованной поверхности определяют по формуле

$$S_n = 6V/d_{ср} = S_0, \quad (1.21)$$

где V — объем разрушенной породы, M^3 ; S_0 — площадь поверхности до разрушения, M^2 .

Однако при проведении исследований процессов разрушения с высокими степенями измельчения расчеты $d_{ср}$ и S_n по формулам (1.13) и (1.21) приводят к значительным погрешностям, вытекающим из ошибок в задании границ классов крупности, точности определения выхода каждого класса, соотношения крупных и мелких классов и др.

Широкие исследования по гранулометрии продуктов разрушения в разных технологических процессах, выполненные в последнее время и освещенные в работах С. Е. Андреева, Н. Я. Репина, Н. Н. Фаддеевкова и других отечественных и зарубежных исследователей, указывают на возможность использования при вычисле-

ний $d_{ср}$ и S_n более строгих математических методов. Результаты этих исследований и практическое их приложение к расчетам продуктов разрушения освещены в литературе, поэтому достаточно ограничиться кратким анализом их наиболее общих положений.

Из многочисленных уравнений, предложенных для выражения суммарной характеристики крупности, наибольшее признание получило уравнение Розина — Раммлера

$$R = 100e^{-bd^m}, \quad (1.22)$$

где R — полный остаток на сите или суммарный выход класса крупности d , %; d — размер отверстия сита (мм) или соответствующий класс крупности, м; b , m — параметры, зависящие от свойств материала и размерности d . Показатель степени m характеризует рассеяние частиц по крупности; чем больше m , тем выше однородность материала. Если $d = 1$ мм или 1 м, то из уравнения (1.22) можно определить параметр

$$b = 2 - \lg R_1 / \lg e, \quad (1.23)$$

где R_1 — полный остаток на сите с диаметром 1 мм или выход класса свыше 1 м.

Характеристики крупности, построенные на двойной логарифмической сетке, где на оси абсцисс откладываются значения $\lg d$, а на оси ординат $\lg \lg 100/R$, позволяют определить параметр m по значению угла наклона прямой.

Уравнение **Розина—Раммлера** и методика определения его параметров в двойной логарифмической шкале позволяют **по** замеренному выходу нескольких наиболее представительных классов определить выход фракций любого заданного размера. В этом случае возможно более точное вычисление $d_{ср}$ с использованием формулы (1.13), но при большем числе выделенных классов, что особенно важно для мелких фракций, дающих наибольшую поверхность. **Величину** площади вновь образованной поверхности S_n при этом следует определять не через значение $d_{ср}$, а в виде суммы S_i по каждому классу крупности

$$S_n = 6 \sum_{i=1}^n \frac{V_i}{d_i} = S_0, \quad (1.24)$$

где V_i — выход данного класса крупности в общем объеме дробленного продукта.

При таком подсчете S_n ее величина может превышать значение, рассчитанное по формуле (1.21), в **5—10** и более раз в зависимости от выделенных мелких классов, при этом фактор вновь образованной поверхности станет преобладающим. Именно поэтому расчеты, выполняемые по формулам (1.11)—(1.20), в которых характеристикой материала являются значения D и d , приводят к искажению величины коэффициента пропорциональности k тем больше, чем выше степень измельчения $i = D/d$.

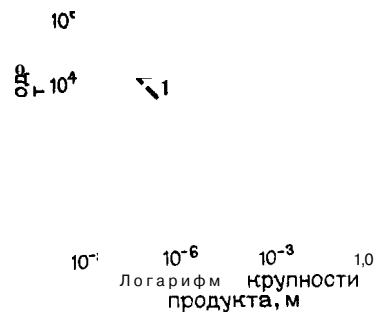


Рис. 2. Диаграмма Р. Т. Хукки, иллюстрирующая область действия законов Риттингера (1), Бонда (2) и Кирпичева—Кика (3)

При использовании законов дробления в качестве методической и расчетной основы энергетического подхода к оценке сопротивляемости пород разрушению мы опирались на основное положение концепции квазихрупкого разрушения, согласно которому поверхностная энергия есть физическая константа материала. Такое допущение не противоречит современным представлениям о механизме разрушения твердых тел и согласуется с экспериментальными данными, полученными в лабораторных условиях, и, как показано ниже, дает вполне удовлетворительные результаты при анализе экспериментальных исследований в производственных условиях. Однако более углубленное проникновение в механизм разрушения горных пород в реальных процессах, например при взрыве, показывает, что такой подход в значительной мере условен. Положение о постоянстве поверхностной энергоемкости разрушения справедливо лишь в приложении к абсолютно однородным бездефектным твердым телам. В реальных телах, особенно в горных породах, затраты на образование единицы площади новой поверхности зависят от уровня разрушения. Можно предположить, что разрушение в ближайшей зоне взрыва происходит за счет преодоления энергии связей между молекулами, далее — между кристаллами, наконец, по микро- и макродефектам вплоть до преодоления сил сцепления. Этот процесс рассмотрен в разд. 1.1. Следовательно, затраты энергии на образование единицы площади поверхности на всех уровнях различны.

Хорошей иллюстрацией, подтверждающей этот вывод, является диаграмма Р. Т. Хукки, приведенная на рис. 2. Она характеризует удельную энергоемкость в зависимости от размера продуктов разрушения и показывает области применимости для инженерных расчетов процессов дробления и измельчения законов Риттингера, Бонда и Кирпичева—Кика. Согласно диаграмме Хукки в расчетах, связанных с взрывным разрушением, целесообразно использовать закон Кирпичева—Кика. Однако с этим положением нельзя согласиться по следующим соображениям. Разрушение массива под действием такого концентрированного и мощного источника энергии, как взрыв заряда, происходит с образованием осколков, размер которых находится в диапазоне от нескольких микрометров до нескольких метров. Во всех традиционных расчетах мериллом качества дробления служит средний диаметр куска, размер которого для массовых взрывов на карьерах составляет около 300 мм при коэффициенте вариации 30%. По этой характеристике взрывное разрушение относят к дроблению с низкой степенью из-

мельчения (показатель степени измельчения i не выше 2—3), что и является основанием для использования закона Кирпичева—Кика. Между тем известно, что наибольшая площадь вновь образованной поверхности содержится в наиболее мелких классах, которые при любых способах измерения кусковатости входят в класс 0—200 мм или в 0—100 мм. При этом основная площадь из опыта и расчетов, как правило, исключается.

При более полном анализе гранулометрического состава с использованием уравнения Розина—Раммлера (1.22) и вычислении площади вновь образованной поверхности по (1.24) проявляются соотношения между величинами энергии и качеством дробления, описываемые законом Риттингера. Этот вывод подтверждается опытом проведения как лабораторных, так и промышленных взрывов, результаты которых изложены ниже.

1А. МЕТОДИКА КОМПЛЕКСНЫХ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ

При проведении исследований с целью оценки сопротивляемости руд и пород разрушению и добычанию в реальных производственных процессах большое значение имеет методика постановки и выполнения экспериментов. При изучении затрат энергии в процессах бурения, взрывания и экскавации объектом воздействия является не одна порода, а полиморфный массив, в разных точках которого свойства существенно отличаются. В этих условиях удовлетворительный результат может быть получен только после массовых измерений при большом числе экспериментальных данных и их последующей статистической обработке. Именно поэтому метод исследования с полным основанием можно считать экспериментально-статистическим и натурным. По постановке и организации он в то же время является комплексным, так как в большинстве случаев в пределах одного технологического блока одновременно регистрировали несколько параметров процессов бурения, взрывания и экскавации.

Исследования по комплексной программе были начаты в 1964 г. на Кальмакырском карьере, на котором они периодически повторялись в 1970, 1975 и 1978 гг. Затем они продолжались на карьерах Коунрадском, Саяк-1 и Тастау Балхашского комбината, трубках Мир, Интернациональная и Удачная объединения «Якуталмаз» Минцветмета СССР, а также на карьерах Жанатас и Кок—Джон объединения «Каратау» Минудобрений СССР. Некоторые результаты этих исследований освещены в работах [7, 8].

Бурение. Оценку сопротивляемости пород механическому разрушению при бурении проводили исключительно на станках шарошечного типа разных марок. Основной объем исследований выполнен на станках СБШ-250 в связи с наибольшим их распространением на карьерах. Что касается бурового инструмента, то с преобладанием на карьерах пород средней и высокой крепости

большая часть измерений выполнена при бурении скважин ДОЛО-тами, армированными твердым сплавом.

На первом, наиболее детальном этапе исследований, когда всесторонне изучали процесс бурения и его внутренние СВЯЗИ, ДЛЯ регистрации главных параметров (потребляемого тока, мощности и механической скорости проходки, а также общих затрат времени на основные и вспомогательные операции) использовали самопишущие ваттметры Н-348. По мере расширения объектов исследований и после получения основных связей между главными параметрами процесса бурения и разрушения породы в экспериментах широко использовали специально сконструированные и изготовленные приборы типа Прогноз, предназначенные для измерения расхода энергии [8]. Общий вид прибора Прогноз-2, его принципиальная электрическая схема и схема подключения в цепь станка показаны на рис. 3.

Взрывание. Известны многочисленные попытки использования для оценки взрываемости массива горных пород различных ПОказателей их прочностных свойств, определяемых в лабораторных условиях на образцах. Однако широкая экспериментальная проверка показала, что в связи с существенным различием в масштабах испытываемого образца и разрушаемого объема в большинстве случаев такой подход оказывается неправомерным и не может применяться в инженерных расчетах. Учитывая этот опыт, в исследованиях мы опирались на такие методы, которые по масштабам оценки или испытания свойств были бы соизмеримыми с масштабом разрушения. Именно поэтому в качестве главных показателей сопротивляемости массива разрушению приняты величина удельной энергоемкости бурения и скорость распространения в массиве упругих волн. На первом этапе исследований в качестве контрольного применяли метод прозвучивания. Измерения скорости распространения продольных волн проводили между взрывными скважинами с установкой сейсмоприемников и инициирующего заряда на уровне 8—10 м от поверхности уступа. Этим исключалось влияние разрушенной верхней части горизонта, неизбежное при сейсмическом зондировании с установкой датчиков на его поверхности. Результаты этих наблюдений путем корреляционного анализа сравнивали со значениями энергоемкости бурения (кВт·ч/м), полученными по тем же скважинам. На основании измерений, выполненных на Кальмакырском и Коунрадском карьерах, получено уравнение связи вида:

$$e = 0,43C_p + 0,17, \quad (1.25)$$

где C_p — скорость продольных волн в массиве, км/с.

Коэффициенты корреляции, полученные по измерениям на Кальмакырском карьере —0,89 и Коунрадском —0,95, свидетельствуют о достаточно тесной связи этих параметров.

Для изучения изменения упругих свойств массива по высоте рабочего горизонта и ниже зондирование осуществляют на различ-

5

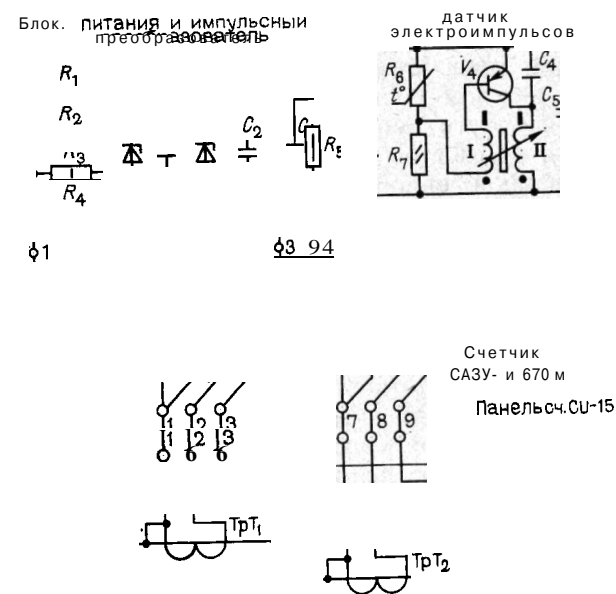


Рис. 3. Прибор Прогноз-2:
а — общий вид; б — электрическая схема

ных глубинах, последовательно перемещая сейсмоприемники и заряды снизу вверх [11].

Главным критерием оценки взрываемости пород, который сравнивают с величиной удельной энергоемкости бурения на всем протяжении исследований, остается удельный расход ВВ (кг/м³) или энергия заряда (МДж/м³). Вначале набор данных осуществляют

по принципу пассивной регистрации обоих показателей по одному и тому же взорванному блоку. При этом заключение об энергоёмкости взрывного разрушения пород составляют путем оценки гранулометрического состава взорванной горной массы. В качестве контрольного уровня считают средний диаметр куска $d_{cp}=300-350$ мм. Если величина больше этого предела, то заданный расход энергии считают недостаточным, и наоборот.

Гранулометрический состав разрушенной породы определяют известными методами: фотопланиметрическим и линейным по поверхности забоя или развала, а также в транспортных сосудах (думпкарах, гондолах). После установления статистических соотношений для оценки качества подготовки горной массы стали использовать метод регистрации энергетических и временных параметров процесса экскавации, о котором более подробно будет сказано ниже.

Экскавация. Бурение и взрывание являются основными процессами открытых **горных** работ, конечная цель **которых** — подготовка горной массы для экскавации. Поэтому качество этой подготовки определяет не только энергетические, временные и технико-экономические показатели процесса экскавации, но одновременно служит мерилем уровня организации буровых и взрывных работ. Исходя из этого процесс разработки забоя экскаватором рассматривается в качестве объективного источника информации о свойствах взорванной горной массы.

Опыт проведения исследований показал, что этот принцип является более правильным в сравнении с традиционными методами оценки качества дробления по гранулометрическому составу или выходу негабарита. Определение расхода энергии на черпание или погрузку 1 M^3 породы позволяет одновременно учесть **не только** качество дробления породы, но также такие показатели, как коэффициент разрыхления, плотность породы, высота навала. Методика экспериментального изучения влияния физико-технических свойств взорванной горной массы и параметров навала на процесс экскавации включает проведение замеров на отделение и погрузку единицы объема с помощью самопишущих приборов типа **Н-354** и

Н-390. Приборы включают через понижающие трансформаторы тока и напряжения в первичную сеть экскаваторов. При постоянной скорости движения ленты самописца обеспечивается возможность определения не только расхода энергии, но и затрат **времени** по отдельным элементам цикла на разработку забоя. На рис. 4 представлены фрагменты диаграммных записей процесса погрузки самосвалов (ёмкостью 40 т) экскаватором ЭКГ-4,6 в забоях с различным качеством подготовки горной массы.

Постановка исследований по такой программе сопряжена со значительными организационными и техническими трудностями: необходимо подключение измерительных устройств к работающему оборудованию, постоянный контроль за их работой, вмешательство в технологический процесс с целью его вывода на **особые** режимы и т. д. Вместе с тем исследования по такой **методике** обеспечивают максимум сопоставимой информации об объекте на всех стадиях последовательных технологических процессов.

/

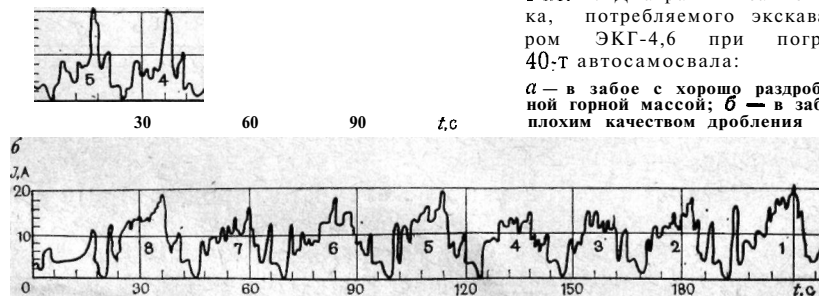


Рис. 4. Диаграммы записи тока, потребляемого экскаватором ЭКГ-4,6 при погрузке 40-т автосамосвала:

a — в забое с хорошо раздробленной горной массой; *б* — в забое с плохим качеством дробления

ЭНЕРГОЕМКОСТЬ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ

2.1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И РАЗВИТИЕ БУРОВОЙ ТЕХНИКИ НА КАРЬЕРАХ

В настоящее время 95—97% общего объема буровых работ на карьерах цветной металлургии и 90—92% в черной металлургии выполняют шарошечными станками. Ввиду их универсальности, обеспечивающей эффективное бурение скважин в самых разнообразных горно-геологических условиях, они применяются на угольных разрезах, на карьерах горно-химического сырья, при добыче строительных материалов. Резервы увеличения скорости шарошечного бурения к настоящему времени практически исчерпаны. Поэтому в последние годы взят курс на использование комбинированных способов бурения скважин. Разработаны станки с термошарошечным принципом разрушения пород СБТМ-20, а также с использованием высокочастотного динамического воздействия на породу с помощью магнитоотрикссионных систем.

Более надежны и высокопроизводительны станки термического бурения типа СБО-20, в крепких железистых кварцитах кривоножских карьеров они обеспечивают скорость бурения скважин диаметром 200—220 мм до 8—10 м/ч. Однако ввиду большого расхода горючего и кислорода и в связи с техническими трудностями обеспечения станков этими компонентами их использование в настоящее время идет на убыль.

Анализируя состояние и перспективы развития бурового парка для открытых горных работ, можно отметить, что коренных преобразований в ближайшие годы не предвидется. Будет происходить модернизация существующих конструкций в основном по следующим направлениям: увеличение скорости спуско-подъемных операций, автоматизация процесса свинчивания штанг и освоение станков с удлиненным (до 20 м) буровым ставом (СБШ-250-20); расширение области применения термошарошечного способа бурения и повышение надежности этих станков; увеличение количества воздуха для очистки забоя скважины путем установки компрессоров более высокой подачи.

За рубежом основное развитие получили шарошечные станки тяжелого типа с осевым усилием до 400—500 кН и диаметром скважин до 311—381 мм. Соответственно максимальная частота вращения снижается до 90—100 мин.⁻¹. Снижение частоты вращения при увеличенном осевом усилии считается главным средством повышения стойкости шарошечных долот. Характерной особенностью станков, выпускаемых американскими фирмами, является оснащение их средствами автоматизации процесса бурения и контроля за основными режимными параметрами. Приборы позволяют реги-

стрировать скорость бурения, крепость пород, расход сжатого воздуха и т. д. Внедрение средств автоматики считают особенно эффективным на тяжелых высокопроизводительных и дорогих станках.

Несмотря на значительные усилия в области совершенствования конструкции буровых станков, среднегодовой темп прироста их производительности в последние годы находится на уровне 4%. Этот факт свидетельствует о достижении определенного предела технических возможностей шарошечного способа бурения. Многочисленные попытки интенсификации разрушения горных пород при бурении до сих пор не дали решающего эффекта. Для того чтобы вскрыть причины этих неудач, необходимо рассмотреть процесс бурения с позиций комплексного анализа взаимосвязей между техническими параметрами системы станок—буровой инструмент, с одной стороны, и горной породой—с другой.

2.2. ОСНОВНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ПРОЦЕССА БУРЕНИЯ

Теоретические основы процессов разрушения горных пород при различных способах бурения в настоящее время изучены достаточно полно и получили освещение в специальной литературе.

С начала 60-х годов после внедрения на карьерах станков шарошечного бурения при бурении взрывных скважин исследование этого прогрессивного способа в специфических условиях горных работ получило новое развитие и направление. В результате возникла необходимость изучения взаимосвязи входных параметров процесса бурения со свойствами объекта разрушения. Результаты этих исследований в наиболее общем виде изложены в работах Б. Н. Кутузова [9] и В. Д. Буткина [10]. В них сделан подробный анализ процесса взаимодействия бурового инструмента с породой и предложен ряд теоретических и эмпирических зависимостей для расчета его основных характеристик.

Основным параметром процесса является механическая скорость, определению ее ожидаемой величины уделено основное внимание. В общем случае скорость бурения определяется зависимостью

$$V = f(P, n, Q, P_k, D, k),$$

где P —осевое усилие; n —частота вращения долота; Q —количество сжатого воздуха, подаваемого на забой; P_k —контактная прочность породы; D —диаметр долота; k —конструктивные параметры вооружения долота.

В работе [10] приведено выражение для определения скорости шарошечного бурения в функции его режимных параметров

$$V = \frac{b_1 + b_3 n}{b_2 + b_4 n} P, \quad (2.1)$$

где b_1 и b_3 —параметры, зависящие от контактной прочности породы и типоразмера долота; b_2 и b_4 —коэффициенты, зависящие от типоразмера долота.

Определение параметров и коэффициентов $b_1—b_4$ представляет ДОВОЛЬНО сложную задачу. Они находятся в функциональной зависимости от силовых параметров процесса бурения, геометрических характеристик долота и свойств буримой породы. Выявление количественных соотношений между всеми величинами, **ВХОДЯЩИМИ** в расчетные формулы, требует проведения большого числа трудоемких измерений и поэтому не всегда практически осуществимо. Теоретические и полуэмпирические зависимости, как **ПРАВИЛО**, оказываются непригодными для решения прикладных задач контроля и управления конкретным технологическим процессом. В процессе шарошечного бурения на карьере такими задачами **ЯВЛЯЮТСЯ**: планирование производительности станка в условиях отсутствия достоверной информации о свойствах буримой породы; нормирование удельных энергетических, материальных и трудовых затрат; **КОНТРОЛЬ** режимных параметров процесса и их оперативная оптимизация; автоматизированное управление процессом по **ПРИНЦИПУ** адаптации системы к быстро изменяющимся свойствам пород.

Возможность решения этих задач зависит от выбора более простых и технологичных показателей, отражающих в то же время основные характеристики системы «СТАНОК—ДОЛОТО—ПОРОДА» и допускающих использование автоматизированных средств контроля и управления процессом.

В этом отношении наиболее перспективным является исследование **ОСНОВНЫХ ВХОДНЫХ** и выходных параметров, таких, как подводимая мощность N , осевое усилие P , частота вращения долота n , энергоемкость e и скорость бурения v . Анализ их взаимосвязи для решения конкретных задач контроля и управления может быть выполнен на основе известных соотношений:

$$\text{вращающего момента} \quad M = cDP, \quad (2.2)$$

где c — коэффициент, характеризующий взаимодействие долота с породой; P — осевое усилие; D — диаметр долота; мощности при вращении долота

$$N = Mn, \quad (2.3)$$

где n — частота вращения долота; расходуемой при бурении энергии

$$E = Nt, \quad (2.4)$$

где t — время работы долота.

Удельный расход энергии связан с площадью забоя n величиной проходки зависимостью

$$e = \frac{4nt}{AN}, \quad (2.5)$$

Если выразить проходку в виде произведения механической скорости бурения v на время t , т. е. $h = vt$, то

$$AN$$

Для базового варианта, когда диаметр долота $D = \text{const}$, основные параметры процесса бурения могут быть объединены несложными зависимостями:

$$\text{удельная энергоемкость и время бурения} \quad e = Nt; \quad (2.7)$$

$$\text{скорость и удельная энергоемкость бурения} \quad v = N/e. \quad (2.8)$$

Для этих зависимостей характерны не только глубокое физическое содержание, но и причинно-следственная связь входящих в них параметров и высокая чувствительность к изменению любого из них. Это позволяет использовать каждый аргумент и функцию в целом для изучения всего процесса по принципу жесткой обратной связи системы «станок — порода» и осуществлять их совершенствование и оптимизацию с минимальным количеством используемых величин. Этот факт имеет решающее значение, так как надежность и долговечность любой автоматизированной системы управления, особенно в горном деле, находится в зависимости от простоты ее технического использования, что определяется, с одной стороны, качеством информации об объекте, а с другой — количеством управляющих воздействий и исполнительных устройств.

2.3. МОЩНОСТЬ, ПОТРЕБЛЯЕМАЯ ПРИ БУРЕНИИ

Мощность, подводимая к буровому наконечнику и расходуемая на разрушение породы, является важнейшим параметром станка и процесса. Величина мощности, потребляемой из сети двигателем вращателя,

$$N_{\text{в}} = N_{\text{х}} + N_{\text{р}}, \quad (2.9)$$

где $N_{\text{х}}$ — мощность холостого хода системы; $N_{\text{р}}$ — мощность, расходуемая на разрушение породы под долотом.

Мощность холостого хода зависит от массы системы m , диаметра долота D и частоты вращения $nN_{\text{х}} = f(m, D, n)$.

Масса снаряда и частота вращения в процессе бурения могут изменяться. Изменение массы бурового става характерно для станков с наращиванием штанг 2СБШ-200 и СБШ-250 МН. Для станков СБШ-320 и СБШ-250-20 с постоянной высотой става составляющая масса в величине $N_{\text{х}}$ постоянна.

Влияние диаметра, массы бурового става и долота на величину $N_{\text{х}}$ довольно существенно, так как в этом случае решающее значение имеет момент инерции системы, пропорциональный

$$I = m(D/2)^2.$$

При постоянной частоте вращения электробура $n = 680 \text{ мин}^{-1}$ изменение диаметра трехшарошечного долота от 190 до 394 мм приводит к увеличению мощности, потребляемой на холостое вращение, с 4—8 до 24—49 кВт [11]. Высокие значения $N_{\text{х}}$ объясня-

ются большой частотой вращения, характерной для **электробуров**. Измерения, выполненные на станках **СБШ-250 МН** и **СБШ-320** при $n=120 \text{ мин}^{-1}$, показали, что при высоте бурового става соответственно 16 и 19 м расход мощности на холостое вращение составлял **8—10** и **18—22 кВт**.

В. Д. Буткин рекомендует определять мощность холостого хода вращателя согласно зависимости

$$N_x = 4,67\omega D / (k_1 + k_2\omega), \quad (2.10)$$

где ω — угловая скорость; k_1, k_2 — эмпирические коэффициенты, зависящие от конструктивных параметров става.

Для ориентировочных расчетов значения коэффициентов могут быть приняты $k_1=1,7$ и $k_2=0,056$. Измерения на станках **СБШ-250 МН** и **СБШ-320** показали, что значения N_x при использовании этой формулы будут соответствовать фактическим при введении в нее множителя, равного 2.

Расход мощности на разрушение породы под долотом не может быть установлен расчетным путем из-за низкой надежности существующих методов, он определяется как

$$N_p = N_v - N_x. \quad (2.11)$$

Величина N_x является составной частью процесса бурения, а ее колебания не оказывают существенного влияния на точность оценки энергоемкости разрушения [7]. Поэтому с целью упрощения методики экспериментов и возможности использования простых измерительных устройств с цифровой индикацией достаточно ограничиться измерениями N_v .

Так как скорость бурения является главной характеристикой станка, необходимо рассмотреть реальные возможности ее увеличения за счет изменения величины мощности, подводимой к забой. Экспериментальные исследования и анализ технической литературы показывают, что для **каждой** системы существует определенный предел мощности, выше которого ее дальнейшее увеличение невозможно, а следовательно, невозможен и рост скорости бурения.

Вначале рассмотрим фактические значения мощности, потребляемой двигателем вращателя, установленного на буровых станках **2СБШ-200**, **СБШ-250 МН** и **СБШ-320**. При бурении станками **2СБШ-200** в породах широкого диапазона крепости и трещиноватости величина потребляемой мощности при обычных рабочих режимах ($P=150—250 \text{ кН}$, $n=80—130 \text{ мин}^{-1}$) колебалась **от 15 до 40 кВт**, статистически наиболее вероятная величина составила **30 кВт**.

Если использовать показатель удельной мощности $N_{уд} = N_v/D$, передаваемой на забой скважины в процессе бурения, то для станка **2СБШ-200** с номинальным диаметром долота 216 мм $N_{уд} = 0,7—1,8 \text{ кВт/см}$ при среднем значении **1,4 кВт/см**. Приведенные выше значения N_v и $N_{уд}$ справедливы для бурения при отсутствии вибраций става.

Измерения мощности, потребляемой двигателем вращателя станков **СБШ-250 МН**, были выполнены при бурении скважин в породах с коэффициентом крепости $*f=4÷20$. В процессе исследований режимные параметры изменяли в пределах, допускаемых характеристиками станка. В результате установлено, что значение N_v связано с изменением P и n независимо от того, изменяются ли они попеременно или одновременно. Поэтому N_v можно рассматривать в качестве интегрального показателя режимных параметров процесса.

В диапазоне рабочих режимов бурения, которые для станка **СБШ-250 МН** составляют $P=200—300 \text{ кН}$ и $n=80—150 \text{ мин}^{-1}$, величина потребляемой мощности изменялась в пределах **20—40 кВт**. Наиболее вероятное значение N_v при максимальных режимах, в которых эксплуатируются станки на карьерах, составляет **35±5 кВт**. Экспериментально измеренная величина N_x при навеске двух штанг для станка **СБШ-250 МН** при $n=120 \text{ мин}^{-1}$ составила **8—9 кВт**. Так как номинальный диаметр долота для станков **СБШ-250 МН** равен 244 мм, средняя величина $N_{уд} = 1,55 \text{ кВт/см}$ на **10 % выше**, чем у станков **2СБШ-200**.

Изучение энергетических характеристик станка **СБШ-320** выполнено с помощью прибора Прогноз-2 при бурении скважин на Кальмакырском карьере. В результате установлено, что расход мощности в процессе бурения составляет 60 кВт при установленной мощности двигателя вращателя 100 кВт. Величина удельной мощности для станка **СБШ-320** составила $N_{уд} \approx 1,9 \text{ кВт/см}$. В связи с большой массой бурового става расход мощности на его холостое вращение в зависимости от частоты вращения изменялся **от 18 до 22 кВт**. Большая высота и недостаточная жесткость става приводят к частым нарушениям его устойчивой работы, сопровождающимся повышенными вибрациями и увеличением потребляемой мощности, которая в отдельных случаях превышает номинальную мощность двигателя на **10—20 %**.

Если сопоставить результаты этих исследований с техническими характеристиками станков **2СБШ-200**, **СБШ-250 МН** и **СБШ-320**, то можно отметить следующие соотношения:

установленные номинальные мощности двигателей вращателей $N_{ф}$ (кВт) — 1 : 1, 2:2;

объемы 1 м скважины при номинальных диаметрах долот V (дм³) — 1 : 1, 25 : 2,15;

средние фактические значения мощности, реализуемой при бурении, N_v (кВт) — 1 : 1, 3:2;

средние значения удельной линейной реализуемой мощности N_v/D (кВт/см) — 1 : 1,1 : 1,35;

средние значения удельной поверхностной реализуемой мощности N_v/S (кВт/см²) — 1 : 1,03 : 0,93.

* Здесь и далее коэффициент крепости пород приведен до шкалы проф. М. М. Протодякова.

Анализ соотношений свидетельствует о том, что с ростом конструктивных параметров станков закономерно возрастает величина удельной линейной мощности, которая может рассматриваться как показатель энергоотдачи станка. По этому показателю станок СБШ-320 обладает самой высокой характеристикой. Однако если соотнести фактические значения реализуемой при бурении мощности к объему разрушенной породы при бурении 1 м (площади забоя скважины), то наилучший показатель обеспечивается у станка СБШ-250 МН, а наихудший — у станка СБШ-320.

В связи с тем, что характеристика энергоотдачи имеет принципиальное значение для количественной оценки эффективности станка и правильного выбора его энергетических и конструктивных параметров, необходимо рассмотреть этот вопрос в более широком плане с привлечением экспериментальных данных по другим видам И способам бурения.

Для характеристики буровых машин предложено [12] использовать в качестве показателя их энерговооруженности величину

$$\varepsilon_1 = N/S,$$

где N — суммарная установленная мощность приводов вращения и подачи бурового става; S — площадь забоя.

На основе анализа параметров ручных, колонковых и длинноходовых бурильных установок с диаметром бурения 3,6—4,2 см рекомендованы максимальные значения показателей их энерговооруженности, равные соответственно 0,2; 0,4 и 1 кВт/см². Используя эти значения энерговооруженности в качестве эталона, попытаемся оценить некоторые из применяемых буровых установок с точки зрения их соответствия данному показателю. Большой экспериментальный материал по исследованию параметров вращательного бурения синтезирован в работе [13]. Для шпуров диаметром 40 мм расход мощности при бурении резцами крупного скола изменялся от 1 до 6 кВт, а значения удельной линейной мощности и мощности, реализуемой на 1 см² площади забоя, составили соответственно 0,25—1,5 кВт·ч/см и 0,07—0,47 кВт/см². Следовательно, фактические значения мощности, отнесенной к единице поверхности забоя, были значительно ниже рекомендуемых. Удельная линейная мощность при этом находилась на уровне аналогичного показателя, обеспечиваемого при шарошечном способе бурения.

С увеличением диаметра скважин энергетические параметры пневматических буровых установок ухудшаются. Для класса машин ударно-вращательного действия при диаметре скважин 60—105 мм приведены следующие технические параметры и расчетные энергетические характеристики (табл. 3).

Данные табл. 3 показывают, что буровые машины ударно-вращательного действия обладают значительно более низкими характеристиками общей и удельной мощности в сравнении с машинами, использующими вращательный способ разрушения. Среди погружных пневмоударников лучшими характеристиками обла-

Марка пневмоударника	Диаметр коронки, мм	Ударная мощность, кВт	Удельная мощность, кВт/см ²	Скорость бурения		Энергозатраты при бурении, кВт·ч/м ³
				линейная, мм/мин	объемная, см ³ /мин	
М-36	60	1,05	0,17 (0,04)	114	92	190
П-29	65	4,8	0,74 (0,145)	536	495	160
М-29Т	85	Ал 2,3	0,16 (0,025)	125	198	117
М-1900	100		0,22 (0,03)	100	242	160

дает П-29, ударная мощность которого равна 4,8 кВт, а удельная мощность в 4—5 раз выше, чем у других перфораторов. Высокая энерговооруженность этого пневмоударника закономерно отражается и в более высоких значениях линейной и объемной скорости бурения, что еще раз подчеркивает решающее влияние этих факторов на производительность буровой машины.

При завершении сопоставительного анализа энергетических характеристик буровых машин с механическим способом разрушения пород воспользуемся данными по проходке шахтных стволов с помощью шарошечного комбайна ПД-1р со сплошным разрушением забоя. Энергетические характеристики комбайна, условия работы и производительность приведены в табл. 4.

При бурении пород комбайном величина потребляемой мощности находится в пределах 230—320 кВт. Удельная линейная мощность в среднем в 3—4 раза меньше, чем у станков шарошечного бурения. Что касается показателя ε_1 , то он на два порядка ниже, чем у других бурильных машин.

Измерения мощности, реализуемой в процессе бурения скважин шарошечными станками, показали, что в большинстве случаев она значительно меньше номинального значения мощности двигателей вращателя. Поэтому при анализе фактических значений реализуемой удельной мощности целесообразнее пользоваться не термином «энерговооруженность», а понятием «энергоотда-

Таблица 4

Породы	Мощность, потребляемая при бурении		Скорость бурения		Удельные энергозатраты, кВт·ч/м ³
	полная, кВт	удельная, кВт/см ² (кВт/см ²)	линейная, мм/мин	объемная, м ³ /ч	
Песчаники при $f = 6 \div 7$ $f = 5 \div 6$ $f = 4 \div 5$	300	0,41 (0,0007)	2,0	5,0	60
	320	0,44 (0,0008)	2,3	6,4	50
	300	0,41 (0,0007)	4,0	10,0	30
Аргиллит при $f = 3$	230	0,31 (0,0005)	9,0	23,0	10

Таблица 5

Показатели	Значение показателей при диаметрах выработки, мм							
		60	105	155	216	245	320	7300
Мощность, потребляемая при бурении, кВт	2—3	2—4	2—3	4	30	38	60	300
Энергоотдача кВт/см ²	0,16 0,24	0,07 0,14	0,03	0,02	0,082	0,08	0,075	0,0007

ча». Для сравнения и анализа буровых машин разных классов в табл. 5 приведены сводные данные по характеристикам их энергоотдачи.

Из табл. 5 видно, что с ростом диаметра забоя удельная энергоотдача убывает, что обязательно сопровождается закономерным уменьшением объемной скорости бурения. В этой таблице диапазон диаметров 40—155 мм относится к пневматическому бурению, а 216—7300 — к шарошечному.

Основная причина снижения удельной реализуемой мощности в том, что с ростом площади поверхности забоя происходит относительное уменьшение мгновенного значения поверхности контакта бурового инструмента с разрушаемой породой. При этом убывает относительная величина мгновенного объема разрушения, а с нею и величина потребляемой мощности и энергии.

Исчерпание возможностей механического способа разрушения определило поиск новых направлений интенсификации процесса бурения. Среди различных способов бурения только термический нашел промышленное применение. Поэтому целесообразно по аналогичной схеме рассмотреть его основные энергетические параметры.

При термическом бурении трехсоловая горелка создает высокоскоростной тепловой поток практически по всей поверхности забоя скважины диаметром около 200 мм. При расходе керосина 30 кг/м (с теплотворной способностью $42 \cdot 10^3$ кДж/кг) струйная мощность (кВт) при скорости бурения 10 м/ч может быть подсчитана по формуле

где Q — расход горючего на 1 м скважины, кг; T — теплотворная способность 1 кг горючего, Дж/кг; t — время бурения 1 м/с.

Расчет дает значение струйной мощности горелки $N_r = 950$ кВт. Следовательно, термический способ бурения обеспечивает величину удельной мощности около 3 кВт/см², или в 40 раз выше, чем при шарошечном бурении. Несмотря на большую величину мощности и высокую удельную плотность потока тепловой энергии, скорости бурения при термическом способе оказались вполне соизмеримыми со скоростями, обеспечиваемыми в тех же условиях станками

СБШ-250 МН. Это значит, что при прочих равных условиях объемная энергоемкость термического способа бурения в 25—30 раз выше шарошечного. В условиях растущего дефицита нефтепродуктов это в немалой степени предопределяет отказ от этого способа бурения скважин.

Еще более высокие удельные мощности может обеспечить плазменное бурение, для которого E_1 находится в пределах 3,5—8,5 кВт/см². При этом расход энергии в пересчете на 1 м³ выбуренного объема доходит до $2 \cdot 10^4$ кВт, или в 600 раз больше, чем при шарошечном способе. При таких удельных энергозатратах не может быть и речи о промышленном использовании этого способа.

Высокие энергозатраты при термическом и плазменном способах бурения связаны с большим рассеиванием энергии с уходящими газами, нагревом породы, и в особенности — с ее плавлением и испарением. Процесс плавления и испарения твердых тел по своей физической природе эквивалентен механическому разрушению до молекулярного уровня. При этом размер частиц становится исчезающе малым, а величина площади вновь образованной поверхности стремится к бесконечности. В соответствии с диаграммой Хукки (см. рис. 2) энергоемкость также стремится к бесконечности. В связи с высокими удельными энергозатратами термические способы не могут конкурировать с хрупким разрушением при механических способах проходки скважин.

Известны попытки интенсификации процесса шарошечного бурения путем увеличения его удельной мощности за счет применения устройств, основанных на магнитоотрицательном эффекте, обеспечивающем дополнительное разрушение породы за счет вибрации долота. Магнитоотрицатель при мощности 30—70 кВт позволяет получать в сопоставимых условиях природ скорости бурения в 1,7—2,3 раза, что соответствует величине добавочной мощности и подтверждает правильность зависимости (2.8). Однако испытания показали, что часть этой мощности расходуется на разрушение систем станка и инструмента, в связи с чем вряд ли можно рассчитывать на его дальнейшее развитие и промышленное применение.

Одним из последних вариантов интенсификации шарошечного бурения является его комбинация с термическим способом — термошарошечное бурение. Этот способ осуществляется с помощью специальных станков СБТМ-250 и имеет ограниченное применение для создания котловых расширений скважин в особо крепких железистых кварцитах Михайловского и ряда других карьеров с целью улучшения проработки подошвы уступа при взрывании.

В основе разработок очевидно стремление к увеличению мощности, передаваемой на забой скважины, а значит — и удельной энерговооруженности станка. Такой подход нельзя признать достаточным, так как конечный результат в настоящее время необходимо оценивать не столько по достигнутому увеличению скорости бурения, сколько по величине энергозатрат на бурение 1 м скважины.

2.4. ЭНЕРГОЕМКОСТЬ БУРЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Показатель удельной энергоемкости e во всех отношениях является наиболее интересным параметром процесса бурения. Исследованию этого показателя уделялось особое внимание [7, 8, 14, 15] в связи с тем, что по своему физическому содержанию он открывает возможность количественной оценки прочностных свойств буримой породы.

В целях раскрытия взаимосвязей между затратами энергии на разрушение породы целесообразно расширить исследование этого показателя с учетом качества продуктов разрушения. При этом будет обеспечена оценка удельной поверхностной энергоемкости разрушения породы.

Разрушение породы под зубками долота включает три стадии: упругую деформацию, пластическую деформацию, отделение части породы от массива.

Наиболее типичным и чаще наблюдаемым в экспериментах [16] является механизм разрушения, суть которого состоит в образовании ядра из пластически деформированной породы, сопровождающегося выходом наиболее мелких фракций (вторая стадия). Третьей стадии процесса соответствует наибольший объем разрушения породы с выходом средних и крупных классов. При бурении шарошечным долотом число таких единичных актов, повторяющихся при достаточно одинаковых условиях, практически бесконечно. Если в каждом отдельном случае условия взаимодействия зубков шарошек с породой могут несколько отличаться, то совокупный результат связи между прочностными свойствами буримой породы и расходом энергии на ее разрушение проявится статистически вполне определенно.

Гранулометрический состав шлама является объектом специальных исследований при разработке новых конструкций и совершенствовании шарошечных долот, а также системы очистки забоя скважин и пылеподавления. Результаты этих исследований нашли отражение в технической литературе, в частности в работах МГИ и ВНИИБТ.

Гранулометрия бурового шлама представляет ценную информацию о механизме разрушения горных пород на забое скважины: изменение размеров частиц обычно связывают с механизмом разрушения по следующей схеме: образование большого количества мелких частиц свидетельствует о преобладании механизма поверхностного разрушения; увеличение доли крупных частиц означает переход к более эффективному объемному разрушению. Однако интерпретация этих данных обычно лишена количественного содержания в связи с тем, что анализ гранулометрического состава осуществляется вне связи с энергетическими характеристиками процесса бурения. Между тем анализ энергозатрат на бурение и гранулометрического состава шлама представляет информацию не только о механизме разрушения породы под долотом, но и о

прочностных свойствах. В этом отношении возможны два варианта интерпретации результатов исследований.

1. Сопряженный анализ удельных энергозатрат на выбуривание единицы объема скважины и гранулометрического состава продуктов разрушения, отобранных из этого интервала, представляет техническую характеристику удельной поверхностной энергоемкости разрушения породы

$$e_s = e/S, \quad (2.12)$$

2. Энергозатраты на выбуривание 1 М³ породы при условии относительного постоянства продуктов разрушения определяют объемную энергоемкость разрушения

$$e_0 = e/v, \quad (2.13)$$

которая может использоваться в качестве характеристики свойств массива горных пород.

Проведение подобных исследований непосредственно на технологических блоках представляет научный и практический интерес, так как позволяет связать полученные данные с показателями ПО следующих технологических процессов. В процессе экспериментальных исследований изучали влияние диаметра долота на размер частиц бурового шлама и удельную энергоемкость процесса бурения, а также изменение энергоемкости бурения и гранулометрического состава шлама по глубине скважины.

Влияние параметров шарошечного долота на размер частиц бурового шлама устанавливали путем анализа проб при бурении скважин долотами диаметром 190, 214, 244, 269 и 320 мм. Во всех случаях бурение проводилось долотами типа ОКП, которые наиболее распространены на карьерах. Результаты представлены в виде многоугольников распределений на рис. 5 и отражают изменение средних диаметров частиц шлама при бурении в породах разной крепости. Числовые характеристики распределений приведены в табл. 6.

Как видно из табл. 6, средний диаметр частиц связан с диаметром долота и зависит от геометрических параметров его вооружения. Разброс данных около среднего значения обусловлен преимущественно крепостью буримых пород и их структурой. Уменьшение диаметра частиц наблюдали в породах высокой крепости, когда давление оказывалось недостаточным для полного внедрения зубков и механизм разрушения породы из объемного переходил в поверхностное. Увеличение $d_{ср}$ происходило, как правило, в трещиноватых породах. В частности, большинство измерений с $d_{ср}$ выше среднего значения получено при отборе проб из верхних участков скважин в области нарушенной части горизонтов. Гранулометрический анализ позволил установить связи между средним размером частиц бурового шлама и вооружением шарошечных

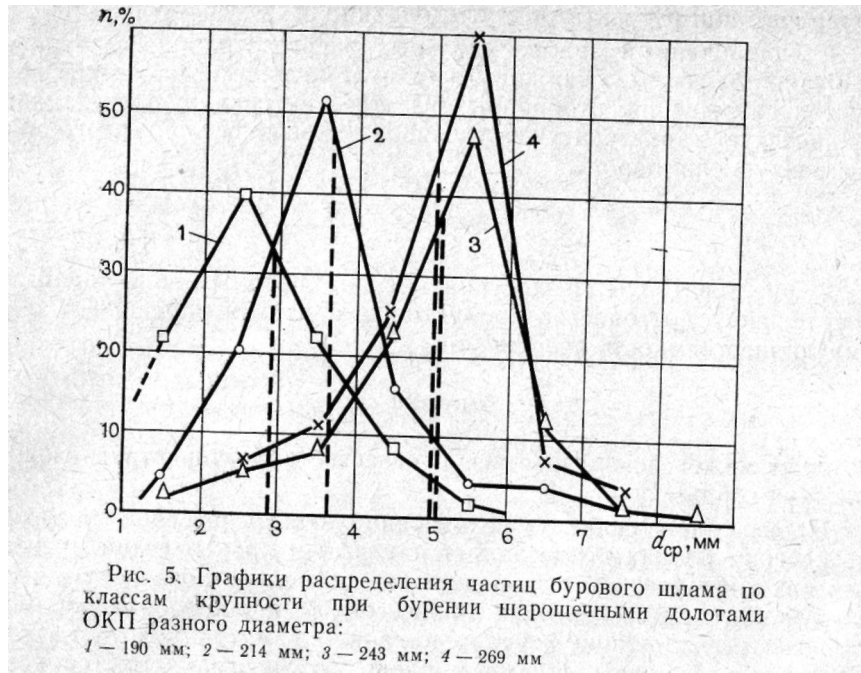


Рис. 5. Графики распределения частиц бурового шлама по классам крупности при бурении шарошечными долотами ОКП разного диаметра:
1 - 190 мм; 2 - 214 мм; 3 - 243 мм; 4 - 269 мм

долот типа ОКП. В табл. 7 представлены характеристики вооружения долот с зубками полусферической формы типа Г-26.

Данные табл. 8 указывают на то, что средний диаметр зубков в долотах от 190 до 269 мм растет пропорционально их диаметру и лишь для долот Ш-320-ОКП это соотношение нарушено. В результате средний размер частиц шлама при бурении скважин долотами диаметром 243 и 320 мм (см. табл. 6) практически одинаков. Для определения площади поверхности продуктов разрушения, образующейся при бурении 1 м скважины долотами разного диаметра, воспользуемся данными, приведенными на рис. 5 и в табл. 7. Расчеты выполнены с использованием формул

Марка долота	Число зубков твердого сплава в долоте при диаметре, мм				Средне-взвешенный диаметр зубков, мм
	8	10	12	14	
Р-190-ОКП	102	80	—	—	8,3
2К-214-ОКП	15	111	—	—	9,8
3У-243-ОКП	38	52	116	—	11,7
ОМ-269-ОКП	—	20	77	58	13,5
Ш-320-ОКП	—	18	126	66	12,5

для полной удельной поверхности (M^2/M^3)

$$S = 6v/d_{ср},$$

для удельной поверхности в объеме 1 м скважины (M^2/M)

$$S = \frac{3\pi D^2}{...}$$

и представлены в табл. 8.

Как видно из табл. 8, полная поверхность продуктов разрушения при выбуривании 1 M^3 породы долотами 190, 214 и 243 мм закономерно уменьшается. Наряду с этим соотношение между объемом 1 м скважины, диаметром зубков (см. табл. 8) и средним диаметром частиц таково, что удельная поверхность (M^2/M) для скважин этих диаметров остается практически одинаковой. Равенство удельных поверхностей объясняет и равенство удельной объемной энергоемкости бурения, зафиксированной в экспериментах [8].

Увеличение удельной поверхности продуктов разрушения долотом диаметром 320 мм отразилось на показателях энергоемкости бурения и зарегистрировано на Кальмакырском карьере. Результаты экспериментов в сопоставлении с данными, полученными при бурении скважин станком СБШ-250 МН, приведены ниже и подтверждают влияние гранулометрического состава продуктов

Таблица 6

Диаметр долота, мм	Распределение бурового шлама (%) по классам крупности частиц, мм								
	1-2	2-3	3-1	4-5	5-6	6-7	7-8	8-9	
190	22	40	20	8	5	3			2,9
214	4	20	52	16	4	4			3,0
244	1,5	5	8	23	48	12	1,5		5,1
269			12	25	60	3			5,6
320	13	11	11	21	17	17	10	—	5,1

Таблица 8

Диаметр долота, мм	Объем 1 м скважины, M^3	Средний диаметр частиц, м	Полная удельная поверхность, M^2/M^3	Удельная поверхность, M^2/M
190	0,0283	0,0029	2030	58,6
214	0,0359	0,0036	1670	59,8
244	0,0463	0,0051	1180	54,5
269	0,0565	0,005	1200	67,8
320	0,08	0,0051	1180	94,5

разрушения на энергоемкость процесса бурения, которая в сопоставимых условиях оказалась выше для станка СБШ-320.

Показатели бурения скважин станками

	СБШ-320	СБШ-250 МН
Марка долота	Ш-320 ОКП	1В-245 ОКП
Число пробуренных скважин на блоке	18	22
Средняя мощность, потребляемая двигателем вращателя из сети, кВт	68	35
Расход мощности на холостое вращение става высотой 19 и 16 м, кВт	19	9
Средний расход энергии на бурение 1 м, кВт·ч	2,7	1,2
Средняя линейная скорость бурения скважин, м/ч	25	29
Средняя объемная скорость бурения, м ³ /ч	20	13,5
Расход энергии на выбуривание 1 м ³ породы, кВт·ч	34	25,5

Анализ приведенных данных позволяет сделать ряд выводов относительно конструктивных особенностей бурового станка СБШ-320 и долот Ш-320-ОКП в сравнении со станком СБШ-250МН и долотами 1В-243-ОКП.

1. Расход мощности на холостое вращение бурового става равной высоты у станка СБШ-320 в 2 раза выше, чем у СБШ-250 МН, что объясняется различием в их массе.

2. Линейная механическая скорость бурения в сопоставимых условиях у станка СБШ-250МН выше на 15 % вследствие нерациональных параметров вооружения долота Ш-320 ОКП.

3. Расход энергии на выбуривание 1 м³ породы станком СБШ-320 на 30 % больше, чем станком СБШ-250 МН, что объясняется как влиянием конструкции долота, так и различием мощности холостого вращения бурового става.

Из результатов эксперимента следует вывод о целесообразности изменения конструкции долот диаметром 320 мм в сторону увеличения параметров их вооружения, особенно вылета зубков.

В процессе исследований отмечено также наличие характерной связи между изменениями удельной энергоемкости бурения и средним диаметром частиц по глубине скважины. При этом измерения и отбор проб проводились в метровых интервалах на участках, сложенных породами одного петрографического состава. Данные этих измерений, выполненных во вторичных кварцитах Коунрадского карьера при бурении скважин станками СБШ-250МН долотами 1В-243-ОКП, приведены на рис. 6. Расчет с использованием зависимости (2.12) показал, что удельная поверхностная энергоемкость разрушения породы при бурении оставалась практически неизменной (около 0,022 кВт·ч/м²). Лишь в верхней части скважины ее значение несколько меньше (0,02—0,021 кВт·ч/м²), что может быть объяснено интенсивным разрушением породы и раскрытием микродефектов в отдельностях за счет действия взрыва зарядов, расположенных в перебуре.

Как видно из результатов этих исследований, при использовании показателей удельной объемной и поверхностной энергоем-

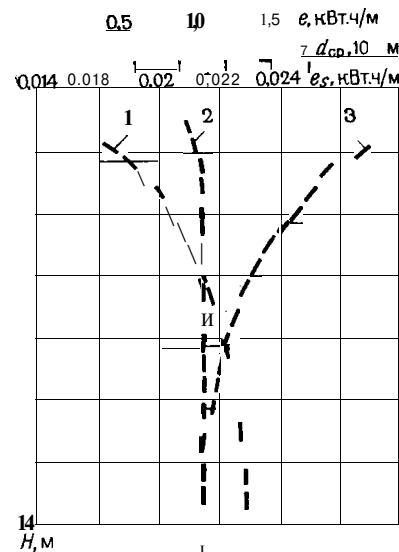


Рис. 6. Изменение удельной объемной (1), поверхностной (2) энергоемкости бурения и среднего диаметра частиц шлама (3) по глубине скважины

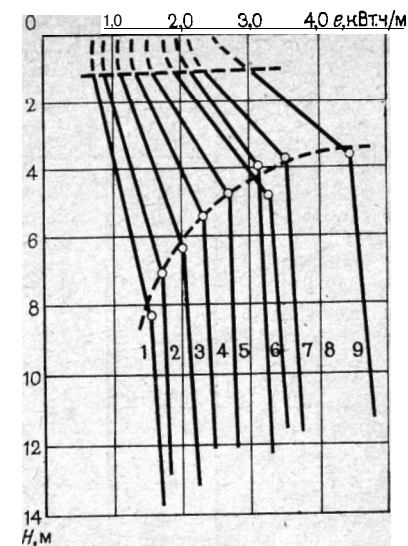


Рис. 7. Изменение удельной энергоемкости бурения по глубине скважин в породах разной крепости и блочности (обозначения 1—9 см. в табл. 9)

кости разрушения в качестве характеристики прочностных свойств пород необходимо учитывать следующее:

при бурении скважин в разных условиях долотами одного типоразмера оба показателя e_0 и e_s могут использоваться для оценки прочностных свойств в равной мере;

при использовании долот разного типа, но одинакового диаметра разница в значениях e_0 и e_s не превышает 15 % и в технологических оценках может не учитываться;

при бурении скважин долотами разного диаметра и типа необходимо учитывать влияние диаметра на величины e_0 и e_s в виде поправочного коэффициента к стандартному долоту 245 ОКП.

Измерения энергоемкости бурения, проводимые на каждом метре скважин, использованы также для анализа изменения этого показателя по высоте технологического блока. В связи с тем, что замеры проводились на участках с породами постоянного петрографического состава и одинаковой структуры, удалось выявить некоторые особенности изменения показателя e в зависимости от крепости пород и блочности массива. Результаты этих исследований представлены на рис. 7 и в табл. 9.

Анализ данных позволяет установить определенные закономерности. В верхней части горизонта, интенсивно разрушенной взрывом зарядов в перебуре, величина e практически не зависит от крепости пород. Высокая скорость бурения и малые значения потребляемой мощности не позволяют в этой зоне произвести изме-

Таблица 9

Карьер и породы	Число скважин	Средний размер отдельности в массиве, м	Глубина разрушения уступа, м	Энергоемкость разрушения		Градиент разрушения массива, кВт·ч/м ³ ·м
				объемная, кВт·ч/м ³	поверхностная, кВт·ч/м ²	
Трубка Мир, кимберлит 1	34	0,27	9	14	0,0118	0,086
Трубка Удачная, кимберлит 2	27	0,36	7	17	0,014	0,125
Карьер Жанатас, каройские сланцы 3	43	0,5	6	19	0,016	0,14
Карьер Жанатас, сланцы фосфатокремнистые 4	40	0,6	6	23	0,019	0,18
Кальмакырский карьер, сиенитодиориты 5	21	0,75	5	27	0,022	0,21
Трубка Удачная, мергели, доломиты 6	30	1,0	5	33	0,028	0,28
Карьер Жанатас, доломиты нижние 7	45	0,8	4	29	0,024	0,24
Карьер Жанатас, доломиты серые, массивные 8	40	1,1	4	36	0,03	0,31
Карьер Саяк-1 9	15	1,5	3	45	0,037	0,41

рения e с достаточной точностью. В интервале бурения 0—2 м долото лишь раздвигает куски породы, не производя их разрушения. С 2—3 м ниже поверхности горизонта долото входит в менее нарушенный массив, в связи с чем энергоемкость начинает интенсивно возрастать. Существует определенный градиент увеличения энергоемкости с глубиной. Отношение приращения энергоемкости к глубине бурения $\text{grad } e = \Delta e / \Delta h$, как показали эксперименты, возрастает по мере увеличения крепости пород и блочности массива. Величина градиента, характерная для каждого массива, сохраняется относительно постоянной до некоторой глубины, при достижении которой резко убывает. Точки перелома графиков на рисунке объединены плавной кривой, ниже которой энергоемкость бурения продолжает увеличиваться, но значительно менее интенсивно. Отмеченная особенность имеет одно наиболее вероятное объяснение — глубина, на которой фиксируется изменение градиента удельной объемной энергоемкости, соответствует радиусу эффективного разрушения породы под действием волны напряжений от взрыва зарядов в перебуре скважин вышележащего уступа. Если принять условия нагружения нижележащего горизонта при взрыве зарядов в перебурах скважин относительно постоянными, то радиус разрушения будет зависеть от крепости и блочности пород. Регистрация энергоемкости на малых базах представляет энерги-

тический каротаж породного массива и позволяет получить детальную картину изменения его прочностных свойств по высоте рабочего горизонта.

Необходимо отметить, что выше говорилось о количестве энергии, расходуемой исполнительным органом станка. Полный расход энергии, отнесенный к выбуренному объему, значительно **выше**, так как при бурении помимо вращателя энергопотребителями являются двигатели компрессора, гидросистемы и вентилятора. Так, суммарный расход мощности у станка СБШ-250МН составляет 150—175 кВт, из которых 110—125 кВт приходится на долю компрессорной установки с двигателем мощностью 200 кВт. Замеры энергопотребления при бурении в разных породах показали, что двигатель компрессора имеет избыточный запас мощности, который в сочетании с недоиспользованием мощности вращателя приводит к снижению $\cos \varphi$, т. е. увеличивает реактивную мощность системы.

С учетом дополнительных потребителей полный расход энергии на бурение 1 м скважины в среднем в 5 раз выше удельного энергопотребления двигателем вращателя. По экспериментальным замерам полные затраты энергии при бурении в породах разной крепости станком СБШ-250МН колебались от 2 до 30 кВт·ч/м. Измерения, выполненные на станках 2СБШ-200, показали практически одинаковые результаты: полная мощность изменялась в пределах 150—170 кВт, а удельное энергопотребление от 2 до 28 кВт·ч/м.

На основании полученных данных сделана попытка установления математических зависимостей для расчета технологического удельного расхода энергии в функции удельной энергоемкости и скорости бурения. Однако сопоставление с фактическими данными показало недостаточную надежность прогнозирования энергопотребления на основании этих показателей. Основная причина невысокой точности зависимостей заключается в многофакторной связи расхода энергии со свойствами пород, изменчивостью этих свойств и колебаниями режимов бурения. При решении конкретных производственных задач более надежный результат может быть получен путем прямых измерений энергозатрат специальными средствами.

2.5. СКОРОСТЬ БУРЕНИЯ

Все усовершенствования в конструкциях существующих станков и усилия при создании новой буровой техники подчинены конечной цели — увеличению скорости бурения скважин. Уравнение (2.1) для определения ожидаемой скорости бурения указывает на то, что ее величина зависит от режимных параметров P и n , контактной прочности породы и типоразмера долота. Если величины P и n могут быть заданы и измерены вполне точно, то определение коэффициентов, зависящих от контактной прочности породы и вооружения долота, представляет сложную задачу. Основная труд-

ность прогнозирования и расчета скорости бурения заключается в статистической природе распределения прочностных свойств пород в реальном массиве и многофакторном характере связи процесса разрушения с изменением ЭТИХ СВОЙСТВ.

Анализ показателей мощности, расходуемой при бурении, и удельной энергоемкости процесса, свидетельствует о ВОЗМОЖНОСТИ их использования для оценки скорости бурения на основании более простого соотношения (2.8). Величина N отражает изменение режимных параметров процесса бурения, а величина e — СВОЙСТВА породы и параметры вооружения долота. Следовательно, увеличение скорости бурения определяется возможностями увеличения удельной мощности (энергоотдачи) бурового станка и уменьшения удельной энергоемкости процесса бурения.

Наиболее эффективным способом повышения энергоотдачи является увеличение осевой нагрузки на долото. При этом обеспечивается более глубокое внедрение зубков долота в породу, увеличивается крупность частиц бурового шлама, что приводит к снижению энергоемкости разрушения. В результате увеличение механической скорости бурения достигается за счет одновременного изменения двух характеристик процесса — повышения мощности и уменьшения удельной энергоемкости.

Увеличение частоты вращения долота не приводит к пропорциональному росту скорости бурения, так как при этом (см. разд. 2.3) возрастает доля мощности, расходуемой на холостое вращение става.

Кроме того, с увеличением частоты вращения удельная энергоемкость остается постоянной, а после достижения некоторого критического уровня начинает возрастать.

Ввиду достаточно сложного и неоднозначного характера зависимости мощности от изменения P и n неизбежно возникает вопрос о возможности использования этого показателя для выбора предпочтительного варианта увеличения скорости бурения. При бурении возможны три способа увеличения мощности и скорости: $P = \text{const}$, $n = \text{var}$; $P = \text{var}$, $n = \text{const}$; $P = \text{var}$, $n = \text{var}$. Не каждый из этих способов увеличения N приводит к пропорциональному росту V . Здесь обязательно нужно вводить корректирующий показатель эффективности изменения режимных параметров, в качестве которого используют критерий минимума удельных энергозатрат $e \rightarrow \min$. Реализация этого принципа возможна только при условии автоматизированного управления процессом бурения.

Увеличение скорости бурения в принципе возможно и посредством снижения удельной энергоемкости. Однако в связи с тем, что этот показатель в большей мере характеризует крепость буримых пород, его уменьшение ограничено теми пределами, в которых возможно увеличение крупности частиц бурового шлама. Выше показано, что их размер функционально связан с параметрами вооружения долота. Следовательно, снижение удельной энергоемкости возможно за счет усовершенствования конструкции шарошек таким

образом, чтобы при сохранении их основных технических характеристик обеспечить максимально возможную крупность разрушения. В современных конструкциях шарошечных долот эти резервы практически исчерпаны, исключение составляют лишь долота Ш-320 ОКП.

Большой резерв увеличения скорости бурения за счет снижения его энергоемкости содержится в использовании каждого типа в оптимальных условиях при правильной оценке области применения шарошечных долот. На большей части карьеров предпочтение отдается долотам типа ОК, которые при бурении в породах низкой и средней крепости дают снижение скорости бурения на 40—50 % по сравнению с долотами типов Т, ТЗ и ТК. Одним из эффективных способов увеличения скорости бурения и повышения производительности бурового оборудования можно считать соблюдение условия рационального сочетания: крепость породы — способ разрушения. В породах с $f = 4 \div 6$ наиболее эффективным является бурение резанием. В диапазоне от 30—40 до 216—244 мм коронки и долота режущего типа обеспечивают увеличение скорости бурения шпуров и скважин в 2—2,5 раза по сравнению с ударным способом разрушения. При этом возрастает размер частиц буровой мелочи, что означает пропорциональное снижение удельной объемной энергоемкости разрушения породы. Достижение высоких скоростей бурения требует и более совершенной системы очистки забоя.

Скорость бурения является далеко не однозначным показателем, определяющим производительность буровой установки. Фотохронометражные наблюдения за работой шарошечных станков в течение смены, выполненные на разных карьерах, показали, что основное время бурения составляет 50—60 % его общего времени. Коэффициент использования буровых станков по отношению к календарному времени намного ниже, на железорудных карьерах он колеблется от 0,2—0,26 (Михайловский, Сарбайский карьеры) до 0,4—0,55 (Ново-Криворожский, Качканарский ГОКи) [17]. Следовательно, резервы роста производительности буровых станков заключаются в повышении их надежности и обеспечении максимального использования в течение смены. Только в этом случае можно получить более высокие показатели работы шарошечных станков (70—100 м/смену); в настоящее время на карьерах Минчермета СССР они находятся на уровне 40—70 м/смену.

С целью увеличения производительности станков по обуренной горной массе сделаны попытки перехода на бурение взрывных скважин увеличенного диаметра — 320 и 400 мм. Однако опыт эксплуатации станков СБШ-320 на карьерах цветной и черной металлургии СССР показал, что в равных условиях они менее эффективны по сравнению со станками СБШ-250 МН. Таким образом, практически подтверждены негативные показатели станка СБШ-320, отмеченные в результате сравнения его энергетических и технических характеристик, приведенных выше.

2.6. ШАРОШЕЧНЫЕ ДОЛОТА

Стойкость шарошечного долота оказывает существенное влияние на стоимость бурения 1 м скважины и затраты на обустройство 1 м³ горной массы. Доля затрат на буровой инструмент колеблется от 10 до 40 % в общей стоимости бурения 1 м скважины, поэтому повышение стойкости буровых ДОЛОТ является важной задачей.

Актуальность этого вопроса в последнее время возросла в связи с непрерывно растущими объемами добычи полезных ископаемых открытым способом, а также бурения скважин на нефть и газ, что привело к увеличению потребления шарошечных долот. Поэтому для решения этого вопроса необходимо не только увеличивать количество и улучшать качество (стойкость) бурового инструмента, но и правильно определять области рационального использования долот разного типа в зависимости от крепости буримых пород.

Наиболее объективной характеристикой качества заводского исполнения и условий эксплуатации шарошечных долот является показатель их работоспособности, выраженный в количестве электроэнергии, израсходованной двигателем вращателя до выхода долота из строя R (кВт·ч) [8].

На основании исследований, выполненных на карьере Саяк-1 Балхашского комбината и продолженных на карьере Кок-Джон ПО «Каратау», установлено, что величина R является константой бурового долота, количественное значение которой может быть определено при измерении расхода энергии прибором Прогноз-2. При $R = \text{const}$ стойкость долота (м) определяется зависимостью

$$\sqrt{L_d} = R/e, \quad (2.14)$$

где e — энергоемкость бурения, кВт·ч/м.

Измерения на карьере Саяк-1 проводились при бурении скважин долотами 1В-243 ОКП в породах разной крепости. При этом удельная энергоемкость бурения изменялась от 0,8 до 5 кВт·ч/м, а стойкость долот от 250 до 60 м. Величина R , измеренная по результатам отработки 118 долот, составила 285 ± 15 кВт·ч. На карьере Кок-Джон изучали работоспособность долот 245 КПВ, выпускаемых со Знаком качества. Показатель работоспособности этих долот оказался намного выше и составил 400 ± 20 кВт·ч. Стойкость долот колебалась от 530 до 150 м при предельных значениях удельной энергоемкости бурения от 0,7 до 2,7 кВт·ч/м.

Вариация показателя R обусловлена рядом факторов, в числе которых важнейшими можно считать абразивность пород и режимные параметры процесса бурения. Во всех случаях было зафиксировано, что при бурении с повышенной частотой вращения работоспособность долот уменьшается. Это объясняется перегревом подшипников опор, износ которых является основной причиной выхода из строя армированных долот.

На карьере Саяк-1 выполнена также оценка работоспособности долот типа Т при бурении крепких пород со значениями $e = 3,5 \div 2$ кВт·ч/м. Стойкость долот изменялась от 35 до 75 м, в то время как величина R оставалась практически неизменной, равной 70 кВт·ч. Долота выходили из строя по причине полного затупления и выкрашивания фрезерованных зубьев.

Результаты исследований показали, что долота имеют вполне определенный энергетический ресурс. Однако в связи с тем, что долото является довольно сложным механизмом, состоящим из многих узлов, общий энергоресурс всей системы определяется износом ее наиболее слабого звена. Для армированных долот типа ОК, обладающих износостойким вооружением, таким слабым звеном можно считать подшипники опор. Для долот типа Т при бурении крепких пород слабым звеном оказываются зубья. Эти наблюдения согласуются с современными воззрениями по проблеме усталости материалов, трению и износу деталей машин. Их научная и практическая ценность становится очевидной в связи с тем, что энергетический подход обеспечивает возможность не только количественной оценки ресурса отдельных узлов и механизма в целом, но и условий их эксплуатации. Применительно к горнодобывающей технике, которая работает в условиях постоянного контакта с породами, обладающими различными физико-механическими свойствами, такой подход позволит поставить на принципиально новую основу определение сроков предупредительных и капитальных ремонтов, сроков амортизации, нормирования расхода материалов и запасных частей.

Для бурения скважин в горнорудной промышленности разработан типоряд шарошечных долот, в котором определена область их применения (табл. 10).

Вставные зубья изготавливают из твердых сплавов формы Г-26 с полусферической рабочей поверхностью для долот К, ОК, ТК и с клиновой формой Г-25 для долот ТЗ. В долотах ТКЗ используются обе формы зубьев. Выбор типа долота для конкретных горно-геологических условий ввиду чисто качественной характеристики области их применения представляет довольно неопределенную

Таблица 10

Тип долота	Область применения шарошечных долот	Исполнение шарошки
Т ТЗ ТКЗ	Твердые породы Твердые абразивные породы Твердые абразивные породы с пропластками крепких	С фрезерованными зубьями Со вставными зубьями То же
ТК	Твердые породы с пропластками крепких	Комбинация фрезерованных и вставных зубьев
ОК ОКП	Крепкие породы Очень крепкие породы	Со вставными зубьями То же

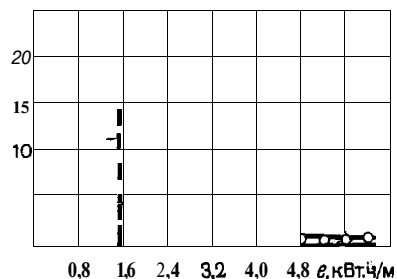


Рис. 8. Статистическое распределение горных пород по величине удельной энергоёмкости шарошечного бурения долотами 245 ОКП

Этот метод не устраняет неопределенности в оценке области применения долот, так как значения \bar{f} и P_k при бурении на технологических блоках могут изменяться в самых широких пределах.

Результаты исследований позволили разработать более конкретные предложения по выбору типа долот на основе использования показателя удельной энергоёмкости бурения. В соответствии с этим целесообразно выделить три группы пород:

I группа — слабые породы с удельной энергоёмкостью бурения $e < 1$ кВт·ч/м (рациональные типы долот Т и ТЗ).

II группа — породы средней крепости, $e = 1 \div 1,5$ кВт·ч/м (рациональный тип долота ТК).

III группа — породы выше средней крепости, $e > 1,5$ кВт·ч/м (рациональный тип долота ОКП).

Реализация этого принципа возможна при оснащении буровых станков приборами для регистрации удельной энергоёмкости бурения, что позволит осуществить районирование карьерного поля по этому показателю, выявить статистическое распределение пород по крепости, выбрать тип долота для основных классов пород и выйти на расчет необходимого соотношения долот разных типов.

В качестве примера рассмотрим сводную статистическую кривую распределения горных пород по удельной энергоёмкости шарошечного бурения, приведенную на рис. 8. Ее анализ показывает, что в общем объеме около 20 % приходится на породы низкой крепости с удельной энергоёмкостью менее 1 кВт·ч/м; 30 % пород обладают энергоёмкостью бурения 1—1,5 кВт·ч/м и 50 % — энергоёмкостью бурения свыше 1,5 кВт·ч/м. Из этого соотношения можно сделать вывод о том, что доля основных типов шарошечных долот Т, ТК и ОК в общем объеме выпуска для горной промышленности при условии их равной стойкости должна составлять 20, 30, 50 % соответственно. Между тем в 1978 г. в СССР было выпущено 76 % штыревых долот ОКП и КП и только 24 % зубчатых долот [18]. При этом 90 % долот диаметром 245 мм, наиболее распространенных на карьерах, выпускают армированными твердым сплавом. Опыт работы зарубежных карьеров показывает, что

задачу. Именно поэтому приведены рекомендации, на основании которых все породы выделены в три группы по величине коэффициента крепости пород \bar{f} и контактной прочности P_k , по Л. И. Барону и Л. Б. Глатману. В породах I группы с $\bar{f} = 4 \div 10$ и $P_k = (0,4 \div 2) \cdot 10^3$ МПа рекомендуется применять долота типов Т и ТЗ; в породах II группы с $\bar{f} = 8 \div 14$ и $P_k = (2,0 \div 3,0) \cdot 10^3$ МПа — долота ОК и в породах III группы с $\bar{f} > 14$ и $P_k > 3 \cdot 10^3$ МПа — штыревые долота типа ОКП.

удельный вес штыревых долот должен составлять лишь 35—40 % общего их количества. В сочетании с низкими показателями стойкости отечественных долот (примерно в 6 раз) и выхода горной массы с 1 м скважин (в 1,8 раза) удельный расход дефицитного твердого сплава на 1 М³ обуренной породы в СССР во много раз выше, чем за рубежом.

В решениях директивных органов подчеркивается необходимость введения жесткого режима экономии всех видов материалов и ресурсов и разработки мероприятий по их строгому нормированию. Шарошечные долота в связи с растущими объемами горных работ и дефицитом твердых сплавов можно рассматривать в качестве одного из лимитирующих факторов горного производства. Решение этой важной народнохозяйственной задачи возможно за счет реализации двух мероприятий.

1. Устранение диспропорции между соотношением выпускаемых долот по типам и соотношением объемов пород по энергоёмкости их разрушения.

2. Определение реальных значений энергоёмкости разрушения пород месторождения и потребления долот каждого типа в количестве, соответствующем распределению пород по крепости. Такая работа может быть выполнена только при условии оснащения буровых станков приборами регистрации расхода энергии.

2.7. СТАТИСТИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ЭНЕРГОЁМКОСТИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

В процессе измерений удельной энергоёмкости бурения на ряде карьеров получен большой объем наблюдений в породах разных генетических типов и петрографического состава. Накопленный материал представляет значительный интерес как по широте охвата разновидностей пород, так и по абсолютным значениям их прочностных свойств. Опытные данные получены в породах, относящихся практически ко всем классам шкалы проф. М. М. Протодьяконова, — от рыхлых отложений с коэффициентом крепости $\bar{f} = 2 \div 4$ до ороговикованных песчаников и туфоалевритов с $\bar{f} = 20$. Отдельные наблюдения выполнены в породах с $\sigma_{сж} < 25—30 \cdot 10^3$ МПа.

Измерения показали, что даже на практически однородных участках массива, сложенных породами одного типа, значения удельной энергоёмкости бурения колеблются в широких пределах. Это обстоятельство не позволяет сделать однозначное заключение о каком-либо определенном уровне прочностных свойств данной породы, а предопределяет исключительно статистический подход к оценке показателя. Размах значений удельной энергоёмкости бурения, характеризующий вариацию показателя, уменьшается с ростом абсолютного значения крепости пород.

В табл. 11 приведены результаты измерений удельной энергоёмкости бурения на разных карьерах. Из общего числа наблюдений в таблицу сведены только те измерения, которые выполнены

Таблица 11

Породы (месторождение)	Коэффициент крепости f	Удельная энергоёмкость бурения, кВт·ч/м (кВт·ч/м ³)	Категория крепости по шкале ЦБНПТ
Кимберлиты (трубки Мир, Интернациональная, Удачная)	4-6	0,3--0,9 (7--15)	VI
Аргиллиты (трубки Мир, Интернациональная)	4-6	0,6--1,2 (13--26)	VI-IX
Каройские сланцы (Жанатас)	5	0,6--1,9 (13--42)	VI-XII
Кремнистые фосфориты (Жанатас)	10-12	1,2--1,6 (25--35)	IX-XI
Грубоплитчатые фосфато-кремнистые сланцы (Жанатас)	8-10	1,3--1,8 (29--40)	X-XII
Массивные мелкозернистые доломиты (Жанатас)	8-10	1,5--1,9 (33--42)	XI-XII
Массивные стекловидные кремни (Жанатас)	12-14	1,3--2,5 (29--54)	X-XIII
Каолинизированные вторичные кварциты (Коунрад)	4-7	0,5--0,7 (11--15)	VI
Каолинизированные гранодиориты (Кальмакыр)	4-5	0,6--0,9 (13--20)	VII
Вторичные кварциты по эффузивам (Коунрад)	7-10	0,7--0,9 (15--20)	VII
Мрамор кристаллический серый (Саяк)	6-10	1-1,8 (22--40)	VIII-XI
Песчаники (Саяк)	9	1-1,2 (22--26)	VIII-IX
Каолинизированный сиенито-диорит (Кальмакыр)	8-12	1-1,3 (22--28)	IX-X
Вторичные кварциты по гранодиоритам (Коунрад)	12	1-1,3 (22--28)	IX-X
Скарны гранатовые (Саяк)	10-12	1,4-1,8 (30--39)	X-XI
Вторичные кварциты (Кальмакыр)	12-14	1,6--1,8 (35--39)	XI-XII
Туфоалевролиты (Саяк)	12-15	1,5-2,5 (32--55)	XI-XIV
Вторичные кварциты по гранодиоритам, монолитные (Коунрад)	14-15	1,8-2,0 (39--43)	XII-XIII
Вторичные кварциты монолитные (Кальмакыр)	12-16	1,8-2,1 (39--46)	XII-XIII
Сиениты крупноблочные (Кальмакыр)	12-14	2,1--2,3 (43--50)	XIII
Гранодиорит-порфиры (Коунрад)	15-17	2-2,4 (43--52)	XIII
Гранодиориты (Саяк)	17	2,5--3,5 (55--76)	XIV-XV
Дайки диоритовых порфиритов (Саяк)	17-18	3,5--4,0 (76--87)	XV-XVI
Ороговикованные песчаники (Саяк)	<2	3-4,0 (65--87)	XV-XVI
Ороговикованные туфоалевролиты (Саяк)	12-20	4--5,5 (87-120)	XVI-XVIII
Песчаники на известковом цементе (ЦГОК)	6-8	1-1,1 (22--24)	VIII-IX
Хлоритовые сланцы (ЦГОК)	8-10	1,4-1,8 (30--39)	XI-XII
Аспидные сланцы (ЦГОК)	8-10	1,8-2,3 (39--50)	XII-XIII
Карбонатно-магнетитовые роговики (ЦГОК)	10-14	1,6-2,0 (35--44)	XI-XII
Песчаник крепкий (Канско-Ачинский бассейн)	10-12	2,4--2,6 (52--57)	XIII
Мартито-гематитовые роговики (ЦГОК)	16-20	2,4--3,2 (52--70)	XIII-XV

на участках уступов, сложенных конкретной породой. Несмотря на жесткий отбор, величина показателя в большинстве случаев отличается в 2—3 раза, что свидетельствует о различии в механических свойствах породы, обусловленном преимущественно степенью ее нарушенности. Главным параметром, определяющим вариацию удельной энергоёмкости разрушения породы, является трещиноватость массива. В связи с тем, что измерения получены методом случайных выборок на разных карьерах при большом числе наблюдений, их статистическая обработка позволяет представить распределение прочностных свойств пород по всему объему исследований.

Вычисленное математическое ожидание удельной энергоёмкости разрушения горных пород шарошечным способом при степени диспергирования породы до уровня $d_{ср} = 5 \pm 1$ мм составило $33 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$ при величине среднеквадратичного отклонения $17 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$ и коэффициенте вариации 52 %.

Средняя величина энергоёмкости бурения, полученная в результате измерений на многих карьерах в идентичных условиях (станок СБШ-250 МН, прибор Прогноз-2), дает основание для заключения о том, что она является представительной характеристикой прочностных свойств пород верхних частей литосферы земной коры. Статистическая кривая удельной энергоёмкости бурения отражает общее распределение пород по этому признаку и может быть использована для прогнозирования вероятности встречи пород с конкретным значением крепости. Модальное, или наиболее вероятное, значение крепости пород лежит в пределах $0,9-1,1 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}$, что эквивалентно энергоёмкости $20-25 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$. Кривая, приведенная на рис. 8, показывает, что вероятность встречи участков земной коры с высокими значениями крепости пород закономерно убывает. Вероятность того, что месторождение может быть сложено породами со средней энергоёмкостью бурения $4 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}$ ($85-90 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$), составляет всего около 2 %.

Шарошечный способ бурения получил повсеместное применение ввиду высокой надежности, производительности и технологической простоты, его также характеризуют относительно низкие энергетические затраты на бурение 1 м скважины или выбуривание 1 м^3 горной породы. Так как преимущества становятся очевидными только в результате сравнения, ниже приведены сведения об энергетических характеристиках ряда других способов разрушения горных пород. Среди многих способов бурения скважин, предложенных и экспериментально исследованных в разное время, следует остановиться на методе бурения скважин с помощью чередующихся взрывов. Не вдаваясь в техническую сущность взрывного способа бурения скважин, развитого в работах В. Л. Шухмана, рассмотрим лишь его некоторые количественные показатели в качестве дополнительной иллюстрации общности соотношений между параметрами e , V .

Абсолютная величина удельного расхода ВВ при бурении скважин в разных породах составила $0,1-0,3 \text{ г}/\text{см}^3$, а удельные энер-

гозатраты в пересчете на 1 м³ выбуренного объема находятся в диапазоне 136—410 кВт·ч/м³. Сравнение с механическими способами разрушения пород указывает на то, что при взрывном способе энергоемкость разрушения примерно в 2 раза выше, чем при вращательно-ударном бурении (см. табл. 4), и в 3—4 раза выше энергоемкости шарошечного бурения (см. табл. 11). Несмотря на относительно большие затраты энергии, скорость бурения в крепких породах составляет 10—15 м/ч, что находится на уровне шарошечного способа. Что касается более высоких удельных энергозатрат, то они объясняются высокой степенью измельчения породы при взрывах, так как свыше 90 % образующихся частиц имеет размер менее 1 мм.

В технической литературе имеются сведения по исследованию лазерного разрушения горных пород. Интерес к этой проблеме объясняется появлением лазеров с **высокой мощностью** и **плотностью** потока излучаемой энергии. Однако энергетические показатели процесса лазерного разрушения горных пород едва ли можно считать обнадеживающими в отношении **широкого** промышленного использования этого способа. Подтверждением этого вывода можно считать показатели объемной энергоемкости разрушения различных горных пород, приведенные ниже.

	e , кДж/см ³ (кВт·ч/м ³)
Нефелин	6,3 (1750)
Кварцит	6,8 (1900)
Кварц жильный	9,9 (2750)
Железистый кварцит	16,3 (4520)
Амфиболит	18,0 (5000)
Пегматит	20,0 (5550)
Пироксенит	21,5 (5970)
Гранито-биотитовый гнейс	31,0 (8611)
Лабрадорит	65,0 (18 055)
Слюдисто-амфиболитовый сланец	150,0 (41 666)

При таких показателях энергозатрат, превышающих шарошечный способ в 200—300 раз, речь может идти о практическом использовании лазерного излучения для разрушения горных пород только в специальных целях.

2.8. НЕКОТОРЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БУРОВОГО ПАРКА НА КАРЬЕРАХ

Анализ основных факторов, влияющих на величину механической скорости бурения, свидетельствует о практически полном исчерпании резервов ее увеличения. Между тем нужды горнодобывающей промышленности требуют существенного повышения производительности буровых станков. Статистический анализ показателей использования станков указывает на то, что на карьерах СССР имеются значительные резервы роста их производительности, использование которых могло бы обеспечить прирост объемов добычи горной массы без существенного увеличения бурового парка.

Показатели	Значение показателей по годам			
	1965	1970	1975	1982
Средневзвешенный диаметр долот, мм	231	241	246	246
Производительность станка:				
м/смену	31	52	55	61
тыс. м/год	12	22,5	27	31
млн. м ³ /год	0,46	0,93	1,03	1,1
Стойкость долот, м	106	142	218	220
Выход горной массы, м ³ /м	39	41	38	39

До сих пор рассматривали в качестве основной технической характеристики станка механическую скорость бурения. Однако этот параметр, **играющий** существенную роль при бурении скважин, например, на нефть или газ, не имеет столь же определяющего значения при бурении взрывных скважин на карьерах.

На открытых горных работах любой буровой станок представляет собой лишь средство осуществления главной цели — **подготовки** горной массы к выемке и транспортировке. Поэтому в этих условиях **главными показателями** станка следует считать не **механическую скорость** бурения и даже не количество **пробуренных** метров, а **производительность по обуренной горной массе**. Высокая **производительность** современного бурового станка в условиях карьера может быть сведена до минимума из-за низкой технологической культуры ведения буровзрывных работ. Именно об этом свидетельствуют данные показателей работы шарошечных станков на карьерах СССР (табл. 12) и зарубежных карьерах (табл. 13). При сравнении этих данных обращают внимание более высокие показатели производительности станков на зарубежных карьерах — **в среднем в 2—2,5 раза**. Такой разрыв объясняется не столько техническими преимуществами зарубежных станков, сколько более высокой организацией производства и рациональ-

Таблица 13

Показатели	Значение показателей по годам					
	1964	1967	1970	1974	1977	1982
Средневзвешенный диаметр долот, мм	251	268	254	252	277	280
Производительность станка:						
м/смену	84	107	117	112	130	140
млн. м ³ /год	1,51	1,9	2,94	2,73	2,36	2,5
Выход горной массы, м ³ /м	54	67,2	55	57,4	66,9	68

ным использованием их в течение смены. Особенно характерным является большое различие в объемах обуренной горной массы и ее выхода с 1 м скважины.

Задачу увеличения производительности станков на карьерах по обуренной горной массе следует решать по двум основным направлениям: повышение коэффициента использования станков во времени как основное средство поднятия их сменной производительности и увеличение выхода горной массы с 1 м скважины. Сравнительный анализ показателей свидетельствует о возможности увеличения производительности станков по горной массе минимум в 1,5 раза. Технические и экономические преимущества такого подхода очевидны и не сопряжены с какими-либо дополнительными затратами. Необходимо лишь значительно повысить технологическую культуру буровзрывных работ как единого комплекса, конечным результатом которого являются показатели количества и качества взорванной горной массы.

Станки шарошечного бурения вполне обоснованно считают универсальными, так как они успешно используются в породах любой крепости. Однако их универсальность в этом отношении далеко не однозначна равной во всех условиях эффективности. Существует широкий диапазон пород, в которых технически и экономически более оправдано использование станков с иным принципом разрушения пород, и в первую очередь — резанием. При бурении слабых пород долотами режущего типа происходит либо крупный скол, либо снятие толстой стружки с забоя скважины. В этих же условиях шарошечное долото в СВЯСИ с более мелким вооружением производит значительное переизмельчение породы, в результате чего энергоемкость процесса возрастает. Показательными являются результаты экспериментов, выполненных в крепких песчаниках ($f = 10 \div 12$), а также суглинках и глинах при бурении станками шарошечного (2СБШ-200) и вращательного бурения (СВБ-2М). Исследования проводили на разрезах Канско-Ачинского бассейна. При бурении в песчанике удельный расход энергии станками 2СБШ-200 колеблется на уровне 2,5—2,6 кВт·ч/м, что свидетельствует о достаточно высокой крепости этой породы. В суглинках и глинах энергоемкость шарошечного бурения составила 2,3 кВт·ч/м, в то время как энергоемкость резания находилась на уровне 0,4 кВт·ч/м или ниже почти в 6 раз. Соответственно в 6 раз выше скорость бурения скважин.

В данном разделе показано, что во всех случаях наиболее объективной мерой рационального выбора бурового инструмента, способа бурения или совершенствования режимных параметров и технологии буровых работ является показатель удельных энергозатрат. Следует обратить внимание на необходимость оснащения буровых станков, и в первую очередь шарошечных, средствами измерения величины потребляемой мощности и расхода электроэнергии. Опыт исследований показал, что оборудование станков несложными приборами позволяет решить множество задач практического и научного значения, в частности:

осуществлять оперативную и долговременную оценку буримости горных пород для упорядочения вопросов нормирования и оплаты труда буровых бригад с учетом реальных условий работы станков. Возможность такого решения показана в работе [8];

получать объективную количественную информацию об энергоемкости разрушения буримых пород в любом объеме — от одного метра скважины до технологического блока и карьерного поля в целом;

использовать информацию об энергоемкости разрушения пород в целях совершенствования параметров буровзрывных работ и нормирования материально-технических ресурсов;

определять объективные сроки профилактических и капитальных ремонтов буровых станков;

вводить элементы автоматизированного контроля и управления буровыми работами в системе автоматизированного управления производством.

ЭНЕРГОЕМКОСТЬ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

3.1. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

Повышение эффективности и экономичности разрушения горных пород взрывом до сих пор остается в ряду важнейших проблем горной науки. В последние годы особо остро стоит вопрос более строгого нормирования расхода ВВ с учетом конкретных горно-геологических условий. ВВ представляют собой концентрированные источники химической энергии. В зависимости от соотношения компонентов, стоимости исходного сырья, энергоемкости и технологической сложности их производства ВВ обладают различной стоимостью единицы содержащейся в них энергии. По стоимости 1 МДж энергии ВВ различаются между собой в 7—8 раз.

Еще более важным является тот факт, что стоимость 1 МДж химической энергии ВВ в 29—30 раз выше стоимости 1 МДж тепловой энергии и в 10 раз — из этого ВВ следует рассматривать в качестве дорогостоящего и достаточно дефицитного энергоносителя. Следовательно, на ВВ должны распространяться требования, накладываемые общегосударственной энергетической программой, и в первую очередь необходимость их строгого нормирования и контроля за расходом. Между тем в последние годы наметилась тенденция увеличения удельного расхода ВВ. Так, если в 50-х годах нормативные значения удельного расхода ВВ на карьерах цветной и черной металлургии находились в пределах 0,3—0,4 и 0,4—0,5 кг/м³, то в настоящее время в этих отраслях средняя величина удельного расхода ВВ находится между 0,5—0,6 и 0,7—0,9 кг/м³ соответственно. Характерным является дальнейший рост удельного расхода ВВ, как, например, на карьерах Качканарском, Михайловском и ряде других.

При обосновании требований увеличения удельного расхода ВВ ссылаются на два объективных, на первый взгляд, обстоятельства: увеличение крепости и блочности пород по мере роста глубины карьеров; необходимость улучшения качества дробления пород с целью повышения производительности экскаваторов. В последнее время возникло новое научное направление, которое мотивирует необходимость увеличения удельного расхода ВВ на добычных работах в 2—3 раза для улучшения показателей извлечения металлов, в частности из железных руд, при обогащении.

Фактор изменения свойств пород по мере понижения горных работ представляет собой объективную реальность. Однако далеко не всегда это изменение происходит в неблагоприятном направ-

лении. Этот вопрос относится к области перспективной оценки и прогнозирования свойств пород в предстоящих объемах отработки месторождения и будет рассмотрен ниже. Что касается ссылки на улучшение эксплуатации погрузочно-транспортной техники вследствие повышенного расхода ВВ, то на этом вопросе остановимся более подробно.

На рис. 9 показано изменение удельного расхода ВВ и удельной производительности экскаваторов на карьерах Минчермета СССР [17]. Как видно из рисунка, увеличение q не способствует

повышению производительности экскаваторов. На производительность экскаваторов оказывает влияние целый ряд факторов, и в первую очередь обеспеченность транспортом. Тем не менее обратная связь опровергает решающее влияние удельного расхода ВВ и ставит под сомнение обоснованность этого направления в качестве меры повышения эффективности выемочно-погрузочных работ. Падение удельного выхода горной массы служит дополнительным подтверждением снижения технологической культуры буровзрывных работ. Сетка скважин на большей части карьеров неоправданно сгущается, следствием чего является неизбежное увеличение удельного расхода ВВ. В ряде случаев при обосновании объективной закономерности увеличения удельного расхода ВВ ссылаются на опыт горных предприятий США и Канады. Однако при этом не учитывается тот факт, что в этих странах до 80—82 % от общего объема потребляемых ВВ приходится на долю простейших составов (аналогов игданита), в то время как на карьерах СССР потребление игданита не превышает 10 %. Если учесть, что работоспособность игданита ниже работоспособности граммонита лишь на 20 %, а стоимость 1 т игданита ниже в 2,2—2,5 раза, то становятся очевидными экономические преимущества от его использования даже при значительном росте удельного расхода. На отечественных же карьерах увеличение q происходит преимущественно за счет традиционных тротилсодержащих ВВ, а в последнее время в связи с ухудшением гидрологического режима карьеров — и за счет гранулола.

Исследованиями в области физики взрыва выявлены оптимальные соотношения между энергетическими и детонационными характеристиками ВВ и свойствами взрывааемых горных пород. Однако использование этих рекомендаций зачастую сложно из-за отсутствия средств количественной оценки прочностных свойств массива горных пород как объекта разрушения. Правильный выбор этих соотношений, базирующийся на принципах оперативной оценки

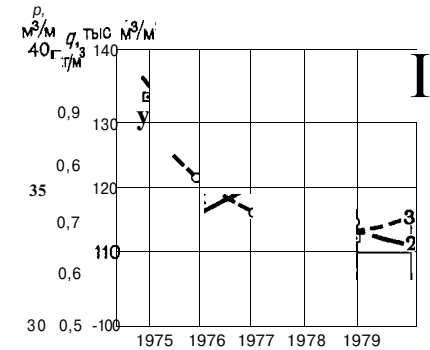


Рис. 9. Динамика изменения удельного расхода ВВ (1), выхода горной массы (2) и удельной производительности экскаваторов (3) на карьерах Минчермета СССР

свойств пород, позволит решить многие проблемы буровзрывных работ и повысить их эффективность за счет рационального использования различных типов ВВ. Оперативная оценка энергоемкости разрушения ПОРОД означает также возможность управления качеством их дробления на основе применения научно обоснованных норм удельного расхода энергии ВВ. Опыт исследований показывает, что решение этой проблемы возможно только на основе единого энергетического подхода к оценке свойств объекта разрушения и параметров заряда. Реализация этой программы требует ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОГО решения частных задач:

1) выбора и обоснования критерия оперативной оценки свойств взрывааемых пород в их естественном состоянии в массиве;

2) разработки методики оценки прочностных свойств пород и выбора энергетических и детонационных параметров заряда ВВ с учетом физической неоднородности пород в пределах технологического блока;

3) разработки средств измерения свойств горных пород в массиве и оперативного изменения параметров буровзрывных работ.

3.2. СТАТИСТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ЭНЕРГОЕМКОСТИ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Широко ведутся исследования в области теории взрыва, однако в связи со сложностью процессов, происходящих при взаимодействии продуктов детонации с окружающим породным массивом, до сих пор нет единой модели механизма разрушения пород. Отсутствие единой теории дробления способствовало развитию нескольких гипотез, в результате экспериментальной проверки которых предложено много аналитических и эмпирических зависимостей для инженерных расчетов параметров буровзрывных работ.

Основной недостаток этих гипотез и методик расчета заключается в использовании детерминированных моделей процесса и СВОЙСТВ объекта разрушения. В качестве показателей сопротивляемости горных пород принимаются величины их базовых параметров $\sigma_{сж}$, σ_p , $T_{сд}$, а также показатели трещиноватости или блочности массива. Основные характеристики, определяющие конечный результат взрыва, в частности крепость пород и блочность массива, имеют несомненную статистическую природу. Исходя из этого обязательным условием повышения надежности инженерных методов расчета параметров буровзрывных работ и прогнозирования гранулометрического состава взорванной горной массы является необходимость определения и учета физической неоднородности МАС-сива. Таким образом, решение проблемы в целом заключается в последовательном решении двух основных задач:

1) количественной оценке сопротивляемости пород разрушению в объеме, окружающем скважинный заряд;

2) разработке методики выбора параметров заряда в максимальной степени соответствующих сопротивляемости разрушаемой породы.

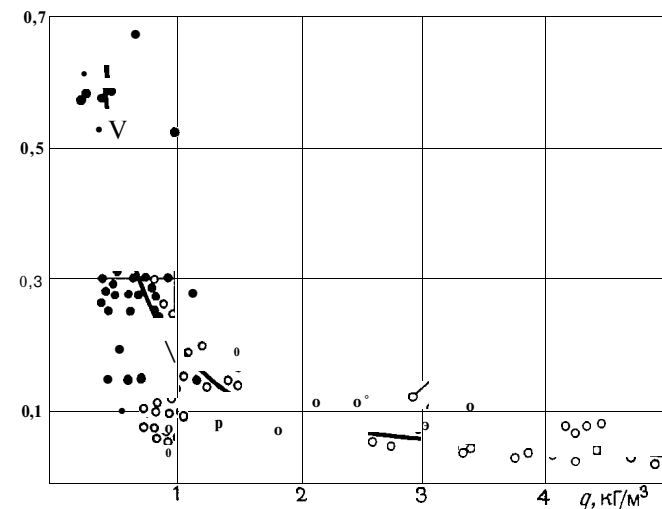


Рис. 10. График изменения среднего диаметра куса взорванной ГОРНОЙ массы в зависимости от удельного расхода ВВ на открытых (1) и подземных горных работах (2)

Для проверки статистического соответствия между энергией, сообщенной горной породе, и степенью ее разрушения построен график, характеризующий зависимость качества дробления пород от величины удельного расхода ВВ при взрывании на открытых и подземных горных работах (рис. 10). Как видно из графика, диапазон изменения анализируемых показателей достаточно широк: по удельному расходу ВВ от 0,2 до 5 КГ/М³ и по среднему диаметру продуктов дробления от 0,7 до 0,025 м. Уравнение регрессии для всей совокупности данных, приведенных на графике, имеет вид:

$$d_{ср} = 0,16 / (q - 0,16). \quad (3.1)$$

Корреляционное отношение (0,72) достаточно высоко для данных, полученных в итоге случайной статистической выборки. Большой разброс отмечается в верхней части графика, относящейся к условиям дробления наиболее трудновзрывааемых крупноблочных пород. В этой области проявляется зависимость качества дробления не столько от удельной энергии заряда, сколько от естественной блочности пород. С исключением этой зоны ($d_{ср} > 0,45$ м) корреляционное отношение оставшихся данных возрастает до 0,8. Для совокупности данных, полученных на открытых горных работах, уравнение связи имеет вид

$$d_{ср} = 0,12 / (q - 0,16). \quad (3.2)$$

Для удобства анализа это уравнение может быть преобразовано

$$q = 0,12 / d_{ср} + 0,16. \quad (3.3)$$

Таким образом, общий удельный расход энергии ВВ включает два слагаемых, первое из которых переменное и зависит от качества

дробления пород, определяемого величиной среднего куска $d_{\text{ср}}$, а второе — относительно постоянно. Постоянный член уравнения соответствует доле энергии, расходуемой на перемещение породы $q_{\text{п}}$ со средним значением плотности $\gamma = 2,6 \text{ т/м}^3$. Как показано ниже, расход энергии на перемещение является неотъемлемой и обязательной частью общего расхода ВВ на разрушение.

Уравнение (3.3) может быть записано и в более общем виде

$$q_{\text{э}} = q_{\text{р}} + q_{\text{п}}. \quad (3.4)$$

Средний диаметр куска связан с площадью вновь образованной поверхности соотношением $d_{\text{ср}} = 6V/S$, поэтому для единицы объема горной массы среднее значение удельного расхода энергии на разрушение пород по всей совокупности экспериментальных данных, полученных на открытых горных работах, составит

$$q_{\text{р}} = 0,02S. \quad (3.5)$$

Эта зависимость соответствует закону Риттингера, и поэтому количественный показатель представляет собой среднестатистическую величину удельной поверхностной энергоемкости разрушения пород при открытом способе разработки $q_{\text{S}} = 0,02 \text{ кг/м}^2$. Реальные значения этого показателя для всех пород, охваченных статистическим анализом, колеблются от 0,0015 до 0,05 кг/м^2 в зависимости от их крепости и степени трещиноватости. Так, например, в результате экспериментальных исследований, выполненных на карьере Жанатас в породах I—IV категорий взрываемости, получены следующие уравнения регрессии [19]:

$$\bar{d}_{\text{I}} = 0,028/q + 0,12, \quad (3.6)$$

$$\bar{d}_{\text{II}} = 0,077/q + 0,09, \quad (3.7)$$

$$\bar{d}_{\text{III}} = 0,126/q + 0,25, \quad (3.8)$$

$$\bar{d}_{\text{IV}} = 0,23/q + 0,19. \quad (3.9)$$

Абсолютные значения удельной энергоемкости разрушения, стоящие в числителе первого члена уравнений, в породах разных категорий отличаются в 8 раз. Расчет показывает, что для этих пород характерны следующие величины удельной поверхностной энергоемкости разрушения: $q_{\text{SI}} = 0,0046$, $q_{\text{SII}} = 0,0128$, $q_{\text{SIII}} = 0,0121$ и $q_{\text{SIV}} = 0,038 \text{ кг/м}^2$. Среднее арифметическое значение удельной поверхностной энергоемкости по всем породам $\bar{q}_{\text{S}} = 0,019 \text{ кг/м}^2$ близко совпадает с результатом общего статистического анализа (уравнение 3.5). В уравнениях (3.6)—(3.9) постоянный член правой части, как и в более общем случае, рассмотренном выше, определяет долю удельного расхода ВВ на перемещение породы. Его величина возрастает по мере увеличения блочности пород. При одинаковой плотности пород фактор роста объясняется необходимостью получения в крупноблочных породах более высокого коэффициента рыхления для облегчения условий работы экскаватора. Экспериментальные определения коэффициента рыхления в функции удельного расхода ВВ показали, что в зависимости от блочности

расход энергии на перемещение по категориям взрываемости пород должен составлять: $q_{\text{пI}} = 0,1$; $q_{\text{пII}} = 0,15$; $q_{\text{пIII}} = 0,2$ и $q_{\text{пIV}} = 0,25 \text{ кг/м}^3$. Эти значения $q_{\text{п}}$ необходимо вводить в расчетную формулу для определения удельного расхода энергии ВВ при ведении буровзрывных работ в породах с низкой энергоемкостью разрушения, но отличающихся крупноблочной, массивной структурой. Эта поправка наиболее типична для месторождений осадочного типа. Данные, приведенные на рис. 10, указывают на то, что в крупноблочных породах улучшение качества дробления путем простого увеличения удельного расхода ВВ не всегда приводит к желаемому результату. Об этом свидетельствует верхняя часть графика, которая показывает, что даже при удельных расходах около 1 кг/м^3 средний диаметр кусков сохраняется на уровне 0,5—0,55 м. Однако во всех случаях, когда задача улучшения качества дробления трудно-взрываемых пород на открытых горных работах не могла быть решена только за счет увеличения удельного расхода ВВ, она решалась путем применения скважин малого диаметра, расположенных по сгущенной сетке. Оценка гранулометрического состава взорванной горной массы с последующим определением величин вновь образованной поверхности и среднего диаметра куска является наиболее объективной характеристикой результатов взрыва. При этом величина вновь образованной поверхности во всех случаях прямо пропорциональна количеству израсходованной энергии и обратно пропорциональна удельной поверхностной энергоемкости разрушения.

3.3. ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОЦЕНКИ ВЗРЫВАЕМОСТИ ПОРОД

Для того чтобы от общего анализа перейти к решению конкретной инженерной задачи управления качеством дробления, необходимо рассмотреть ее с позиций единого энергетического подхода к оценке параметров заряда, процесса разрушения и свойств взрываемых пород. Для этого воспользуемся основными положениями о работе взрыва, изложенными в работе [20]. Мерой работоспособности ВВ в первом приближении является теплота взрывчатого разложения, характеризующая его потенциальную энергию. В любых видах механической работы взрыва, будь то сжатие, дробление, сдвиг, пластические деформации, перемещение, разлет кусков породы и т. д., количество общей работы пропорционально потенциальной энергии заряда. Согласно первому закону термодинамики в процессе расширения газов уменьшение их внутренней энергии равно количеству тепла, сообщенного окружающей среде, и произведенной работе:

Ввиду кратковременности взрыва теплообменом с окружающей средой пренебрегают и рассматривают расширение газов как адиабатический процесс.

Тогда — $dU=dA$ и

$$A = \int_0^{T_1} \bar{C}_v dt = \bar{C}_v(T_1 - T_2) \bar{C}_v T_1 (1 - T_2/T_1),$$

где C_v — средняя теплоемкость продуктов взрыва; T_1, T_2 — начальная и конечная температуры продуктов взрыва.

• Если потенциальная энергия ВВ

$$E = Q_v + C_v T_0,$$

где Q_v — теплота взрыва, то работа взрыва

$$A = E(1 - T_2/T_1) \approx Q_v(1 - T_2/T_1).$$

Количество работы, производимой продуктами взрыва, расширяющимися по адиабатическому закону до атмосферного давления, называют полной идеальной работой взрыва $A_{и}$, которая служит мерой работоспособности ВВ. Остальную часть потенциальной энергии взрыва составляют так называемые **термодинамические** потери. Действие взрыва в горной породе, согласно А. Ф. Беляеву и М. А. Садовскому, подразделяется на общее и местное. Местное действие проявляется в ближней зоне и определяется **головной** частью импульса взрыва

$$I = \int_0^P P dt,$$

т. е. начальным или максимальным давлением на **границе** раздела **заряд** — среда, которое согласно зависимости

$$P = \rho_0 \omega^2 / (n + 1),$$

где ρ_0 — плотность ВВ; ω — скорость детонации; n — показатель политропы в детонационной волне, **пропорциональной** скорости детонации и **плотности** ВВ.

Общее действие взрыва определяется его полным импульсом, а значит, не зависит от начального давления и скорости **детонации**. Определяющим параметром здесь служит энергия заряда, так как

Для управления действием взрыва и оценки его возможного результата **большое** значение имеет закон подобия, согласно которому на одинаковых относительных расстояниях для двух различных ПО весу, но одинаковых по форме и плотности зарядов максимальные напряжения в среде равны, а удельные импульсы пропорциональны радиусам этих зарядов. Основные зависимости **закон** подобия имеют **вид**

$$P_{\max} = f(r/R), \quad (r/R),$$

где r — радиус заряда; R — расстояние от центра заряда до места измерения.

Хотя закон геометрического подобия пренебрегает диссипативными потерями энергии в среде, тем не менее даже в идеализиро-

ванном виде он имеет большое значение для решения ряда инженерных задач. В частности, важными в практическом отношении являются его следствия:

отношение расстояний равных давлений во фронте волны равно отношению радиусов зарядов;

на равных расстояниях давление в волне пропорционально радиусу заряда.

В связи с тем, что на карьерах применяют скважины постоянного диаметра, но с возможностью их заряжения ВВ разной энергии и плотности, важное значение при взрыве имеет также закон энергетического подобия. В этом законе начальные параметры волны связываются не с радиусом, а с запасом энергии заряда. При разных плотностях зарядов следует пользоваться параметром $\sqrt[3]{mQ}$, где m — масса заряда, а для разных ВВ — параметром $\sqrt[3]{E}$, где E — энергия заряда.

Возможность изменения энергии заряда в сочетании с **положениями** законов геометрического и энергетического подобия имеет важные практические следствия в отношении управления качеством дробления пород. Действительно, если главным фактором, ответственным за разрушение породы при взрыве, полагать возникающее в ней напряжение, то регулирование дробления становится возможным за счет изменения удельной энергии заряда. Это объясняется тем, что напряжения в породе, пропорциональные давлению в проходящей волне, являются функцией параметров $\sqrt[3]{mQ/R}$ и на заданных расстояниях R увеличиваются пропорционально $\sqrt[3]{mQ}$; где m — тротильный эквивалент применяемого ВВ.

Таким образом, регулирование качества дробления пород в нужном направлении на основе использования законов геометрического и энергетического подобия возможно в основном двумя способами.

1. Путем пропорционального изменения диаметра скважин и взрываемого объема. При этом средний диаметр куска в сопоставимых условиях и однородных породах согласно исследованиям В. Н. Мосинца [21] статистически связан с диаметром **скважины** зависимостью вида

$$d_{\text{ср}} = D^{1,05} \sqrt[3]{mQ}$$

2. Путем увеличения объемной концентрации энергии **скважинного** заряда за счет повышения плотности и удельной энергии ВВ. Согласно расчетам О. Е. Власова и А. А. Смирнова средний размер куска на различных расстояниях от взрыва сферического заряда может быть ориентировочно определен по формуле

$$d_{\text{ср}} = UR^3 \sqrt[3]{\gamma / (rE)}, \quad \sqrt[3]{mQ}$$

где U — прочность породы; R — расстояние от центра заряда; γ — плотность породы; r — радиус заряда; E — энергия заряда.

Применительно к скважинному заряду в этой формуле изменится лишь показатель степени при R — с 3 на 2.

В. Н. Родионов отмечает, что, поскольку изменение амплитуды волны с расстоянием подчиняется закону геометрического подобия, можно предположить, что размер среднего куска при взрывах ВВ разной энергии будет одинаков на подобных расстояниях. Важным следствием этого вывода является то, что в этом случае поверхность образовавшихся кусков также пропорционально связана с энергией заряда. Развивая это положение, В. К. Березин и В. Ф. Ведгин рассчитали и экспериментально подтвердили, что площадь вновь образованной при взрыве поверхности может быть подсчитана по формуле.

$$S = 6\pi l_3 \frac{R^2}{d_{cp}}, \quad \checkmark \quad (3.10)$$

где l_3 — длина заряда; d_{cp} — средний размер куска.

На основании изложенного можно заключить, что по своему физическому содержанию закон энергетического подобия при взрыве можно рассматривать в качестве следствия более общего закона Риттингера. Это предположение подтверждается всем опытом экспериментальных работ на карьерах, когда правильность выбора геометрических или энергетических параметров буровзрывных работ контролируют путем измерения гранулометрического состава горной массы с последующим вычислением среднего диаметра куска, который является мерой вновь образованной поверхности. Приведенные выше теоретические положения и расчетные зависимости справедливы лишь для монолитного и однородного массива.

Оценка энергоемкости взрывного разрушения пород является одной из сложнейших задач горной науки и по своей значимости находится в ряду важнейших проблем, связанных с количественной оценкой параметров и состояния горного массива. В последнее время наметилась тенденция определения взрываемости пород по величине поверхностной энергоемкости разрушения. Так, в работе Ю. М. Мисника и К. А. Долгова предложено оценивать дробимость (взрываемость) горных пород по величине удельной поверхностной энергоемкости:

$$q_s = \Delta E / S, \quad \checkmark$$

где ΔE — расход энергии ВВ на образование новой поверхности; S — вновь образованная поверхность.

Расход энергии на образование новой поверхности определяется в калориметрической бомбе по разности

$$\Delta E = E_{ВВ} - E_T, \quad \checkmark$$

где $E_{ВВ}$ — энергия, выделяемая при взрыве заряда ВВ; E_T — тепловая энергия, выделившаяся в калориметре.

Этими авторами исследованы четыре разновидности горных пород, существенно различающиеся по данному показателю. В итоге сделан вывод, что удельная поверхностная энергоемкость является физической константой горной породы, не зависящей от способа ее разрушения. Этот вывод, практически подтверждает предпосылки теоретического анализа, выполненного в разд. 1.1.

Рассмотренные выше лабораторные методы определения поверхностной энергоемкости в качестве показателя взрываемости пород не могут быть использованы для оценки массива и выбора параметров БВР. В связи с этим автором был разработан более простой метод оперативной оценки взрываемости пород ПО показателям энергоемкости шарошечного бурения [8].

В соответствии с концепцией квазихрупкого разрушения (см. разд. 1.1) мера сопротивляемости твердых тел и горных пород — удельная поверхностная энергоемкость. Ее величина является физической константой, не зависящей от нагрузок, формы и размеров тела. Исходя из этой предпосылки можно предположить, что сопротивляемость некоторого объема горной породы при бурении и взрыве, согласно закону Риттингера, будет пропорциональна степени дробления в этих процессах. Для проверки справедливости этого предположения воспользуемся экспериментально установленной [8] зависимостью между удельной энергоемкостью шарошечного и взрывного разрушения горных пород, аппроксимируемой уравнением

$$q_3 = 0,013e + 0,63, \quad (3.11)$$

где e — удельная энергоемкость шарошечного бурения долотом 244 мм, МДж/м³.

Применительно к широко используемым техническим единицам измерения (кг/м³) это выражение может быть записано в виде

$$q_3 = 0,24e + 0,15, \quad (3.12)$$

где e — удельная энергоемкость бурения, зафиксированная прибором Прогноз-2, кВт·ч/м.

Уравнение справедливо для условий, когда удельная энергия 1 кг ВВ эквивалентна 4,2 МДж.

Эта зависимость получена в результате исследований на Кальмакырском, Коунрадском и Саякском карьерах, впоследствии неоднократно проверялась и подтверждена исследованиями на карьерах трубок Мир, Интернациональная и Удачная ПО «Якуталмаз», а также на карьерах Центральный и Жанатас ПО «Апатит» и «Каратау» Министерства промышленности минеральных удобрений СССР. Исследованиями Ю. В. Недашковского и Е. Б. Шевкуна справедливость этих связей подтверждена для карьера ЦГОК в Кривом Роге и Михайловского карьера КМА.

Статистический анализ результатов экспериментальных исследований [22] показал, что уравнение (3.12) является не только обычным инвариантным корреляционным соотношением, но имеет вполне определенное физическое содержание. Для удобства оно может быть записано в следующем виде

$$q_3 = q_p + q_n. \quad (3.13)$$

Первое слагаемое правой части этого уравнения определяет затраты энергии на собственно разрушение породы, абсолютная

величина которых пропорциональна ее крепости, выраженной через показатель удельной энергоемкости бурения.

$$q_p = ke. \quad (3.14)$$

Значение коэффициента пропорциональности k определяется степенью разрушения одной и той же породы в процессах бурения и взрыва. Результаты анализа продуктов разрушения при шарошечном бурении (см. разд. 2.4) позволяют считать величину среднего диаметра частиц шлама для долота 245 ОКП, принятого в качестве стандартного, равной $d_6 = 5 \pm 1$ мм. Исследования гранулометрического состава взорванной горной массы показали, что средний диаметр кусков в результате взрыва находится в достаточно устойчивых статистических пределах $d_B = 300 \pm 100$ мм. Пользуясь средними значениями диаметров продуктов разрушения, можно определить их соотношение в этих процессах как

$$i = d_6/d_B = 0,017. \quad (3.15)$$

В соответствии с законом Риттингера затраты энергии при разрушении единицы объема породы обратно пропорциональны степени измельчения. Тогда в выражении (3.14) величина k при разрушении одной и той же породы в процессах бурения и взрыва должна быть

Фактическое значение величины $k = 0,013$, полученное в экспериментах и входящее в формулу (3.11), отличается от расчетного в формуле (3.15) в меньшую сторону примерно на 30 %. На основании этого анализа можно заключить следующее.

1. Соотношение затрат энергии в процессах бурения и взрывания одной и той же породы удовлетворительно согласуется с размером продуктов разрушения, что свидетельствует о применимости для их описания закона Риттингера.

2. Величина поверхностной энергоемкости разрушения породы при бурении примерно на 30 % выше, чем при ее взрывании. Этот факт объясняется тем, что при взрывном дроблении на величину удельной поверхностной работы разрушения влияет макроструктура массива. Наличие в массиве микро- и макродефектов понижает сопротивляемость пород разрушению как в процессе бурения, так и в процессе взрывания. Но в процессе взрывания ввиду большего объема разрушения масштабный эффект проявляется в большей мере.

3. Показатель удельной энергоемкости бурения на основании изложенного выше может служить количественной характеристикой взрываемости массива горных пород.

Второе слагаемое уравнений (3.11) и (3.12) представляет собой постоянную величину, установленную на основании статистической обработки большого числа экспериментальных данных. В уравнении (3.12) она имеет определенное количественное выражение $q_p = 0,15 \text{ кг/м}^3$, близко совпадающее со значением расхода

энергии на перемещение и разрыхление породы, полученным в результате общего статистического анализа (3.3).

В результате исследований установлено, что величина q_3 в уравнении (3.12) является осредненной и справедливой при взрывании пород с плотностью $\gamma = 2,6 \text{ т/м}^3$. При изменении плотности пород в большую или меньшую сторону величина q_3 (кг/м^3) должна соответствующим образом корректироваться

$$q_{pi} = q_p \gamma_i / 2,6. \quad (3.16)$$

Результаты этого анализа свидетельствуют о возможности и практической целесообразности использования показателя удельной энергоемкости шарошечного бурения не только в качестве характеристики физического состояния и прочностных свойств массива горных пород, но также в качестве меры его сопротивляемости действию взрыва. Однако в последнем случае этот показатель не является абсолютным, так как помимо крепости пород конечный результат взрыва зависит и от блочности массива.

Вопрос оперативной оценки блочности пород остается открытым и ограничивает использование показателя удельной энергоемкости бурения для оценки взрываемости пород. Одним из возможных вариантов его решения можно полагать оценку трещиноватое™ массива по скачкообразным спадам давления в гидроцилиндрах напора станка. Продолжительность периодов между спадами характеризует размеры блока, а амплитуда изменения давления — степень раскрытия трещин. Недостаток этого метода заключается в необходимости записи показаний на самопишущих приборах и последующей их обработки и анализа.

До окончательного решения этого вопроса при взрывании крупноблочных трудновзрываемых пород целесообразно в расчетную формулу (3.12) вводить второй поправочный коэффициент на дополнительный расход энергии для дробления крупных отдельных, соразмерный с их величиной и кратный кондиционному куску. Так как с увеличением блочности пород возрастает доля затрат энергии заряда на перемещение и разрыхление массива, этот поправочный коэффициент относится ко второму слагаемому уравнения (3.12), которое может быть записано следующим образом:

$$q_p = 0,15 d_0 / d_k, \quad (3.17)$$

где d_0 — средний диаметр естественных отдельностей в массиве, м; d_k — кондиционный кусок, м.

Тогда согласно выражений (3.16) и (3.17) формула для расчета удельной энергии заряда (МДж/м^3) (3.18) с учетом энергоемкости разрушения породы e , плотности γ и блочности d_0 запишется в виде

$$q_3 = 0,013e + 0,63\gamma / 2,6 \cdot \frac{d_0}{\gamma} \quad (3.18)$$

или в технических величинах (кг/м^3)

$$a_3 = 0,24e + 0,15\gamma/2,6 \cdot \frac{a_0}{\gamma}, \quad (3.19)$$

где e — удельная энергоемкость бурения, кВт·ч/м.

3.4. ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ НА ОСНОВЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ИМПЕДАНСА

В настоящее время главным фактором, определяющим ассортимент ВВ и долю каждого вида его в общем объеме поставок для данного предприятия, является степень обводненности месторождения. В зависимости от нее заказывают определенное количество водоустойчивых и неводоустойчивых ВВ. Между тем существует и второй немаловажный фактор, который заключается в необходимости соблюдения рационального соотношения между прочностными свойствами пород и энергетическими и детонационными параметрами ВВ. Теоретическому обоснованию и экспериментальному подтверждению эффективности этого направления посвящено много работ.

Г. П. Демидюк предлагает выбирать энергетические параметры заряда в соответствии с энергоемкостью разрушения породы, установленной методом воронкообразования. Для этого на основании специальных исследований и обобщения производственных данных разработана шкала взрываемости пород, завершающаяся рекомендациями по удельному расходу энергии (МДж/м^3) в зависимости от крепости пород и трещиноватости массива.

А. Н. Ханукаев на основании исследований процесса разрушения различных пород предлагает их классификацию по трудности взрывания в зависимости от акустической жесткости $A = \gamma C_p$. Этот показатель может служить основанием для выбора ВВ.

По М. А. Куку [23], помимо удельного расхода ВВ, существенным фактором, определяющим качество дробления, является необходимость соблюдения относительного импеданса $R = \rho\omega/\gamma C_p$.

В. Н. Мосинец [21] считает, что наилучший результат дробления массива взрывом может быть достигнут за счет правильного выбора параметров его нагружения: времени существования положительной фазы и напряжения во фронте волны, которое может быть представлено как

$$\frac{\gamma C_p \rho \omega}{2(\gamma C_p + \rho \omega)} g r^{(2-n)} \quad (3.20)$$

где r — относительный радиус; $n = \mu/(1-\mu)$ — показатель степени затухания (μ — коэффициент Пуассона).

Управление нагружением, как и в предыдущем случае, осуществляется подбором плотности ВВ и скорости его детонации.

Любой из этих методов основывается на определении свойств в конкретных породах с последующим распространением их результатов на обрабатываемые массивы. Сложность практической реализации этих рекомендаций заключается в необходимости про-

ведения специальных исследований и высокой пространственной изменчивости свойств пород даже в пределах одного технологического блока.

На основании результатов комплексных исследований по оценке свойств горных пород и массивов автором предложен более простой метод выбора ВВ в зависимости от прочностных свойств массива горных пород, определяемых показателем удельной энергоемкости шарошечного бурения. Принципиальная возможность такого решения вытекает из следующих результатов исследования:

наличия высокой ($r = 0,89 \div 0,95$) корреляционной связи между удельной энергоемкостью шарошечного бурения и скоростью распространения продольных волн в массиве (уравнение 1.25);

близкими значениями поверхностной энергоемкости разрушения одной и той же породы в процессах бурения и взрывания (см. разд. 3.3).

Эти предпосылки являются достаточным основанием для построения параметрического ряда, объединяющего наилучшее сочетание свойств ВВ и взрывающей породы по принципу соответствия удельной энергии ВВ удельной энергоемкости разрушения массива. В основу расчета энергетических характеристик ВВ положена экспериментально установленная статистическая связь между энергоемкостью взрывного и шарошечного разрушения породы (формула 3.12).

Использование этой зависимости при постоянном взрывающемся объеме $V = abH_y$ (где a, b — параметры сетки скважин) и объеме зарядной камеры (м^3)

$$V_3 = \frac{\pi D^2}{4} h_3, \quad (3.21)$$

где H_y — высота уступа, м; D — диаметр скважины, м; h_3 — высота скважинного заряда (м) позволяет определить удельную энергию ВВ, при которой обеспечивается средний уровень дробления породы $d_{\text{ср}} = 300 \pm 100$ мм.

Результаты расчета при стандартных условиях $v = a^2 H_y - 750 \text{ м}^3$, $D = 50$ мм, $h_3 = 11$ м и $v_3 = 500 \text{ дм}^3$ для пород с разной энергоемкостью разрушения сведены в табл. 14.

На основании этого расчета в табл. 15 для пород с определенными значениями показателя энергоемкости разрушения рекомендованы наиболее рациональные энергетические и детонационные параметры заряда, по которым может быть осуществлен выбор ВВ из имеющегося ассортимента промышленных ВВ или взрывчатых смесей, приготавливаемых на стационарных пунктах предприятий или на месте заряжания. Выбор энергетических и детонационных характеристик ВВ и взрывчатых смесей в соответствии с энергоемкостью разрушения пород на основе энергетического импеданса в значительной мере упрощает задачу планирования и расчета параметров буровзрывных работ.

При наличии набора ВВ или возможности приготовления взрывчатых смесей, соответствующих по своим характеристикам диапа-

Таблица 14

Удельная энергоемкость бурения породы e , кВт·ч/м	Удельная энергоемкость взрывного дробления γ , МДж/м ³	Удельный расход энергии на дробление и перемещение q_3 , МДж/м ³	Энергия заряда Q_3 , МДж	Оптимальная удельная энергия ВВ ϵ , МДж/дм ³
0,5	0,5	1,1	840	1,7
1,0	1,0	1,7	1260	2,5
1,5	1,5	2,1	1580	3,4
2,0	2,0	2,6	1980	4,0
2,5	2,5	3,1	2350	4,6
3,0	3,0	3,6	2730	5,5
3,5	3,5	4,2	3150	6,3
4,0	4,0	4,6	3470	7,0
4,5	4,5	5,2	3950	8,0
5,0	5,0	5,7	4200	8,5

зону взрываемых пород на карьере, бурение скважин на технологических блоках может проводиться по постоянной сетке. В ЭТОМ случае управление качеством взрыва осуществляют за счет изменения энергии заряда. Такой принцип подбора энергетических характеристик ВВ с учетом свойств взрываемых пород рассматривается в качестве перспективного направления совершенствования буровзрывных работ на многих зарубежных предприятиях. Регулирование плотности и энергии проводится в процессе зарядки скважин с помощью специальных зарядных машин с автоматическим дозированием компонентов. Следует учитывать, что в состав

Таблица 15

Энергоемкость разрушения породы e , кВт·ч/м	Полная идеальная работа взрыва $A_{и1}$, МДж/кг	Плотность заряжения ρ_3 , кг/дм ³	Объемная энергия γ , МДж/дм ³	Скорость детонации ω , км/с	Рекомендуемые ВВ и взрывчатые смеси	Стоимость 1 МДж, руб.
1	3,1	0,8	2,5	2,2—2,5	Игданит	0,024
1—1,5	3,1	1,0	3,1	2,5—3	Игданит	0,04
1,5—2	3,3	1,0	3,4	3—3,5	Граммонит 79/21	0,05
2—2,5	3,5	1,1	4,0	3,5—4	Гранулит АС-8	0,06
2,5—3	3,8	1,2	4,6	4—4,5	Ифзанит Т	0,075
3—3,5	4,0	1,25	5,0	4—5	Карбатол ГЛ-10В	0,095
3,5—4	4,2	1,4	6,0	4—5	—	—
4—4,5	4,4	1,5	6,8	4,5—5,5	—	—
4,5—5	4,6	1,6	7,5	4,5—6	Карбатол ГЛ-10В	0,07

таких смесей входят в качестве сенсibilизаторов и энергоносителей тротил и металлический алюминий в виде порошков разной дисперсности. Оба эти компонента в современных условиях относятся к категории лимитируемых и дорогостоящих. Поэтому в последнее время в нашей стране взят курс на широкое применение простейших взрывчатых смесей аммиачной селитры с горючими добавками типа игданита.

Исследования, связанные с разработкой и внедрением простейших взрывчатых смесей, выполненные во Фрунзенском политехническом институте, показали, что при существующих технических условиях простейшие взрывчатые смеси обеспечивают удовлетворительное качество дробления пород с удельной энергоемкостью разрушения до 1,5 кВт·ч/м. В условиях карьеров бассейна Каратау, характеризующихся средними значениями удельной энергоемкости бурения в пределах 1,4—1,45 кВт·ч/м, это означает возможность увеличения доли простейших взрывчатых смесей в общем объеме потребляемых ВВ до 50—55%. С улучшением качества приготовления смесей на основе применения пористой аммиачной селитры или термообработки обычной сельскохозяйственной селитры возможно расширение области их использования в породах с более высокой крепостью с $e \leq 2$ кВт·ч/м. Статистическая кривая распределения пород по энергоемкости бурения (см. рис. 7) позволяет определить в общем их объеме долю пород с конкретными значениями энергоемкости разрушения. Данные этих вычислений представлены в табл. 16.

Анализ табл. 15 и 16 позволяет определить рациональное долевое соотношение ВВ и взрывчатых смесей разных типов в общем объеме их выпуска и потребления на открытых горных работах. В связи с тем, что до 50% всего объема взрываемых пород обладают энергоемкостью разрушения менее 1,5 кВт·ч/м, доля применения игданита даже при его современном качестве изготовления может составить не менее 60—65% общей массы ВВ с учетом необходимости его увеличенного удельного расхода по отношению к

Таблица 16

Энергоемкость разрушения при бурении, кВт·ч/м (кВт·ч/м ³)	Доля пород в общем объеме измерений, %	
	по интервалам	нарастающая
0,6 (13)	5	5
0,8 (18)	8	13
1,0 (22)	12	25
1,2 (26)	15	40
1,5 (33)	10	50
2,0 (44)	25	75
2,5 (55)	11	86
3,0 (66)	6	92
4,0 (88)	5	97
5,0 (110)		

эталонному ВВ. Объем крепких и весьма крепких пород с величиной $e > 2,5$ кВт·ч/м составляет около 14—15 %, что определяет соответственно и необходимость применения **ВЫСОКОПЛОТНЫХ** мощных ВВ.

Статистические кривые распределения удельной энергоемкости бурения, составленные на основании большого числа измерений, выполненных по всему карьерному полю, представляют **ВОЗМОЖНОСТЬ** проведения подобного анализа для конкретного месторождения [8]. При этом могут быть установлены как величина среднего удельного расхода ВВ для данного карьера, так и рациональный ассортимент ВВ. В частности, в результате таких исследований установлено, что вмещающие породы и кимберлиты карьеров ПО «Якуталмаз» характеризуются невысокой крепостью и величиной энергоемкости бурения, которая не превышает 1,5—2 кВт·ч/м. В этих условиях при соответствующем уровне механизации можно практически полностью отказаться от штатных водоустойчивых ВВ и перейти на применение игданита. Экономические преимущества такого решения очевидны в связи с разницей в стоимости 1 т штатных ВВ и игданита в условиях предприятий Крайнего Севера, которая составляет 200 руб.

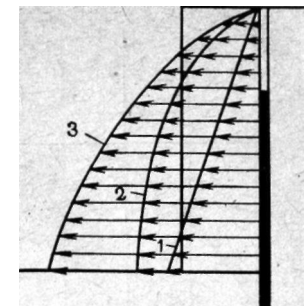
В связи с увеличением глубины открытых горных работ все ошутимее проявляется влияние обводненности массивов. Повышенная обводненность предполагает использование водоустойчивых ВВ, и поэтому в структуре их ассортимента этот фактор может играть существенную роль. Б. Н. Кутузов полагает, что ассортимент промышленных ВВ для карьеров необходимо резко ограничить. Вполне достаточно выпускать гранулотол для обводненных пород, а для сухих скважин использовать стабилизированный игданит местного приготовления или аналогичный по параметрам гранулит АС-4 В заводского изготовления.

3.5. НИЗКОПЛОТНЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ СМЕСИ С РЕГУЛИРУЕМЫМИ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИМИ И ДЕТОНАЦИОННЫМИ ПАРАМЕТРАМИ

Комплексное решение задачи управления качеством дробления пород включает не только выбор энергии заряда с учетом энергоемкости разрушения пород, но и правильное распределение этой энергии во **ВзрываеМом** объеме. Главным источником выхода негабаритной фракции, особенно при взрывании крупноблочных массивов, служит верхняя часть уступа, представляющая собой зону нерегулируемого дробления. Для того чтобы улучшить качество дробления пород в этой зоне, необходимо увеличить колонку заряда, сократив тем самым высоту забойки. Однако при обычной сплошной конструкции заряда увеличение его колонки означает увеличение удельного расхода ВВ и сопряжено с возможностью повышенного разлета кусков породы.

Результаты исследований (см. подразд. 2.4) свидетельствуют о том, что верхняя часть уступа интенсивно разрушена под действием взрыва зарядов вышележащего горизонта и обладает пони-

Рис. 11. Эпюра распределения нагрузки на скважинный заряд по высоте уступа:
1 — эпюра сил гравитации; 2 — эпюра изменения прочностных свойств пород; 3 — результирующая полного сопротивления действию взрыва



женной прочностью. Кроме изменения прочностных свойств массива с глубиной меняется нагрузка на заряд и за счет сил гравитации. В общем случае эпюра распределения нагрузки по высоте уступа, суммирующая изменение прочностных свойств пород и силы гравитации, может быть представлена в виде плавной кривой (рис. 11). Оптимальной будет такая конструкция скважинного заряда, в котором энергия по высоте изменяется в соответствии с изменением нагрузки. Эти предпосылки послужили основанием для применения в практике взрывных работ комбинированных зарядов, в которых плотность и удельная объемная энергия в нижней части уступа значительно больше, чем в верхней. Комбинированные заряды широко применяются на карьерах США и Канады **благодаря** наличию зарядных машин, способных в процессе зарядки формировать колонку ВВ с заранее заданными энергетическими и детонационными свойствами.

При отсутствии возможности использования комбинированной конструкции заряда увеличение его высоты осуществляют рассредоточением воздушными промежутками или инертной забойкой. Этот метод получил теоретическое обоснование в работах Н. В. Мельникова и Л. Н. Марченко и широко применяется на многих карьерах.

Дальнейшим развитием технологии зарядания скважин зарядами с регулируемой объемной концентрацией энергии можно считать применение вспененного гранулированного полистирола, вводимого в качестве добавки в состав основного ВВ. **Особенность** этого способа в отличие от управления объемной концентрацией за счет повышения плотности ВВ состоит в том, что добавление к ВВ вспененного полистирола позволяет регулировать параметры взрывчатой смеси (плотность, скорость детонации и удельную объемную энергию) в сторону их уменьшения по сравнению с исходным ВВ.

Применение гранулированного пенополистирола в качестве средства управления энергетическими и детонационными параметрами скважинного заряда известно с начала 70-х годов. В нашей стране в этом направлении исследования выполнялись в ЯкутНИИ-проалмазе, ДжезказганНИПИцветмете, Днепропетровском горном институте. Большой объем лабораторных, полигонных исследований и широких промышленных испытаний низкоплотных взрыв-

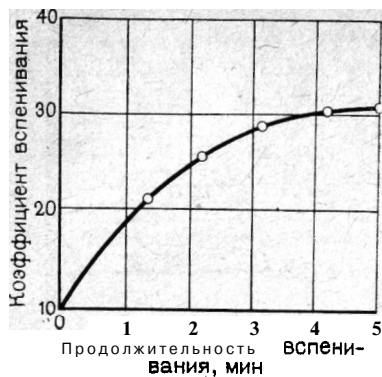


Рис. 12. График изменения коэффициента вспенивания в зависимости от продолжительности термообработки полистирола

чатых смесей на основе гранулированного пенополистирола, которые завершились получением разрешения Госгортехнадзора СССР на постоянное применение их на открытых горных работах, выполнен сотрудниками Отраслевой лаборатории Фрунзенского политехнического института. В результате этих исследований установлены не только физические и взрывные характеристики низкоплотных взрывных смесей, но также разработана технология и созданы средства для комплексной механизации их приготовления и заряжания.

Использование взрывчатых смесей с регулируемой концентрацией энергии за счет добавок гранулированного пенополистирола позволяет получить значительный технико-экономический эффект, однако в связи со специфическими особенностями этих составов необходимо достаточно четко определить область их рационального применения.

Бисерный полистирол $C_6H_5C_2H_4$ является производным стирола и представляет собой прозрачное стеклообразное гранулированное вещество. В процессе полимеризации и грануляции в него вводится газ изопентан, который составляет до 5 % массы гранул. Плотность гранул вспенивающегося полистирола марки ПСВ составляет 1,05—1,1 г/см³. Средний размер гранул 2—3 мм. При тепловой обработке в кипящей воде или паром при температуре 100 °С и выше происходит его интенсивное вспенивание, в результате объем гранул увеличивается в 30—40 раз, а плотность снижается до 0,03—0,025 г/см³. Вспененный полистирол горит с выделением энергии около 46 МДж на 1 кг массы. На рис. 12 приведен график зависимости коэффициента вспенивания от продолжительности термической обработки гранул полистирола. Низкая плотность пенополистирола позволяет широко использовать этот материал для создания воздушных промежутков в зарядах и регулирования объемной концентрации энергии взрывчатых смесей. При этом обеспечивается возможность регулирования плотности взрывчатой смеси в широких пределах при сохранении ее детонационной способности.

На основании исследований, выполненных Отраслевой лабораторией Фрунзенского политехнического института, разработаны механические взрывчатые смеси с регулируемой плотностью заряжания и скоростью детонации на основе промышленных аммиачно-селитренных ВВ, например граммонита 79/21 или аммиачной селитры и гранулированного пенополистирола (ГПП). Энер-

гетические и детонационные параметры низкоплотных взрывчатых смесей согласуются с зависимостями, для определения внутрискважинного давления

$$P = \rho \omega^2 / (n + 1), \quad (3.22)$$

где n — показатель политропы продуктов детонации (для большинства промышленных ВВ $n = 3$).

При добавлении к ВВ горючих добавок, вступающих в реакцию за плоскостью Чепмена—Жуге, а к ним в полной мере относится гранулированный пенополистирол, давление изменяется согласно зависимости

$$D = \frac{\rho_c \omega_c^2}{n+1} \left(1 - \alpha \frac{\rho_{ВВ}}{\rho_{ГПП}} \right), \quad (3.23)$$

где ρ_c, ω_c — соответственно плотность и скорость детонации смеси; α — весовая доля гранулированного пенополистирола по отношению к ВВ; $\rho_{ВВ}$ — плотность исходного ВВ; $\rho_{ГПП}$ — плотность гранулированного пенополистирола.

Экспериментальные исследования показали, что скорость детонации механических смесей взрывчатых веществ с пенополистиролом со (м/с) линейно связана с их плотностью ρ_c зависимостью вида:

$$\omega_c = \omega_{ВВ} + k(\rho_c - \rho_{ВВ}), \quad (3.24)$$

где $\omega_{ВВ}$ — скорость детонации ВВ, м/с; ρ_c — плотность смеси, кг/м³; k — эмпирический коэффициент.

При добавлении к штатным ВВ пенополистирола от 20 до 80 % по объему плотность взрывчатой смеси изменяется от 0,8 до 0,2 г/см³, скорость детонации снижается с 3200 до 1500 м/с, бризантность с 22 до 12 мм, а работоспособность по отношению к эталонному ВВ падает на 25—75 %.

Таким образом, низкоплотные взрывчатые смеси обладают широким диапазоном регулирования объемной концентрации энергии и скорости детонации, что позволяет их рекомендовать для управления дроблением горных пород зарядами регулируемой энергии в соответствии с сопротивляемостью массива по высоте уступа, а также для взрывания контурных скважин с целью повышения устойчивости бортов карьеров. Технология приготовления низкоплотных взрывчатых смесей заключается в получении вспененного полистирола, загрузке смесительно-зарядной машины компонентами и механическом перемешивании компонентов смеси в заданном процентном соотношении непосредственно в процессе заряжания скважин.

Для механизированного приготовления и заряжания низкоплотных смесей на Жанатасском рудоуправлении, карьере Удачный и Качканарском ГОКе построены и введены в эксплуатацию механизированные комплексы, включающие стационарный пункт подготовки и загрузки пенополистирола и модернизированную зарядную машину типа СУЗН-М. Пункт подготовки и загрузки пено-

полистирола состоит из установки непрерывного вспенивания полистирола и накопительного бункера. Для вспенивания полистирола изготовлены специальные установки конструкции Харьковского института пластических масс. В качестве теплоносителя в них используется водяной пар. Приготовление и зарядание низкоплотных взрывчатых смесей различной плотности осуществляют с помощью модернизированных машин на базе СУЗН-5А или МЗ-3. В задней части бункера этих машин устанавливают выдвигаемый с помощью гидроцилиндра поперечный шнек, предназначенный для смешивания компонентов и подачи их в скважину. Подают компоненты из бункера вместимостью 10 М³, разделенного перегородкой на два отделения продольными шнеками. Число оборотов каждого продольного шнека регулируется делителем потока в системе их гидропривода таким образом, что возможна подача компонентов в необходимом соотношении. К месту ввода компонентов смеси в поперечный шнек из бака, расположенного в передней части бункера, подают 2—4 % воды к объему смеси.

При работе в зимних условиях при низких температурах смеси смачивают водным раствором этиленгликоля. Смачивание компонентов предотвращает расслоение взрывчатой смеси в скважине, несмотря на резкое отличие размеров и плотности гранул ВВ или аммиачной селитры и пенополистирола. Необходимое для зарядания количество взрывчатой смеси (в литрах) контролируют по счетчику. При необходимости изменения соотношения компонентов смеси, а тем самым и плотности заряда проводится соответствующая корректировка соотношения оборотов продольных шнеков с помощью делителя потока.

Описанная технологическая схема приготовления и зарядания низкоплотных взрывчатых смесей в 1981 г. прошла промышленную проверку на карьерах Жанатасского рудоуправления. Испытания показали, что данная технологическая схема и применяемое оборудование обеспечивают высокую степень механизации процессов вспенивания полистирола, приготовления взрывчатой смеси из различных компонентов, зарядания скважин с производительностью 200—250 л/мин. При этом обеспечивается высокое качество низкоплотных взрывчатых смесей с регулированием плотности зарядов в пределах 0,15—0,8 кг/л.

В связи с тем, что добавление пенополистирола к промышленному ВВ или аммиачной селитре позволяет регулировать эти параметры в самых широких пределах, возникает вопрос относительно области использования каждой из возможных взрывчатых смесей. Комплексные исследования физических и прочностных свойств массивов горных пород, выполненные на разных карьерах, позволили определить рациональную область применения взрывчатых смесей с пониженными энергетическими и детонационными параметрами.

1. Снижение плотности и энергии скважинных зарядов с одновременным увеличением их высоты с целью улучшения качества

дробления пород в верхней части уступов при одновременном уменьшении разлета кусков породы. Такая технология зарядания может быть применена на всех без исключения карьерах. При этом в зависимости от крепости пород в нижней части заряда от 1/3 до 1/2 его высоты применяют ВВ с плотностью и удельной энергией, выбираемой в соответствии с рекомендациями, изложенными в разд. 3.4 (см. табл. 15), а выше эти параметры уменьшаются в 2—3 раза за счет соответствующей добавки пенополистирола к основному ВВ. При больших объемах взрывов такое зарядание целесообразно проводить раздельно с использованием двух зарядных машин, а при малых — одновременное с помощью описанной зарядной машины с ручным или автоматическим регулированием подачи компонентов. Опытно-промышленные и широкие промышленные испытания этой технологии зарядания на карьерах объединений «Якуталмаз», «Каратау» и Качканарском ГОКе показали, что при этом удельный расход ВВ может быть снижен на 10—15 % при одновременном улучшении качества дробления пород и повышении производительности экскаватора. Широкая проверка этого метода на карьерах трубок Мир и Удачная позволила получить экономию около 60 тыс. руб. на 1 млн. М³ взорванной горной массы.

2. При добычании полезных ископаемых, для которых по условиям их дальнейшего применения или переработки нежелательно переизмельчение или повышенное дробление руды в зоне контакта с зарядом. Это требование является типичным для целого ряда отраслей, в частности: при добыче алмазов, изумрудов, кварца, слюды, фосфорита, штучного облицовочного камня и др. Расчеты по формуле (3.23) показывают, что при последовательном уменьшении плотности смеси с 0,8 до 0,15 г/см³ и скорости детонации с 4 до 1,5 км/с детонационное давление на стенках скважины может быть уменьшено в пределе в 60—100 раз. На этом основании низкоплотные взрывчатые смеси рекомендованы к широкому применению на карьерах ПО «Якуталмаз» для дробления кимберлитов с целью максимального снижения повреждаемости кристаллов алмазов при взрывах. Их использование становится особенно эффективным, если учесть, что кимберлиты алмазных трубок Мир, Интернациональная, Удачная обладают низкой — от 0,4 до 0,9 кВт·ч/м — энергоемкостью разрушения. Согласно рекомендациям, представленным в табл. 15, их дробление возможно при использовании ВВ с удельной объемной энергией не выше 3,3 МДж/дм³ и скоростью детонации до 2,5 км/с. Этому условию удовлетворяют либо ВВ типа игданита, либо механические смеси ВВ с пенополистиролом. Использование этих рекомендаций позволило снизить удельный расход ВВ при дроблении кимберлитов с 0,6 до 0,4—0,45 кг/см³, или на 25—30 %. Учитывая высокую стоимость ВВ в условиях предприятий Крайнего Севера, экономический эффект от внедрения этой технологии составляет 13—15 коп. на 1 М³ взорванного кимберлита без учета дополнительной стоимости за счет повышения качества кристаллического материала.

3. При отстройке бортов уступов и карьера в предельном положении в настоящее время широко применяют способ предварительного шеллеобразования или гладкого взрывания, который заключается в разрушении целиков между скважинами, пробуренными по заранее заданному контуру. Для заряжания скважин с расходом ВВ от 1 до 2—4 кг/м используют гирляндные или шланговые заряды.

Результаты исследований и опыт применения низкоплотных взрывчатых смесей показали возможность их использования для оконтуривания бортов уступов и карьера в вариантах предварительного шеллеобразования и гладкого взрывания. Преимущества этих взрывчатых смесей по сравнению с гирляндными и шланговыми зарядами следующие: возможность механизированного заряжания скважин, снижение трудоемкости заряжания одной скважины по сравнению с гирляндным способом в 10—12 раз и со шланговым в 3—4 раза, сокращение стоимости взрывания 1 м до уровня стоимости при шланговом способе заряжания.

Технология заряжания контурных скважин низкоплотными взрывчатыми смесями прошла широкую проверку на руднике Жанатас ПО «Каратау» и рекомендована для применения на карьерах объединения «Якуталмаз». Исследования показали, что в наклонных скважинах диаметром 220 мм происходит безотказное взрывание зарядов из смеси ВВ или аммиачной селитры с гранулированным пенополистиролом при объемном соотношении компонентов 1/8 и плотности заряжания $\rho = 0,12—0,15$ кг/дм³. В этом случае расход ВВ на 1 м скважины находится на уровне 3,5 кг, однако в связи с тем, что скорость детонации не превышает 1,5 км/с, бризантное действие смеси полностью исключается и обеспечивается качественный отрыв массива по линии скважин без заколообразования и нарушения его устойчивости.

Краткий обзор исследований в области создания и применения низкоплотных взрывчатых смесей на основе добавок гранулированного пенополистирола к промышленным ВВ или аммиачной селитре свидетельствует о широких возможностях этой технологии. Однако практическое использование смесевых ВВ сдерживается двумя важными факторами: дефицитностью бисерного вспенивающего полистирола марок ПСБ и ПСВ и возможностью их применения только в сухих скважинах. В связи с этим во всех случаях необходимо ответственно подходить к вопросу использования ЭТИХ смесей с учетом технической необходимости и горно-геологических условий применения.

3.6. ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ МЕТОД ВЫБОРА ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Высокая неоднородность физических и прочностных свойств пород не только на разных участках карьера, но даже в пределах технологического блока остается главным фактором, осложняющим проектирование взрывных работ и достижение равномерного дробления горной массы. В связи с трудоемкостью определения кре-

пости и трещиноватости пород оценка их взрываемости по этим показателям проводится на основе укрупненного районирования карьерного поля. В этом случае породы в границах технологического блока принимают квазиоднородными, что предполагает постоянство параметров буровзрывных работ. При наличии на блоке пород с резко различающейся взрываемостью рекомендуется учитывать это обстоятельство путем соответствующей корректировки удельного расхода ВВ. Современные карьеры характеризуются большими объемами буровзрывных работ с числом скважин на блоке до 500—1000. Подготовка и проведение массового взрыва в таких масштабах сложны, так как связаны с выполнением большого объема маркшейдерских замеров, вычислений при их обработке и нанесении на план, вычислений при расчетах зарядов и составлении паспорта на взрыв. В этих условиях ощущается необходимость в упрощении принципов проектирования массовых взрывов на основе стандартизации его элементарных параметров и методов расчета. Объективной предпосылкой для разработки простейших алгоритмов подготовки массового взрыва с учетом свойств взрываемых пород по каждой скважине или в целом по блоку является использование энергетического принципа расчета главных параметров буровзрывных работ.

Рассмотрим подробно метод оперативной оценки крепости и неоднородности горных пород в массиве с использованием показателя удельной энергоемкости бурения и возможность его применения в задаче выбора параметров буровзрывных работ. Исходными предпосылками для использования энергетического подхода к расчету параметров буровзрывных работ являются зависимости (3.12) и (3.19). Если плотность и размер отдельностей пород не выходят за пределы их статистических средних значений, т. е. $\gamma = 2,6 (\pm 10\%)$ т/м³, и $d_0 \leq 1$ м, а удельная энергия ВВ $\epsilon \approx 4,2$ МДж/кг, то удельный расход ВВ может быть рассчитан по формуле (3.12). Удельную энергоемкость бурения целесообразно измерять в интервале 7—15 м от поверхности уступа, т. е. на базе второй штанги станков СБМ-250 МН или 2СБШ-200. Регистрация энергоемкости бурения в этом интервале дает наиболее точную информацию, так как верхняя часть уступа разрушена взрывами зарядов в перебурах скважин. Если измерение энергоемкости проводится в целом по второй штанге, высота которой равна 8 м, то формула принимает вид:

$$q = 0,03e_{\text{ш}} + 0,15. \quad (3.25)$$

При известном интегральном значении крепости пород в объеме, приходящемся на взрывную скважину, энергия (или масса) заряда (кг) могут быть определены следующим образом

где D — диаметр скважины, м; ρ — плотность заряда ВВ, кг/м³; ϵ — удельная энергия ВВ, МДж/кг; h_3 — высота заряда, м.

$$\text{Нагрузка на заряд (М}^3) \quad (3.27)$$

где q_3 — удельный расход энергии ВВ, МДж/м³.

Для наиболее распространенного случая расположения скважин по квадратной сетке

$$V = a^2 H_y. \quad (3.28)$$

Решив совместно уравнение (3.27) и (3.28), получим формулу для определения сетки скважин

$$\sqrt{a} = 28D. \quad (3.29)$$

В этой формуле высота уступа H_y является параметром системы разработки и величиной относительно постоянной. Высота заряда также является достаточно стабильной величиной, особенно при проведении массовых взрывов с использованием механизированного заряжения скважин зарядными машинами с объемным дозированием.

Если воспользоваться зависимостью (3.12), то формулу (3.29) можно записать в следующем виде:

Эта формула является основой задания параметров буровзрывных работ с учетом крепости взрываеваемых пород. При этом за счет постоянства высоты и энергии заряда сетка скважин и удельный расход ВВ автоматически задаются в зависимости от значения крепости породы, зафиксированной по данной скважине.

В условиях ведения взрывных работ с большими объемами подготовки, особенно с учетом механизации заряжения скважин, необходимо использовать, как отмечалось выше, более простые принципы проектирования массовых взрывов. От традиционной схемы индивидуального расчета массы заряда для каждой скважины с использованием объемной формулы $Q = qabH$ и заполнения громоздкого паспорта взрыва пора переходить к стандартизированным приемам, соответствующим современным масштабам горного производства.

Как показывает опыт, колебания расстояний между скважинами в ряду a и между рядами b являются следствием чисто случайных факторов установки станка и не связаны с изменением взрываемости пород. Поэтому нет необходимости в учете этих отклонений при расчете массы заряда. Масса заряда в целом по блоку, особенно если задана стандартная сетка скважин, которая учитывает усредненную взрываемость пород, должна быть также стандартной, что фактически имеет место на большей части карьеров. При этом корректирующим параметром должна служить высота

забойки, которую рекомендуется принимать в пределах 6—7 м в легко взрываеваемых породах и 4—5 м — в трудно взрываеваемых. В этом случае весь расчет массового взрыва для полностью подготовленного блока может быть сведен к определению общего расхода ВВ (кг)

$$\Sigma Q = Qn, \quad (3.31)$$

где Q — стандартная масса скважинного заряда, кг; n — число скважин, подлежащих заряжению.

Возможно несколько вариантов использования показателя энергоемкости бурения в расчете параметров буровзрывных работ, из которых мы остановимся лишь на двух.

I вариант. Для карьеров небольшой производительности или при небольших объемах массовых взрывов возможно оперативное изменение расстояния между скважинами в ряду в зависимости от значения энергоемкости бурения породы e (кВт·ч/м), зафиксированной на базе второй штанги при бурении предыдущей скважины. При **этом** шаг перемещения станка на следующую скважину задают по таблице, расположенной на информационном блоке прибора (см. рис. 3). При переменном значении расстояний между скважинами и постоянной массе заряда удельный расход ВВ изменяется автоматически вслед за изменением крепости пород. Расстояние между рядами для облегчения монтажа взрывной сети принимают как среднее арифметическое расстояний по предшествующему ряду. Метод оперативного изменения сетки скважин и удельного расхода ВВ прошел опытно-промышленную проверку на карьере **Саяк-1** Балхашского комбината.

II вариант. При больших объемах массовых взрывов сетку скважин задают по блоку постоянной, а удельный расход рассчитывают по среднему значению удельной энергоемкости во всем объеме бурения. Для этого на левом счетчике информационного блока прибора Прогноз-2 в начале бурения первой скважины рычагом сброса устанавливают нулевые показания, и по мере бурения осуществляется накопление энергии, расходуемой на бурение всех скважин в пределах блока. После окончания обурирования блока средневзвешенную величину энергоемкости (кВт·ч/м) определяют по формуле

$$l = E/L, \quad (3.32)$$

где E — расход энергии на бурение всех скважин в объеме блока, кВт·ч; L — суммарная глубина скважин, пробуренных на блоке, м.

Так как при этом учитывается также расход энергии на бурение в разрушенном приповерхностном слое уступа, формула для определения удельного расхода ВВ (кг/м³) (3.12) корректируется следующим образом:

$$\bar{q} = 0,3\bar{e} + 0,15. \quad (3.33)$$

Это значение является средним для расчета общей массы заряда (кг) для всего блока, которая определяется следующим образом:

$$\Sigma Q = \bar{q} V_6, \quad (3.34)$$

где V_6 — объем взрываемого блока.

Стандартную массу **СКВАЖИННОГО** заряда (кг) в этом случае рассчитывают по формуле

$$Q = \frac{\Sigma Q}{n}. \quad (3.35)$$

Второй вариант значительно проще для производственного использования, однако при этом не фиксируется при бурении и не учитывается при взрывании неоднородность физических и структурных свойств массива.

Энергетический метод расчета параметров буровзрывных работ является эффективным средством их оптимизации, **позволяющим** снизить общий удельный расход ВВ за счет его дифференцированного определения для пород разной взрываемости. Существующие принципы нормирования удельного расхода ВВ при взрывании неоднородных блоков ориентированы на применение его завышенных значений по наиболее трудновзрываемым породам. Это связано со стремлением уменьшить вероятность некачественной подготовки горной массы к экскавации. Оперативная оценка энергоемкости разрушения пород с помощью приборов, установленных на буровых станках, позволяет осуществлять более детальное районирование пород, особенно при взрывании больших технологических блоков. В результате обеспечивается возможность снижения либо среднего удельного расхода ВВ, либо использования на участках слабых пород более дешевых простейших ВВ.

Обязательным условием внедрения новой технологии буровзрывных работ является оснащение буровых станков приборами типа Прогноз-2. Отраслевой лабораторией совместно с экспериментально-конструкторским бюро при Фрунзенском политехническом институте разработана техническая документация на прибор и изготовлена их опытная партия — 80 штук.

Приборы и временная инструкция по оперативной оценке буримости и взрываемости пород переданы научно-исследовательским организациям и горнодобывающим предприятиям. Накопленный к настоящему времени опыт их использования подтвердил высокую эффективность новой технологии и позволил определить возможности ее дальнейшего совершенствования. Показательными в этом отношении являются результаты комплексных исследований, выполняемых Днепропетровским горным институтом на Анновском карьере Северного горно-обогатительного комбината под руководством Е. Г. Баранова [24]. Приборы используют для управления качеством дробления руды и обеспечения ее гранулометрического состава, удовлетворяющего требованиям питания мельниц самоизмельчения. Здесь **качество** подготовки руды тесным

образом влияет на показатели эффективности измельчения и извлечения железа в **концентрат**.

Метод управления качеством дробления на основе оперативной информации о взрываемости пород является новым и находится в стадии развития и совершенствования. На каждом карьере в зависимости от горно-геологических условий месторождения и технологии БВР он может получить свое развитие, которое трудно предугадать. Возможны иные оригинальные направления его использования. Так, например, на карьере Удачный ПО «Якуталмаз» этот метод стал составной частью исследований по программе АСУ БВР, представляющей новый этап в совершенствовании процесса.

Новые возможности совершенствования технологии буровзрывных работ на карьерах открывает также использование автоматизированных систем расчета параметров буровзрывных работ и проектирования массовых взрывов (САПР БВР). В этом направлении большая работа выполнена сотрудниками **кафедры** АСУ и ВТ Фрунзенского политехнического института под руководством В. А. Коваленко. Применение разработанной САПР увеличивает производительность проектирования паспорта БВР в десятки раз, значительно уменьшается трудоемкость подготовки исходной информации. Создается основа для проектирования и анализа множества вариантов в режиме диалога с ЭВМ. Опытная эксплуатация системы проведена на руднике Жанатас ПО «Каратау» на базе ЭВМ ЕС-1022 с графопостроителем ЕС-7052. Практическая ценность таких систем неизмеримо возрастает, если при автоматизированном проектировании БВР используют информацию о прочностных свойствах взрываемых пород. Введение этой информации возможно в двух **вариантах** — на основе оперативных данных, полученных в процессе обурирования технологического блока, и использованием данных о **прочностных** свойствах пород, зарегистрированных при подготовке вышележащего горизонта (прогнозная информация) [8].

Анализ работы, предприятий показывает, что за последние 10 лет удельный расход ВВ по всем отраслям горнодобывающей промышленности вырос на 10—15% и эта тенденция продолжает сохраняться. На многих предприятиях удельный расход ВВ превысил 1 кг/м³. На рис. 13 представлена гистограмма и выравнивающая кривая распределения удельного расхода ВВ по 138 отечественным и зарубежным карьерам. Кривая, построенная на основе достаточно представительного статистического материала, свидетельствует о том, что среднее значение удельной энергоемкости взрывного разрушения горных пород до уровня $d_{cp} = 300 \pm 100$ мм составляет 0,55 кг/м³. При этом в зависимости от взрываемости пород величина a изменяется от 0,15 до 1,5 кг/м³.

Если сопоставить распределение горных пород по энергоемкости их шарошечного и взрывного разрушения, то обращает внимание довольно близкое совпадение в форме и параметрах кривых. Среднему значению удельной энергоемкости бурения 1,5 кВт·ч/м соответствует среднее значение удельного расхода ВВ, рассчитан-

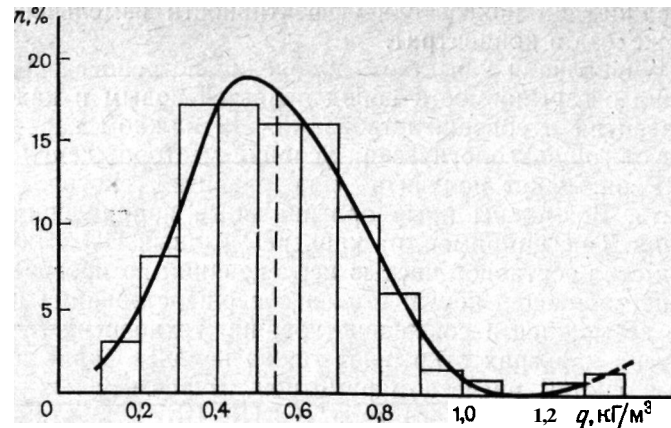


Рис. 13. Гистограмма и выравнивающая кривая распределения удельного расхода ВВ по 138 карьерам различных отраслей в СССР и за рубежом

ного по формуле (3.12), $q_3 = 0,5 \text{ кг/м}^3$. Фактически **средневзвешенная** величина удельного расхода ВВ на 138 карьерах составляет $0,55 \text{ кг/м}^3$, что выше расчетной на 10 %. Эта разница не случайна, а является следствием завышенного против действительно необходимого удельного расхода ВВ.

В условиях постоянно увеличивающихся объемов добычи горной массы нормирование удельного расхода ВВ является важной составной частью общегосударственной энергетической **программы**. Необходимость строгого контроля за нормированием и потреблением ВВ усугубляется рядом дополнительных обстоятельств — увеличением обводненности месторождений с ростом глубины их разработки, растущим дефицитом тротила и высокой удельной стоимостью единицы химической энергии ВВ.

4.1. ПОКАЗАТЕЛИ СОПРОТИВЛЯЕМОСТИ ПОРОД ПРОЦЕССУ КОПАНИЯ

Выемочно-погрузочные работы на карьерах являются наиболее энергоемкими из всех технологических операций открытых горных работ. Доля потребления электроэнергии экскаваторами на карьерах с автомобильным транспортом доходит до 80 %, а с **электро-ВОЗНЫМ** — до 40 % общего расхода энергии.

Процесс экскавации пород непосредственно из массива или после их взрывного разрушения изучен в настоящее время достаточно полно. В работах Ю. И. Белякова [25] и Н. Я. Репина [26] приведены результаты исследований, позволившие установить влияние основных физико-технических параметров забоя на показатели процесса копания; предложены эмпирические и аналитические зависимости для расчетов производительности экскаваторов. В качестве общей характеристики сопротивляемости пород процессу экскавации используют показатель удельного сопротивления копанию

$$K_F = P/S, \quad (4.1)$$

где P — касательная составляющая сопротивления копанию; S — площадь поверхности срезаемой ковшем стружки.

Для экспериментальных измерений K_F в процессе копания устанавливают на экскаваторе специальные датчики. По организации эксперимента и обработке полученных данных этот метод сложный и трудоемкий и поэтому может применяться только в исследовательских целях. Между тем необходим постоянный оперативный контроль за условиями работы экскаватора на основе использования более простых и не менее надежных критериев оценки физико-технических параметров забоя. Эта задача становится особенно актуальной на карьерах, где выемочно-погрузочные работы проводятся после предварительного рыхления горных пород взрывом. В этом случае появляется возможность оценки качества подготовки забоя по параметрам процесса экскавации.

В последние годы ухудшились горно-геологические условия месторождений, разрабатываемых открытым **способом** — увеличилась глубина карьеров, уменьшилась ширина рабочих площадок, возросли расстояния транспортировки горной **массы** и т. д. В то же время рост масштабов открытых горных работ и оснащение их все более мощными механизмами предъявляет растущие требования к повышению технологической дисциплины производства буровзрывных работ, качеству подготовки горной массы к выемке, а также к эксплуатации и обслуживанию **ЭКСКАВАЦИОННОЙ** техники.

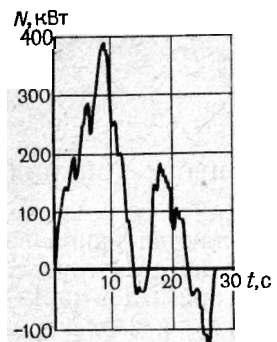


Рис. 14. Диаграмма мощности, потребляемой экскаватором ЭКГ-4,6 за цикл

грузки завершаются в течение нескольких секунд или десятков секунд. Это обстоятельство предъявляет совершенно особые требования к средствам контроля и управления в отношении их быстродействия. За такой промежуток времени машинист не может контролировать более одного-двух параметров, и предпочтение должно быть отдано автоматизированной системе управления при минимуме контролируемых и управляемых параметров

Рабочий цикл одноковшовых экскаваторов включает следующие основные операции: наполнение ковша, поворот ковша к месту разгрузки, возвращение в исходное положение. На рис. 14 приведена диаграмма мощности, потребляемой экскаватором ЭКГ-4,6 в течение рабочего цикла, с указанием его отдельных элементов. Пикообразный характер диаграммы на участке черпания объясняется изменением сопротивления взорванной породы процессу копания, обусловленным неоднородностью ее физико-технических свойств — кусковатости и коэффициента разрыхления. После завершения процесса черпания, который в неблагоприятных условиях может повториться несколько раз до полного заполнения ковша, включаются поворотные двигатели. Продолжительность поворота зависит от его угла и определяется местом установки транспортного сосуда. При подходе к месту разгрузки отмечается работа двигателей поворота в генераторном режиме торможения. После разгрузки происходит поворот к забою с одновременным опусканием ковша.

Максимальное потребление мощности происходит при черпании горной массы и повороте с грузом ковшем. В общем случае, как показали исследования, выполненные на различных экскаваторах, они пропорциональны вместимости ковша. Одновременно установлено, что форма диаграммы потребляемой мощности во многом зависит от квалификации машиниста экскаватора и стиля его работы. В этом отношении можно выделить жесткие приемы копания на повышенных силовых режимах при больших значениях потребляемой мощности и мягкие — при относительно небольших

Современный экскаватор практически не имеет средств контроля за режимными и технологическими параметрами процесса копания и нагрузкой наиболее ответственных узлов. Машинист экскаватора в отличие от машиниста бурового станка или водителя автосамосвала не располагает информацией о режиме и параметрах процесса. Их оценка проводится только на основании субъективного опыта, что не исключает возможных перегрузок и поломок отдельных узлов экскаваторов.

Кроме того, в отличие от процесса бурения скважины или движения автосамосвала, время которых измеряется десятками минут, процесс копания или полный цикл по-

значениях мощности и несколько увеличенном времени операции черпания.

Стиль работы в данном случае определяет вероятность поломок машины и необходимость ограничения перегрузок как средства снижения аварийности экскаваторов.

Если значения потребляемой мощности отражают в большей мере энергетические характеристики экскаватора и индивидуальную квалификацию машиниста, то полные затраты энергии на цикл, отнесенные к объему погруженной горной массы, характеризуют физико-технические параметры забоя. Этот вывод сделан в результате изучения электрических нагрузок карьерных экскаваторов в забоях, представленных породами разного Петрографического состава и физического состояния [27]. В исследованиях [8] показатель удельной энергоемкости экскавации рассматривался не только в качестве критерия экскавируемости забоя, но и как средство оперативной оценки качества взрывных работ и оптимизации их параметров. По сравнению с другими характеристиками состояния забоя, такими, как кусковатость горной массы $d_{ср}$, коэффициент ее разрыхления K_p , плотность пород γ , удельное сопротивление копанию K_F , показатель удельной энергоемкости экскавации $e_э$ обладает целым рядом преимуществ. Во-первых, он является интегральным критерием, отражающим весь комплекс свойств забоя, влияющих на энергетические, силовые и временные параметры процесса экскавации; во-вторых, допускает постоянный и оперативный контроль с помощью относительно несложных устройств с цифровой индикацией.

Таким образом, энергетические характеристики экскавации можно рассматривать не только в качестве критерия оценки свойств и состояния забоя, но использовать их в решении задачи оптимизации сопряженных технологических процессов — буровзрывных и выемочно-погрузочных работ.

4.2. ЗАКОНОМЕРНОСТИ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ

Качество дробления массива взрывом зависит от сочетания многих факторов: естественной трещиноватости и крепости пород, параметров буровзрывных работ (сетки расположения и диаметра скважин, удельного расхода ВВ и др.). Даже в случае относительного постоянства перечисленных факторов и достаточности удельного расхода ВВ гранулометрический состав продуктов разрушения, определяемый средним диаметром кусков или выходом негабаритной фракции, в разных частях различный. Исследованию качества дробления пород и установлению закономерности размещения негабаритной фракции в развале посвящено много работ. В результате установлены не только причины неравномерного дробления, но также некоторые количественные зависимости. Так, в работе В. К. Рубцова показано, что выход негабарита находится

В закономерной связи с числом взрываваемых рядов скважин и может быть описан выражением

$$V \quad (4.2)$$

где V_n — выход негабарита при взрывании n рядов скважин, %; V_0 — выход негабарита при однорядном взрывании по тем же параметрам, %.

Обработка большого числа фотопланограмм забоев в процессе экскавации [28] позволила установить количественные закономерности выхода негабарита в навале от многорядного взрыва (рис. 15). Особенности этого распределения указывают на то, что основной объем негабаритной фракции относится к верхней части блока. Наименьший выход негабарита наблюдается в средней части уступа из межрядной области; с приближением к подошве выход его несколько повышается. В этой закономерности проявляется постепенность перехода от верхней нарушенной части уступа с неуправляемым дроблением пород к регулируемому дроблению в средней части и к монолитному массиву в подошве горизонта. Отмеченные закономерности в качестве дробления горной массы и пространственном распределении ее по фракциям на различных участках навала имеют место при условии петрографической и структурной однородности взрываемого массива. Для большей части месторождений цветной и черной металлургии одним из главных факторов, осложняющих проблему качественного дробления, является пространственная неоднородность физических и технологических свойств руд и пород. В этих условиях управление качеством дробления и оценка его конечного результата представляют сложную задачу.

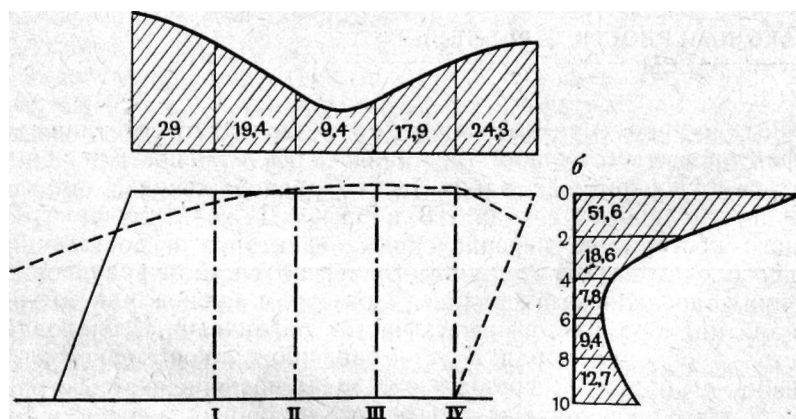


Рис. 15. Относительное содержание негабарита в развале массового взрыва: а — по рядам скважин; б — по высоте навала

В технической литературе известны многочисленные попытки прогнозирования гранулометрического состава взорванной горной массы. Интерес к этой задаче объясняется необходимостью достижения качества дробления, удовлетворяющего, например, условию эффективного использования экскавационной и транспортной техники непрерывного действия. Наиболее систематизированный материал в области установления основных закономерностей дробления горных пород взрывом представлен в работе И. Ф. Оксанича и П. С. Миронова, использовавших энерговероятностный метод решения задачи. Авторы рассмотрели множество способов управления качеством дробления, предложили методику прогнозирования гранулометрического состава в функции удельного расхода ВВ и параметров буровзрывных работ. Однако надежность существующих методов прогнозирования гранулометрического состава взорванной скальной породы и работы экскаваторов оказывается не выше надежности определения взрываемости пород. На технологических блоках, сложенных породами различной трещиноватости и крепости, результат взрыва, как уже подчеркивалось в разд. 3, будет в большинстве случаев непредсказуем, и с этим следует считаться.

Одним из наиболее эффективных способов достижения равномерного дробления качественно неоднородных массивов является использование метода оперативного регулирования параметров буровзрывных работ на основе показателя удельной энергоемкости шарошечного бурения. Несколько вариантов новой технологии буровзрывных работ рассмотрены в подразд. 3.6. Широкая опытно-промышленная проверка, выполненная на карьерах Саяк-1 Балхашского комбината, Анновском карьере СевГОКа и карьере трубки Удачная ПО «Якуталмаз», показала возможности этого метода в регулировании качества дробления пород при одновременном снижении удельного расхода ВВ. Тем самым определены практические направления решения задачи районирования технологических блоков, геометризации месторождения и прогнозирования пород нижележащих горизонтов по их крепости и неоднородности. Оценка качества и равномерности дробления пород проводилась по величине удельной энергоемкости экскавации самопишущими приборами типа Н-348 и Н-390 по методике, изложенной в разд. 1.4. В результате установлено, что при технологии оперативного управления параметрами буровзрывных работ обеспечивается более равномерное дробление пород и производительность экскаваторов возрастает на 10—15%. Количественной мерой равномерности дробления можно полагать коэффициент вариации удельной энергоемкости экскавации, который в этих условиях равен 10—12%, в то время как при обычной технологии буровзрывных работ с постоянными параметрами коэффициент вариации доходил до 25—35%.

Кусковатость горной массы влияет на производительность экскаваторов даже при использовании машин с большой вместимостью ковша. Об этом свидетельствуют данные, приведенные на

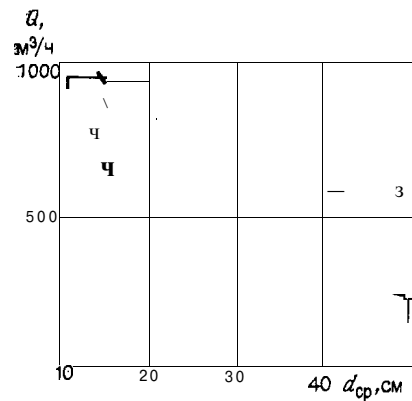


Рис. 16. Зависимость производительности экскаваторов ЭКГ-4,6 (1), ЭКГ-8И (2) и ЭКГ-12,5 (3) от качества дробления пород

выход фракций $+1000$ мм в основном не превышает 4 % и лишь на отдельных карьерах с особо трудновзрываемыми породами доходит до 15 %. На карьерах цветной металлургии дробление несколько хуже, выход фракций $+1000$ мм доходит до 10 %, а величина среднего диаметра куска изменяется в пределах 250—450 мм. В целом по открытым горным работам качество подготовки горной массы к экскавации может характеризоваться средневзвешенным диаметром куска около 300 мм при коэффициенте вариации 30 %. Оказывая существенное влияние на техническую производительность экскаватора, качество дробления отражается и на энергоёмкости процесса погрузки. В результате исследований [11] установлено, что при изменении $d_{ср}$ от 200 до 450 мм удельная энергоёмкость погрузки возрастает от 0,2—0,25 до 0,5—0,6 кВт·ч/м³. Эти данные получены в сопоставимых условиях при величине коэффициента разрыхления горной массы 1,2—1,3. При этом отмечено, что удельные энергозатраты экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8И в разных условиях практически одинаковы.

Наряду с кусковатостью взорванной горной массы вторым показателем ее состояния, оказывающим влияние на производительность и энергоёмкость экскавации, следует считать коэффициент разрыхления. Коэффициент разрыхления K_p является показателем, отражающим ряд параметров физического состояния среды: качество дробления, степень перемещения массива, связность пород, обрушаемость, устойчивость, экскавируемость. Из всего многообразия взаимосвязанных факторов в наибольшей мере изучена зависимость коэффициента разрыхления от кусковатости материала. В результате исследований, выполненных А. А. Лукашевым и Н. П. Сеиновым, установлена связь K_p с гранулометрическим составом взорванной массы. В зависимости от соотношения фракций величина K_p может изменяться от 1,25—1,3 до 1,85—2.

Исследования показали, что при современной технологии буровзрывных работ, характеризующейся широким использованием

рис. 16, на котором кривыми 1, 2, 3 иллюстрируется зависимость производительности экскаваторов ЭКГ-4,6; ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5 от среднего диаметра кусков взорванной горной массы. Статистический анализ результатов массовых взрывов на карьерах показывает, что степень дробления горных пород редко выходит за вполне определенные средние показатели. На основе экспериментального материала установлено, что средневзвешенный диаметр куска на карьерах железорудной промышленности изменяется в диапазоне 220—250 мм,

многорядного короткозамедленного взрывания, среднее значение K_p по технологическому блоку может изменяться от 1,1 до 1,6. При этом установлена эмпирическая зависимость коэффициента разрыхления от среднего диаметра куска взорванной горной массы, которая удовлетворительно описывается простейшим выражением

$$K_p = 1 + d_{ср}, \quad (4.3)$$

где $d_{ср}$ —средний диаметр куска, м.

Коэффициент разрыхления является также относительной характеристикой линейных деформаций внешних и внутренних элементов блока или уступа. В этом отношении он может служить мерой влияния технологии подготовки забоя на величину потерь и разубоживания руды, которые возникнут в процессе экскавации рудной массы.

Таким образом, результаты исследований свидетельствуют о том, что коэффициент разрыхления горной массы при взрывании относительно однородных массивов не является случайной или неопределяемой величиной. Его значения в любой точке развала могут быть установлены на основании несложных расчетов при наличии нескольких легко измеряемых общих параметров: среднего коэффициента разрыхления по сечению, ширины развала и удельного расхода ВВ.

Пространственная изменчивость коэффициента разрыхления в сочетании с непостоянством качества дробления пород в разных точках развала оказывают существенное влияние на энергоёмкость процесса разработки забоя и производительность экскаватора. В зависимости от сочетания абсолютных значений $d_{ср}$, K_p и других факторов удельные энергозатраты на разработку и погрузку 1 м³ породы могут отличаться до 10 раз.

4.3. ВЛИЯНИЕ ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЯ НА ПОКАЗАТЕЛИ ЕГО ЭКСКАВИРУЕМОСТИ

Ю. И. Беляковым на основании исследований была предложена уточненная классификация пород по удельному сопротивлению копанью для карьерных мехлопат, известная в настоящее время как классификация Н. Г. Домбровского—Ю. И. Белякова. Все породы в зависимости от состояния разделены на восемь категорий — от мягких и рыхлых, экскавируемых без применения взрывных работ, до мерзлых и крепких скальных, требующих обязательного предварительного рыхления. В качестве классификационных признаков приняты показатели прочности на сжатие, сцепления в массиве, а также значения коэффициента разрыхления при различной кусковатости взорванных пород. Обобщающей характеристикой служит величина удельного сопротивления копанью K_F . Величины удельного сопротивления копанью в этой классификации установлены экспериментально и изменяются от $0,1 \cdot 10^5$ Н/м² для I категории до $10 \cdot 10^5$ Н/м² для VIII категории экскавируемости.

Для каждой категории с учетом величин K_p , $d_{ср}$, а также коэффициента крепости f или плотности пород γ определена техническая производительность механических лопат, которая может быть использована для составления норм выработки.

На горнодобывающих предприятиях нормативным документом остается классификация ЦБПНТ, согласно которой породы разделены на пять категорий. Основными признаками, определяющими продолжительность цикла экскавации, служат плотность породы γ в целике γ и величина удельного сопротивления копанью K_f . Несмотря на значительное сокращение признаков, практическое использование классификации остается затруднительным из-за сложности определения величины удельного сопротивления копанью.

Опыт комплексных исследований по оценке буримости, взрываемости и экскавируемости пород показал, что на современном уровне развития техники и технологии, а также средств измерения режимных и технологических параметров процессов открытых горных работ целесообразно переходить на новый качественный уровень их оценки. При этом необходимо ориентироваться не на разобщенные показатели, когда классификация пород и технологический процесс существуют отдельно, а исходить из принципа их неразрывной связи, т. е. определять свойства объекта разработки через энергетические показатели сопряженного технологического процесса.

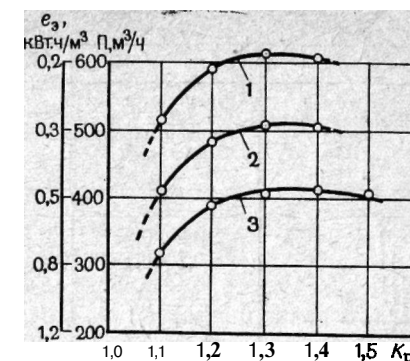
Изучение энергоемкости экскавации в зависимости от физико-технических параметров забоя проводилось на различных карьерах по методике, изложенной в подразд. 1.4. Подробный анализ этих исследований изложен в работе [8], поэтому достаточно ограничиться кратким рассмотрением основных результатов и их количественной оценкой. В качестве примера приведены результаты исследований, выполненных на Коунрадском карьере. Запись расхода энергии при погрузке пяти стотонных думпкаров проводилась на блоках, взорванных многорядным способом, что позволило определить параметры процесса погрузки по разным заходкам в породах разного гранулометрического состава и разрыхления (рис. 17). Анализ показал, что наиболее высокие затраты энергии на погрузку 1 м^3 приходятся на первую заходку. Во второй заходке затраты энергии в среднем на 20 % меньше, чем по первой заходке, и в третьей заходке вновь повышаются на 15—20 %, достигая почти такой же величины, что и по первой заходке. Наблюдения за условиями разработки забоя по заходкам позволили установить основные причины колебания удельных энергозатрат.

По первой заходке. Высокий расход энергии объясняется совокупным влиянием трех факторов: малой высотой забоя, плохим качеством дробления пород и большим коэффициентом разрыхления. Неблагоприятное сочетание этих факторов является характерным для участка, относящегося преимущественно к первому ряду скважин.

По второй заходке. Низкий удельный расход энергии в этой зоне, находящейся в области действия между 1-м и 3-м рядами

Рис. 17. Изменение удельной энергоемкости погрузки 1 м^3 и производительности экскаватора ЭКХ-8И в зависимости от коэффициента разрыхления и качества дробления пород:

1, 2, 3 — соответственно для средних диаметров кусков взорванной горной массы 200, 300 и 400 мм



скважин, является следствием более качественного дробления в сочетании с оптимальной величиной коэффициента разрыхления. Среднее значение K_p в этой зоне колеблется в пределах 1,15—1,2.

По третьей заходке. Возрастание удельных энергозатрат объясняется тем, что в большинстве случаев заходка пространственно находится в зоне за 3-м рядом скважин. В этой части, являющейся граничной для большинства многорядных взрывов с числом рядов скважин до 5—6, качество дробления пород несколько хуже, коэффициент разрыхления имеет минимальные значения, в пределе приближающиеся к 1. Кроме того, если выемка ведется до целика без оставления буфера, экскаватор значительную часть времени работает на контакте с массивом.

Исследования энергоемкости разработки забоев и погрузки 1 м^3 горной массы с различными физико-техническими параметрами показали следующее:

1) величина удельной энергоемкости погрузки в зависимости от качества дробления, коэффициента разрыхления, высоты развала, порядкового номера заходки, состояния подошвы и угла поворота экскаватора изменялась от 0,3 до 1,24 кВт·ч/м³;

2) по единичным циклам, характерным для самых благоприятных и наиболее трудных условий, эта величина составила соответственно от 0,2 до 1,6 кВт·ч/м³;

3) дополнительный расход энергии на подготовку забоя в периоды между подачей транспортных сосудов, отброс негабарита, оформление подошвы и т. д. изменялся от 0 до 28 % и по всему объему наблюдений составил 10,3 %.

Исследования, выполненные на карьере Саяк-1, показали, что дополнительный к основному расход энергии также составил около 10%, в связи с чем эта величина может быть признана средней нормативной. Так как дополнительный расход энергии находится в очевидной связи с удельной энергоемкостью основной погрузки, его следует вводить в классификацию дифференцированно от 1—2 % для категории I до 25—30 % для VIII.

Таким образом, результаты исследований, выполненных при работе экскаватора в забоях с различными горно-геологическими

Категория экскавируемости пород	Удельная энергоёмкость погрузки 1 М ³ горной массы, кВт·ч/м ³	Производительность экскаватора (чистое время погрузки), м ³ /ч		
		ЭКГ-4,6	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5
I	0,2—0,3	>500	>800	>1100
II	0,3—0,4	400—500	700—800	1000—1100
III	0,4—0,55	400—450	600—700	900—1000
IV	0,55—0,7	350—400	500—600	800—900
V	0,7—0,9	300—350	450—500	700—800
VI	0,9—1,15	250—300	400—450	600—700
VII	1,15—1,5	200—250	350—400	500—600
VIII	>1,5	<200	<350	<500

условиями, физико-техническими свойствами горной массы и параметрами развалов, позволяют рекомендовать к практическому применению следующую энергетическую шкалу экскавируемости Пород (табл. 17).

В отличие от существующих классификаций ШКАЛА отличается очевидной простотой. Практическая полезность ее заключается в возможности действительного контроля условий работы экскаватора на основе объективного показателя. Ее практическое применение требует оснащения каждого забойного экскаватора средствами измерения расхода энергии при обязательном учете количества отгруженной горной массы. Оснащение экскаваторов средствами измерения расхода энергии представляет важную и вместе с тем сложную задачу. В отличие от буровых станков, на которых проводятся измерения мощности в пределах нескольких десятков кВт при величине напряжения 380 В, на экскаваторах приходится измерять мощности порядка нескольких сотен и даже тысяч кВт при напряжениях 6000 В. Использование серийно выпускаемых: электромеханических счетчиков или самопишущих ваттметров в силу ограниченности характеристик приводит к необходимости подключения их через трансформаторы тока и напряжения, что создает известные трудности в работе с приборами.

Значительно более целесообразным является обеспечение экскаваторов специальными средствами контроля за расходом энергии и величиной потребляемой мощности, установленными на заводе-изготовителе и входящими в обязательный комплект регистрирующей аппаратуры." По аналогии с прибором Прогноз-2 для буровых станков значения расхода энергии должны фиксироваться как по отдельным циклам, так и накапливаться на индикаторах с цифровыми показаниями. В связи с тем, что реальный интерес представляет величина удельного расхода энергии, необходимо учитывать тем или иным способом и фактическую выработку экскаватора. С точки зрения контроля за процессом экскавации в системе автоматизированного управления карьером наиболее прогрессив-

ным можно считать такое устройство, которое при погрузке выдает информацию об удельных энергозатратах В размерности кВт·ч/м³ или кВт·ч/т. Это требует оснащения экскаваторов датчиками взвешивания горной массы в ковше, что технически не является невозможным.

Фирма «Демаг» (ФРГ), являющаяся крупным поставщиком мощных гидравлических экскаваторов, оснащает одну из моделей машин с вместимостью ковша 10 М³ системой взвешивания каждого ковша, позволяющей вести учет фактической загрузки самосвалов, часовой и сменной производительности экскаватора.

Учет отгруженной горной массы может осуществляться также либо с помощью датчиков, установленных на каждом самосвале, либо с помощью взвешивания на стационарном контрольном пункте, например в системе «Карат». Результаты исследований показали, что разработанная энергетическая шкала является в известной мере универсальной, значения удельной энергоёмкости погрузки практически не зависят от марки экскаватора, что подтверждается также данными, приведенными в работе [27]. Однако область ее применения ограничена взорванной горной массой и экскаваторами типа механической лопаты. Энергетическую шкалу можно использовать также для оценки качества взрыва. В отличие от традиционного способа определения качества взрыва по гранулометрическому составу горной массы такая оценка является более объективной, так как включает весь комплекс физико-технических параметров забоя. Для этого вполне пригодна следующая шкала уровня дробления, являющаяся производной от энергетической шкалы экскавируемости (табл. 18).

Этот метод в сочетании со шкалой является оперативным и достаточно надежным. Он может использоваться в системах автоматизированного управления технологическими процессами открытых горных работ, в частности в качестве оператора обратной связи для оценки правильности выбранных параметров буровзрывных работ.

При организации и проведении исследований по энергоёмкости экскаваторных работ, а также при расчетах линий электропередач и подстанций необходимо знать абсолютные значения средних и предельных уровней измеряемых и потребляемых нагрузок. С этой целью в табл. 19 приведены основные нагрузочные харак-

Таблица 18

Качественный уровень подготовки забоя (результат взрыва)	Энергоёмкость погрузки $e_{Э}$, кВт·ч/м ³	Вероятные значения $d_{ср}$, мм
Хороший	<0,4	<200
Удовлетворительный	0,4—0,7	<300
Плохой	0,7—0,9	<400
Очень плохой	>0,9	>400

Таблица 19

Экскаватор	Значение параметров нагрузки				
	$I_{ср}, А$	$I_{max}, А$	$N_{ср}, кВт$		$E_{ц}, кВт·ч$
ЭКГ-4,6	11—17*	11—17	77—90	160—210	0,3—0,5
	12—20	15—23	80—140	190—340	0,6—2,5
ЭКГ-8	30—32	50—54	180—200	480—500	—
	34—43	62—84	220—360	620—850	1,5—3,5
ЭКГ-8И	22—30	55—60	190—220	470—500	—
	25—38	52—85	310—400	800—990	2—4,1

* В числителе дано значение параметров для холостого хода, в знаменателе — при погрузке горной массы.

характеристики карьерных экскаваторов типа механической лопаты — средние и максимальные значения потребляемого тока $I_{ср}$, I_{max} (А); мощности $N_{ср}$, N_{max} (кВт) и расхода электроэнергии за цикл, $E_{ц}$ (кВт·ч).

Сравнение показывает, что у экскаваторов типа механической лопаты лишь около 30 % всей потребляемой мощности расходуется на полезную работу копания и перемещения горной массы и 70 % — на так называемый холостой ход. Такое соотношение объясняется большой массой поворотной платформы экскаватора и большим расходом энергии на преодоление ее момента инерции при поворотах на разгрузку и в забой.

На угольных разрезах большое распространение получили драглайны с длиной стрелы 60—100 м и вместимостью ковшей 14—100 м³. Драглайнами разрабатывают преимущественно рыхлые и мягкие породы, поэтому затраты энергии на черпание 1 м³ значительно ниже, чем при разработке скальных пород механическими лопатами. Однако полезный расход энергии на 1 м³ для драглайнов выше в связи с более значительным расстоянием перемещения горной массы. Для сравнения в табл. 20 приведены нагрузочные характеристики драглайнов ЭШ-6/60 и ЭШ-14/75.

Удельная энергоёмкость экскавации и перемещения 1 м³ породы драглайном ЭШ-14/75 находится на уровне 1,15—1,75 кВт·ч, что примерно в 2—3 раза выше средней энергоёмкости погрузки мехлопатами.

Следует иметь в виду, что расстояние перемещения при повороте на 180° этим драглайном составляет свыше 150 м, в то время как для экскаватора ЭКГ-8И оно находится на уровне 25—30 м. Соответственно время цикла в 2—3 раза больше, а величина мощности, расходуемой на совершение полезной работы, у драглайнов доходит до 40—42 %.

Таким образом, при современных масштабах открытых горных работ затраты энергии, связанные с выемкой и погрузкой горной

Таблица 20

Экскаватор	Значения параметров нагрузки				
	$I_{ср}, А$	$I_{max}, А$	$N_{ср}, кВт$	$N_{max}, кВт$	$E_{ц}, кВт·ч$
ЭШ-6/60	30—35*	70—80	180—200	740—750	3,5—4,0
	40—48	90—140	300—400	1000—2000	5—8
ЭШ-14/75	90—100	150—160	450—500	1500—1600	8—9
	110—120	170—185	700—850	1800—2100	12—15

* В числителе дано значение параметров для холостого хода, в знаменателе — при погрузке горной массы.

массы, измеряются миллиардами кВт·ч в год. Качественный взрыв при рациональных соотношениях кусковатости и разрыхления горной массы может способствовать снижению удельных энергозатрат при погрузке в 2—3 раза. Однако следует учитывать, что проблема не решается только за счет механического увеличения удельного расхода энергии ВВ. Более того, при данных параметрах сетки скважин существует предел энергоёмкости качественного дробления пород, при достижении которого энергия заряда в большей мере расходуется на выброс, чем на дробление. Удельная энергоёмкость экскавации имеет выраженный экстремум, который свидетельствует о наличии оптимальных значений качества дробления пород и степени их разрыхления. Такое сочетание обеспечивается только при определенных параметрах расположения скважин и удельном расходе ВВ. Поэтому вполне обоснованно можно полагать, что минимальный уровень энергозатрат при экскавации в первом приближении является критерием оптимизации параметров буровзрывных работ. Обращает внимание очевидная простота такого энергетического подхода и возможность его использования в системах автоматизированного управления технологическими процессами.

ЭНЕРГОЕМКОСТЬ 5. ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ

Объем перевозок горной массы на открытых горных работах в СССР в одиннадцатой пятилетке составил свыше 12 млрд. т в год. По карьерам цветной металлургии в среднем за год перевозится свыше 1 млрд. т горной массы, а полный грузооборот составляет около 2500 млн. тонно-километров. На карьерах черной металлургии объем перевозок превышает 1,2 млрд. т в год. При этом около половины его приходится на автомобильный транспорт и свыше 40 % — на железнодорожный.

Транспортирование горной массы из всех технологических процессов открытых горных работ является самым трудоемким — на его долю приходится до 50 % общей себестоимости добычи 1 т. Снижение затрат на транспортирование остается одной из основных задач повышения технико-экономических показателей открытого способа разработки. Технологический транспорт на данном этапе является одним из самых узких мест на пути интенсификации добычи полезных ископаемых открытым способом. Транспортирование горной массы из открытых горных работ осуществляется в настоящее время различными способами. Наибольшее распространение имеют автомобильный и железнодорожный транспорт. Железнодорожные перевозки обеспечивают преимущественно за счет электровозной откатки и в значительно меньшем объеме — тепловозами и паровозами. Получают развитие непрерывные виды транспорта — конвейерный, трубопроводный и гидравлический.

Выбор и обоснование того или иного вида транспорта определяются горно-геологическими условиями объекта разработки, возможностями транспортного машиностроения и производительностью предприятия. Экономическая эффективность каждого из вариантов оценивается путем экономико-математического моделирования на основе показателя приведенных затрат. Продолжая общую линию по анализу показателей удельной энергоемкости технологических процессов открытых горных работ, в данном разделе целесообразно провести сравнение эффективности некоторых видов транспорта с позиций удельных энергозатрат на перевозку 1 т горной массы.

Производительность транспортных систем с подвижным составом, т. е. автомобильного и железнодорожного, оценивают двумя основными показателями: объемом перевезенной горной массы (в M^3 или тоннах) и величиной грузооборота (в тонно-километрах). Для стационарных устройств с непрерывным транспортированием грузов используют единый показатель — объем выданной горной массы.

Эти общепринятые показатели не учитывают специфических условий транспортирования горной массы на карьерах. Особенность открытых горных работ заключается в перевозке грузов с преодолением значительных подъемов или спусков. Поэтому сравнение эффективности транспортных систем по показателям количества перевезенного груза (M^3 или тонн) или грузооборота (тонно-километры) может применяться только при условии их полной идентичности. При сравнительном анализе различных видов транспорта в разных условиях эксплуатации целесообразнее использовать такие показатели, которые отражают наиболее общие и характерные признаки вариантов. На наш взгляд, этому условию удовлетворяют показатели высоты подъема 1 т груза и величины израсходованной при этом энергии. В соответствии с общим направлением анализа мерой эффективности того или иного вида транспорта следует считать величину удельных затрат энергии на подъем (спуск) 1 т груза. В связи с тем, что при работе карьерного транспорта используют лишь два вида энергии (тепловую дизельного топлива и электрическую), удельные энергозатраты возможно приводить к общему показателю с размерностью МДж/тм. Для подъема 1 т груза на высоту 1 м теоретически необходимая величина расхода энергии составляет 9,8 кДж, или примерно 0,01 МДж. Эта физическая величина является минимально необходимой, и ее можно использовать в качестве меры для сравнения с фактическими энергозатратами при различных видах транспорта. При этом отношение теоретически необходимых затрат энергии к их фактическому значению для данного вида транспорта можно рассматривать в качестве коэффициента полезного использования энергии и использовать этот показатель для сравнительной оценки энергетической эффективности различных видов транспорта горной массы на карьерах.

5.1. АВТОМОБИЛЬНЫЙ ТРАНСПОРТ

На долю автотранспорта в общем объеме перевозок горной массы на открытых горных работах приходится свыше 50 %. С увеличением парка и грузоподъемности самосвалов этот показатель будет закономерно возрастать. Рациональная область применения автотранспорта ограничивается расстоянием перевозки горной массы от 1 до 5 км. С ростом глубины горных работ расстояния перевозки будут неизбежно увеличиваться. В результате следует ожидать снижения эффективности автотранспорта, если своевременно не принять соответствующих мер. В настоящее время максимальные подъемы в грузовом направлении на карьерах редко превышают 100 %, что соответствует приросту расстояния транспортирования 1000—1200 м на каждые 100 м глубины карьера. Темпы понижения горных работ на карьерах достигли 10—15, а в ряде случаев — 20 м в год. Это обстоятельство по условию сохранения и увеличения производительности предприятий предполагает непрерывное увеличение парка самосвалов и повышения

их грузоподъемности. Поэтому для компенсации неблагоприятных горно-технических условий в перспективе предусматривается увеличение уклона автомобильных внутрикарьерных автодорог до 120—150‰ и создание автосамосвалов с повышенной удельной мощностью. При этом возрастут затраты на транспортирование груза, которые в настоящее время в зависимости от климатических и других условий колеблются в пределах от 8 до 15 коп ткм. В общей себестоимости 1 ткм перевозки горной массы затраты на топливо, или, что то же самое, на тепловую энергию, составляют от 10 до 18 %. В абсолютном выражении расход топлива зависит от сочетания разных факторов, среди которых важнейшими являются: высота подъема груза; расстояние транспортирования; техническое состояние автосамосвала; качество дорожного покрытия и др.

При равных технических условиях на величину удельного расхода дизельного топлива влияют также климатические и сезонные факторы. В автотранспортных предприятиях для планирования потребности в дизельном топливе используют нормативный показатель его расхода в литрах на 100 км пробега (л/100 км). Для более глубокого анализа эффективности использования дизельного топлива пользуются показателем его удельного расхода в граммах на 1 ткм перевезенного груза (г/ткм). Несмотря на кажущуюся простоту, этим показателям свойственны недостатки принципиального характера. Заложенное в них расстояние свидетельствует о механическом переносе показателей из сферы автотранспортных служб дальних перевозок в совершенно несхожие карьерные условия, для которых принципиальное значение имеет фактор подъема или спуска груза. Для иллюстрации этого вывода достаточно рассмотреть два варианта перевозки горной массы из карьера автосамосвалом БелАЗ-548 грузоподъемностью 40 т на расстояние 1 и 3 км при равной высоте подъема груза 100 м. Удельный расход горючего для этих условий составит соответственно 211 и 110 г/ткм, а величина грузооборота 40 и 120 ткм [29]. Казалось бы, показатели второго варианта намного лучше — удельный расход топлива ниже более чем в 2 раза, а грузооборот выше в 3 раза. Однако главная задача технологического транспорта карьера заключается в обеспечении вывозки максимального количества горной массы при минимальных затратах. Этому требованию удовлетворяет первый вариант, при котором на перевозку 40 т груза будет израсходовано 8,2 кг горючего, в то время как во втором варианте 13,2 кг.

Таким образом, показатели удельных затрат топлива (энергии) являются наиболее информативными, так как отражают не только экономическую сторону процесса транспортирования, но и его технологический и организационный уровни. Они могут иметь две размерности: г/тм (МДж/тм) и г/т (МДж/т). Первый показатель пригоден для анализа энергозатрат в зависимости от увеличения глубины открытых горных работ. Второй представляет со-

бой характеристику энергоемкости транспортирования горной массы из карьера и может использоваться в качестве обобщенного показателя эффективности, отчетности, нормирования и планирования расхода горючего. В этих показателях присутствуют объективные физические (т) и геометрические (м) параметры, характеризующие планируемый объем перевозок и средневзвешенную высоту подъема грузов из карьера. Расход энергии для выполнения необходимого объема работы будет зависеть от протяженности дорог, их состояния, а также состояния и условий эксплуатации автопарка. Поэтому мерой эффективности любых мероприятий, имеющих конечной целью совершенствование трассы дорог, их покрытия, улучшение обслуживания и ремонта автосамосвалов, можно полагать величину удельных энергозатрат на 1 ткм.

Сведения о фактических значениях удельного расхода дизельного топлива автосамосвалами в специальной литературе крайне ограничены. Для того чтобы иметь возможность сравнения энергетических показателей автомобильных перевозок с другими видами транспорта горной массы, в табл. 21 приведены отчетные показатели работы автотранспорта на некоторых карьерах СССР.

Расход энергии на подъем 1 т горной массы (кДж/тм) из карьера на высоту 1 м может быть подсчитан по формуле

$$e_{ат} = q_t Q_{дт} / H \quad \text{п}, \quad (5.1)$$

где q_t — удельный расход топлива, г/ткм; $Q_{дт}$ — теплота сгорания 1 кг дизельного топлива, кДж/г; $H_{п}$ — высота подъема груза на 1 км карьерной автодороги, м.

Если принять средние значения $q_t = 125$ г/ткм, $Q_{дт} = 42$ кДж/г и величину руководящего подъема в грузовом направлении 80‰ ($H_{п} = 80$ м), то средние фактические удельные энергозатраты при автотранспорте горной массы определяются в 66 кДж/тм или приблизительно 0,07 МДж/тм. Сравнение этой величины с теоретически необходимыми энергозатратами показывает, что при автотранспорте они в семь раз выше. Отсюда можно сделать вывод о том, что коэффициент полезного использования тепловой энер-

Таблица 21

Карьер	Марка применяемых автосамосвалов	Средний расход топлива, г/ткм	Себестоимость 1 ткм, коп.
Аксай	БелАЗ-540, БелАЗ-548	130—140	10—12
Жанатас	БелАЗ-548, БелАЗ-549	115—120	10—12
Кок-Джон	БелАЗ-548	140—145	10—12
Донской ГОК	М-120	120—130	8,5—10

гии дизельного топлива, применяемого при транспортировании грузов автосамосвалами, в целом составляет

$$\eta_{\text{дт}} = \frac{e_{\text{т}}}{e_{\text{ат}}} \cdot 100 \approx 14 \%. \quad (5.2)$$

Помимо необходимости введения строгого контроля за нормированием и расходом дизельного топлива вторым важным элементом в системе учета работы автотранспорта является измерение вывезенной массы полезного ископаемого и вскрышных пород. Учет числа грузовых рейсов по условию номинальной загрузки автосамосвала и корректировка оперативной информации посредством декадных или месячных маркшейдерских замеров приводят к большим расхождениям. Отсутствие технических средств измерения массы груза сопряжено с систематическим недоиспользованием грузоподъемности самосвалов, которая на **разных** предприятиях колеблется от 0,88 до 0,95 к номиналу. Недогруз автотранспорта эквивалентен потере его производительности в соответствующих размерах. Правилами технической эксплуатации карьерных автосамосвалов допускается нормированный перегруз до 10 % паспортной грузоподъемности. В ряде случаев во избежание **рас**хождения между данными оперативного учета и маркшейдерского замера происходит значительный сверхнормативный перегруз, достигающий 15—20 %. Следствием этого является повышенный **из**нос двигателя, трансмиссии и дорогостоящих шин.

Учет массы груза необходим не только по условиям и требованиям эффективной эксплуатации автопарка, но и в большей мере в качестве обязательной составной части автоматизированной системы управления открытыми горными работами. Организация такого учета обеспечивает контроль работы экскаваторов, оперативный контроль за выполнением плана по добыче полезного ископаемого и подачей его на обогатительную фабрику и вывозкой пустых пород. Только при условии учета количества отгруженной горной массы возможна организация оперативного определения удельных энергозатрат по процессам экскавации и транспорта.

Современные *методы измерения массы груза* можно разделить на три группы: с использованием специальных взвешивающих устройств (стационарных **или передвижных**), установленных на транспортных выездах из карьера; с использованием взвешивающих устройств, смонтированных на автосамосвалах; с использованием измерительной аппаратуры, размещенной на экскаваторе.

В настоящее время на карьерах СССР применяют исключительно первый метод измерения массы груза и автосамосвала. Наряду с достоинствами, заключающимися в высокой точности взвешивания (до 1—1,5 %) и возможности включения в АСУ автотранспортом, методу свойственны следующие недостатки: высокие капитальные затраты; сложность установки стационарных пунктов при большом числе грузопотоков из карьера; отсутствие измерительных устройств для автосамосвалов особо большой грузоподъемности и др.

В СССР и за рубежом проводятся интенсивные исследования и разработки в области измерительных систем, устанавливаемых на автосамосвалы. Это направление является перспективным, и здесь найдены технические решения, позволяющие осуществлять взвешивание с точностью в пределах до 1 % номинальной грузоподъемности самосвала. Такой уровень точности удовлетворяет требованиям государственного стандарта к устройствам, предназначенным для учета массы грузов. Помимо учета, требующего высокой точности измерения, встроенные устройства могут выполнять функции контроля, при котором допустимая погрешность может составлять до 5 %. Соответственно к измерительным устройствам предъявляют менее жесткие требования по исполнению и эксплуатации, и в этом случае их следует рассматривать в качестве индикаторов загрузки.

Фирмой «Мартин Декер» (в США) изготовлены индикаторы из высокопрочной стали в виде пальцев со встроенными тензодатчиками. Сведения о массе погруженной руды передают на световую панель, помещенную снаружи автосамосвала в поле зрения машиниста экскаватора. На панели смонтированы три световых датчика: зеленый означает рабочее состояние системы, желтый означает, что можно загрузить еще один ковш, и красный загорается при полной загрузке самосвала. Существует множество других систем, в том числе и разработанных в СССР. Пока они не **получили** должного распространения в основном по следующим причинам: из-за отсутствия достаточно надежных индикаторов, которые могли бы монтироваться на автосамосвале непосредственно на заводе; в связи с отсутствием на карьерах **организован**ной службы контроля и управления за работой автомобильного транспорта.

Оснащение самосвалов индикаторами загрузки, особенно при их работе в режиме накопления информации за смену, сутки и т. д., не следует рассматривать в качестве самостоятельной и законченной задачи. При таком отношении эти датчики останутся только устройствами, усложняющими эксплуатацию самосвала и требующими содержания дополнительного квалифицированного персонала. Максимальный эффект от их применения может быть достигнут только в том случае, если они войдут обязательной составной частью автоматизированной системы управления экскаваторно-автомобильным комплексом карьера. Однако создание такой системы возможно при оснащении самосвалов устройствами радиосвязи с диспетчерским пунктом или вычислительным центром, что сопряжено с определенными техническими и организационными трудностями. В этом отношении более предпочтительным является вариант контроля загрузки с размещением измерительных устройств непосредственно на экскаваторах. Исследования в этом направлении ведутся Северо-Кавказским филиалом ВНИКИ Цветметавтоматика совместно с Северо-Кавказским горно-металлургическим институтом. Они основываются на измерении статического тока в цепи якоря двигателя подъемной лебедки эк-

скаватора в мгновенном фиксированном положении рукоятки ковша с грузом. Согласно имеющимся данным, среднеквадратическая погрешность измерения не превышает 4 %, что удовлетворяет требованиям, предъявляемым к индикаторным устройствам.

Основное преимущество таких систем заключается в значительно меньшем числе индикаторов (в 5—6 раз) по сравнению с индикаторами, размещенными на автосамосвалах, и упрощении организации системы радиосвязи, а также в объединении информации о работе погрузочно-транспортного комплекса. Кроме того, в этом варианте автоматически решается задача оперативного контроля удельной энергоемкости экскавации взорванной горной массы, которая характеризует как качество ее подготовки, так и условия работы экскаватора. Именно поэтому комбинированные устройства подобного типа можно рассматривать в качестве наиболее перспективных элементов АСУ погрузочно-транспортными работами в единой системе автоматизированного управления горным производством.

Согласно прогнозам (см. табл. 1) доля нефтепродуктов в общем энергопотреблении в ближайшие десятилетия будет постепенно снижаться. Очевидно, ограничения в потреблении жидкого топлива распространятся также и на горнодобывающую промышленность, которая в отличие от других отраслей (железнодорожного, автомобильного транспорта общего назначения, морского флота и др.) имеет возможность дальнейшего развития перевозок за счет средств транспорта на электрической энергии. Поэтому уже в настоящее время на некоторых горнодобывающих предприятиях мира ведутся работы по переводу автотранспорта на электрическую тягу. Такое решение открывает большие возможности для экономии дизельного топлива, если учесть, что расход горючего грузным автосамосвалом при расстояниях откатки от 0,85 до 4,5 км составляет 70—82 % всего расхода на рейс.

Практическая реализация принципа электрической тяги на автотранспорте обеспечивается путем внедрения дизель-троллейбусов. Впервые троллейбусный транспорт применен в СССР на Богурьевском карьере еще в 50-х годах. На Белорусском автозаводе были разработаны и изготовлены троллейбусы БелАЗ-524-792 грузоподъемностью 65 т, оснащенные четырьмя мотор-колесами мощностью 200 кВт каждое и вспомогательным дизелем мощностью 325 кВт. Испытания показали возможность повышения производительности транспорта на 14 %. Идея использования троллейбусного транспорта на карьерах в настоящее время получает все большее признание и развитие. На Соколовско-Сарбайском горно-обогатительном комбинате были проведены испытания дизель-троллейбуса на базе БелАЗ-549 [47].

Для обеспечения работы тягового электропривода автосамосвала в режиме питания от троллейной сети без изменения схемы управления установлено дополнительное оборудование. Дизель-троллейбус испытывался на участке дороги с руководящим укло-

ном 80 ‰, оборудованном двухполюсной троллейной сетью, протяженностью 800 м с расстоянием между троллеями 2750 мм.

Схема управления позволяет ПЛАВНО перейти от дизель-генератора к троллейному питанию тяговых электродвигателей.

Результаты испытаний, проводившихся в 1984 г., показали, что с учетом движения автосамосвала в порожнем направлении и маневров при погрузке и разгрузке, осуществлявшихся в дизельном режиме, общая экономия топлива с внедрением дизель-троллейбусов может достигнуть 30 %.

Замеры скоростей движения и расхода топлива выявили возможность при эксплуатации дизель-троллейбусов в троллейном режиме увеличить рабочую скорость при подъеме с грузом на 25 % и снизить выброс газов в атмосферу карьера.

Там, где такие системы находятся в эксплуатации в течение достаточного времени, они показали очевидные преимущества, особенно в отношении экономии горючего. По данным фирмы «Квебек Карьер Майнинг» (Канада), применявшей дизель-электрические самосвалы большой грузоподъемности в течение нескольких лет, экономия дизельного топлива составила 87 %, а пробег машин увеличился на 20 %. Внедрение троллейбусных систем облегчается в связи с тем, что современные автосамосвалы большой грузоподъемности имеют электрическую трансмиссию, поэтому не требуется большой реконструкции автопарка, необходимо лишь сооружение тяговых подстанций и контактной сети.

Однако внедрение вспомогательной троллейной системы (ВТС) связано с большими капитальными затратами и поэтому должно быть экономически и технологически обоснованным. Одним из неперемных условий использования ВТС должна быть достаточно стабильная дорожно-транспортная система, предполагающая большой объем и соответствующее развитие фронта горных работ. Кроме того, ВТС могут быть особенно эффективны в условиях предприятий Крайнего Севера, для которых доставка больших количеств дизельного топлива представляет трудности и связана с большими расходами. Наконец, особо важным достоинством ВТС является резкое сокращение загазованности атмосферы карьеров.

5.2. ЭЛЕКТРОВАЗНЫЙ ТРАНСПОРТ

Несмотря на широкое распространение автосамосвалов, железнодорожные перевозки с электровозной тягой на ряде карьеров черной и цветной металлургии продолжают оставаться основным видом транспорта горной массы. Такие гиганты цветной металлургии, как Кальмакырский и Коунрадский карьеры, карьеры Кривого Рога, Соколовско-Сарбайского комбината Минчермета СССР, а также многие разрезы Минуглепрама СССР применяют электровозный транспорт. На его долю приходится около 50 % общего расхода электроэнергии по карьере, и в этом отношении он является наиболее энергоемким технологическим про-

ЦЕССОМ открытых горных работ. Как и во всяком технологическом процессе, при электровозном транспорте расход энергии на полезную работу перевозки груза составляет лишь часть **ОБЩИХ** энергозатрат. Полные энергозатраты включают следующие расходы.

1. Расход электроэнергии на движение состава от забоя до конечного пункта и обратно без учета расхода энергии на подъем груза на высоту Δh . При этом подразумевается расход энергии на перемещение состава по пути с нулевым уклоном, соответствующий энергии холостого хода.

2. Расход электроэнергии на перемещение груза на высоту Δh (полезный расход энергии).

3. Расход электроэнергии на маневровые операции при погрузке и разгрузке состава.

4. Расход энергии на собственные нужды электровоза.

5. Потери энергии в преобразовательных агрегатах подстанции и в контактной сети.

Существуют расчетные зависимости для определения каждой составляющей расхода энергии, а также их экспериментально установленные значения. Однако их поэлементный анализ представляет лишь теоретический интерес, в то время как практическое значение имеет показатель общих удельных энергозатрат на транспортирование горной массы, в котором все остальные источники энергопотребления составляют технологически неизбежную часть.

При электровозной откатке, так же как и в случае автотранспорта, важной характеристикой, влияющей на величину энергопотребления, является уклон пути. При равном расстоянии транспортирования увеличение уклона путей с ϵ до **25%** приводит к практически пропорциональному увеличению расхода электроэнергии. В зависимости от параметров и состояния путей фактические значения полного расхода энергии на отечественных карьерах составляют **0,11—0,45 кВт·ч/ткм**. Максимальное значение соответствует среднему уклону железнодорожных путей **25%**. При обычном электровозном транспорте такая величина уклона является фактически предельной, однако она может быть увеличена на **35—40%** при использовании мощных тяговых агрегатов. Если воспользоваться наиболее вероятными значениями удельных энергозатрат на электровозную откатку $e_{э.т} = 0,4$ кВт·ч/ткм и величиной среднего уклона $\epsilon_{ср} = 25\%$, то расчет по формуле (5.1) дает следующую величину энергоемкости подъема **1 т груза на 1 м (МДж/тм)**

$$e_{э.т} = \frac{3,6e}{100} = 0,058.$$

и показатель использования энергии (%) при электровозном транспорте по отношению к теоретически необходимому составит

$$\eta_{э.т} = \frac{e_{т}}{e_{э.т}} \cdot 100 \approx 18.$$

Таким образом, коэффициент полезного использования энергии при электровозном транспорте несколько выше, чем при автомобильном. Однако стоимость **1 МДж** электрической энергии в настоящее время выше в **2—3** раза стоимости единицы тепловой энергии дизельного топлива. Следует отметить, что даже при условии значительного увеличения стоимости дизельного топлива объем применения железнодорожного транспорта на электрической тяге вряд ли возрастет в связи с большими капитальными затратами и металлоемкостью, свойственными этому виду транспорта. На основании анализа, выполненного в предшествующем разделе, видно, что в ближайшем будущем наибольшее развитие получит дизель-троллейбусный транспорт, сочетающий в себе достоинства автомобильного и электровозного.

Важное достоинство железнодорожного транспорта в сравнении с автомобильным заключается в низкой стоимости **1 ткм** перевозки горной массы. На разных карьерах СССР этот показатель колеблется в пределах от **1,1** до **1,7** коп/ткм, что в **5—10** раз ниже, чем при использовании автотранспорта (см. табл. 21). Однако при таком сравнении еще раз проявляются недостатки показателя грузооборота. Если привести стоимость **1 ткм** при железнодорожном ($i_p = 20\%$) и автомобильном ($i_p = 80\%$) транспорте к единому показателю, выраженному в **тоннометрах** подъема горной массы, то эта разница уменьшится в **4** раза.

5.3. НЕПРЕРЫВНЫЕ ВИДЫ ТРАНСПОРТА

К непрерывному, или поточному, транспорту относятся конвейерный и трубопроводный. Конвейерный транспорт на открытых горных работах считается наиболее перспективным, способным обеспечить любую заданную производительность при относительно невысоких капитальных затратах в сравнении с автомобильным и железнодорожным. Разумеется, для каждого вида транспорта существуют свои оптимальные пределы использования, что же касается конвейерного транспорта, то основным его достоинством можно признать именно отсутствие ограничения по производительности. Справедливость этого заключения подтверждается исследованиями, выполненными на карьере Твин Бьютт (шт. Аризона, США), где рассматривали варианты автомобильного, автомобильно-конвейерного и конвейерного транспорта. В результате установлено, что при глубине карьера свыше **60—70 м** конвейерное перемещение горной массы оказывается наиболее эффективным. Отмечено также такое важное преимущество конвейеров перед автосамосвалами, как уменьшение количества выхлопных газов, снижение шума и сокращение расхода энергии на подъем груза в два раза.

Расход электроэнергии конвейерами, как и в иных транспортных системах, включает непроизводительные затраты и затраты энергии на совершение полезной работы по перемещению груза.

Первая часть затрат зависит от конструкции конвейера и условий его эксплуатации и представляет для данной системы практически постоянную величину, некоторые колебания которой зависят от изменения сезонных условий, особенно для открытых **линий**. Удельные энергозатраты на транспортирование 1 т груза также практически постоянны. Однако в отличие от автомобильного и железнодорожного транспорта величина полных удельных энергозатрат при использовании конвейерных линий находится в зависимости от коэффициента интенсивности его работы (k_n), который представляет собой отношение фактической производительности конвейера к его номинальной производительности. При недогрузке линии удельные энергозатраты на 1 ткм транспортируемой горной массы могут резко возрасти за счет увеличения доли энергозатрат холостого хода.

В технической литературе сведения по энергоемкости транспортирования горной массы конвейерами практически отсутствуют. Поэтому можно обратиться к методикам расчета, в максимальной мере приближенным к реальным производственным условиям. Этому требованию отвечают расчетные электрические зависимости [27].

Так как ленточные конвейеры работают при постоянной скорости, энергетический режим определяется преимущественно их производительностью. Возможны три варианта работы конвейера — при горизонтальном транспортировании груза, на подъем и на спуск. Для первого случая удельный расход электроэнергии ($\text{кВт}\cdot\text{ч/ткм}$) рекомендуют рассчитывать по формуле

$$e_{\text{кг}} = \frac{0,3}{k_n} + 0,224. \quad (5.3)$$

При работе на подъем или спуск

$$e_{\text{кг}} = \frac{0,3 \cos \alpha}{k_n} + 0,224 \cos \alpha \pm 4,1 \sin \alpha, \quad (5.4)$$

где k_n — коэффициент интенсивности работы конвейера; α — угол наклона конвейера.

Решение уравнения (5.4) при значениях $k_n = 0,8$ и угле подъема груза $\alpha = 16^\circ$ дает величину удельного расхода энергии ленточным конвейером $e_k = 1,7 \text{ кВт}\cdot\text{ч/ткм}$. Если учесть, что при $\alpha = 16^\circ$ высота подъема на 1 км длины конвейера составляет 270 м, то удельный расход энергии на подъем 1 т горной массы составит $e_k = 0,063 \text{ кВт}\cdot\text{ч/тм}$, или $0,022 \text{ МДж/тм}$.

Таким образом, появляется возможность сравнения энергетических показателей перемещения грузов для трех транспортных систем. В связи с тем, что транспортирование грузов осуществляются при разных углах подъема и используют разные виды энергии, показатели приведены к единой размерности:

для **электровозного транспорта** $i_{\text{ср}} = 25 \%$, $e_{\text{эТ}} = 0,058 \text{ МДж/тм}$, $\eta_{\text{эТ}} = 18 \%$;

для **автомобильного транспорта** $i_{\text{ср}} = 80 \%$, $e_{\text{ат}} = 0,07 \text{ МДж/тм}$, $\eta_{\text{ат}} = 14 \%$;

для **конвейерного транспорта** $i_{\text{ср}} = 16^\circ$, $e_{\text{кТ}} = 0,022 \text{ МДж/тм}$, $\eta_{\text{кТ}} = 50 \%$.

Результат анализа свидетельствует об очевидных энергетических преимуществах конвейерного транспорта.

Трубопроводный транспорт. В последние годы исследования и разработки по промышленному использованию **трубопроводного** транспорта ведутся в двух направлениях — пневмоконтейнерном и гидравлическом вариантах доставки полезных ископаемых.

Транспортирование сыпучих грузов в контейнерах, движущихся внутри труб большого диаметра за счет энергии сжатого **воздуха**, получило развитие в разработках **СКБ «Транспрогресс»** Миннефтегазстроя СССР. В Грузинской ССР работает первая **очередь** пневмотранспортной системы ЛИЛО-2 протяженностью 17 км. Завершается строительство второй очереди, что позволит **довести** общую протяженность системы до 43 км, объем перевозок планируется довести до 2 млн. т в год.

Работа пневмотранспортной системы характеризуется удельными энергозатратами в размере **0,3—0,8 кВт}\cdot\text{ч/ткм}**. Учитывая то, что этот вид транспорта предназначен преимущественно для использования на горизонтальных участках, удельные **энергозатраты** следует признать достаточно высокими. Объясняется это большой относительной массой контейнеров и использованием пневматической энергии. Производительность пневмотранспорта также ограничена, и поэтому его применение не выйдет за рамки отдельных горнодобывающих предприятий со специфическими особенностями полезных ископаемых и условиями перевозок.

Гидротранспорт полезных ископаемых применяют на некоторых предприятиях горнодобывающей промышленности и в строительстве гидротехнических сооружений уже много лет. В последние годы в связи с постоянно возрастающими объемами перевозок народнохозяйственных грузов он начинает получать все большее признание и развитие. Ведется сооружение крупнейшего в СССР трубопровода для гидротранспорта угля от шахт Кузбасса до Новосибирской ТЭЦ-5. Его длина составит около 250 км, а расчетная производительность несколько млн. т в год. Уголь после предварительного измельчения (98 % фракции—100 мкм) в виде пульпы с соотношением твердой и жидкой фаз 1/1 будет перекачиваться землесосами. Гидротранспортом осуществляют доставку железорудного концентрата от Лебединского горно-обогатительного комбината КМА к **металлургическим** предприятиям Старого Оскола. Протяженность трубопровода — несколько десятков километров. В США разработаны проекты трубопроводного гидротранспорта длиной около 2000 км и производительностью от 25 до 40 млн. т угля в год.

В связи с большим будущим гидротранспорта измельченных полезных ископаемых от мест их добычи и переработки к потре-

6. ЭНЕРГОЕМКОСТЬ ПРОЦЕССОВ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

бителям, представляет интерес определение удельных энергозатрат на перемещение 1 т груза. Расход электроэнергии зависит от напора, развиваемого насосом для перекачки пульпы, подачи насоса, плотности пульпы, определяемой содержанием в ней твердого материала. Опыт эксплуатации гидротранспорта концентратов на обогатительных фабриках и специальные эксперименты по измерению расхода энергии при транспортировании пульпы разной плотности и с разным напором (M_H) позволили определить основные количественные соотношения, пригодные для инженерных расчетов [27]. Технический удельный расход электроэнергии на гидротранспорт пульпы ($\text{кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3\cdot M_H$) зависимости от ее плотности может быть определен по формуле

$$e_n = 0,045(\gamma_n - 1) + 0,05, \quad (5.5)$$

где $\gamma_n - 1$ — определяет приращение плотности пульпы по сравнению с плотностью чистой воды. В этом уравнении второй член представляет удельный расход электроэнергии при работе насоса на чистой воде, т. е. по существу отражает затраты энергии на холостую работу системы. Формула (5.5) дает значение удельного расхода электроэнергии в размерности, учитывающей величину напора M_H .

Для того чтобы определить расход энергии ($\text{кВт}\cdot\text{ч}/\text{т}$) на транспортирование 1 т полезного продукта — руды или угля, необходимо воспользоваться выражением

$$e_{гт} = e_n(\alpha\gamma_t), \quad (5.6)$$

где α — содержание твердого в пульпе в относительных единицах; γ_t — плотность транспортируемого продукта в твердом теле, $\text{т}/\text{м}^3$.

Экспериментальные исследования показали, что в зависимости от плотности пульпы, изменяющейся от 1,34 до 1,6 $\text{т}/\text{м}^3$, удельный расход энергии изменялся соответственно от 0,02 до 0,032 $\text{кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3\cdot M_H$. Расчет по формулам (5.5) и (5.6) для условий $\gamma_n = 1,55$, $\alpha = 0,5$, $\gamma_t = 2,6$ и высоты транспортирования (напора) $H = 200$ м дает значение удельного расхода электроэнергии $e_{гт} = 4,56 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т}$. С учетом высоты подъема удельный расход энергии, приведенный к единому показателю, составит $e_{гт} = 0,08 \text{ МДж}/\text{тм}$. Следовательно, трубопроводный транспорт в сравнении с другими рассмотренными видами транспорта обладает худшими энергетическими характеристиками, что можно объяснить большим количеством перекачиваемой жидкости-носителя. Однако относительно высокие удельные энергозатраты в данном случае компенсируются такими преимуществами, как дальность транспортирования, возможность укладки ниже поверхности земли и высокая производительность.

§1. ЭНЕРГОЕМКОСТЬ ДРОБЛЕНИЯ

Дробление и измельчение полезных ископаемых проводится в стационарных дробилках и мельницах. Эти устройства работают в условиях, когда рабочий режим относительно стабилен, а размер конечного продукта заранее определен и задан. Поэтому переменными факторами процесса являются гранулометрический состав руды (особенно на стадиях крупного и среднего дробления), ее крепость и количество, поступающее в процесс. Все эти обстоятельства в значительной мере облегчают выполнение экспериментальных измерений и исследований по энергоемкости процессов дробления и измельчения. Именно поэтому энергетический принцип впервые был применен для количественной оценки дробимости и измельчаемости руд.

Процесс дробления полезных ископаемых в стационарных дробилках разных типов в настоящее время исследован достаточно детально. Предложены аналитические и эмпирические зависимости, которые позволяют рассчитывать их производительность, необходимую мощность двигателя и энергопотребление с точностью, вполне удовлетворяющей требованиям инженерных задач.

Основными технологическими показателями процесса являются степень дробления продукта и удельная энергоемкость. Степень дробления принято определять рядом соотношений, в частности

$$i = D_{\max}/d_{\max}, \quad (6.1)$$

где D_{\max} , d_{\max} — максимальный размер куска руды соответственно до и после дробления, мм.

Более правильным и точным считается отношение

$$i = D_{\text{ср}}/d_{\text{ср}}, \quad (6.2)$$

где $D_{\text{ср}}$, $d_{\text{ср}}$ — средневзвешенные диаметры кусков соответственно исходного материала и продуктов дробления, мм

Иногда степень дробления определяют соотношением

$$i = D_f/d_f, \quad (6.3)$$

в котором d_f — размер ячейки грохота, через которую проходит n (%) соответственно исходного материала и продукта дробления. Различают следующие стадии дробления в зависимости от крупности исходного и дробленого продуктов.

	D_{\max}	d_{\max}
Крупное	500—1200	100—350
Среднее	100—350	40—100
Мелкое	40—100	5—30

В настоящее время на обогатительных фабриках и карьерах применяют в основном пять типов **дробилок** — щековые, конусные, валковые, молотковые и роторные. Наибольшее распространение получили первые два типа, на анализе энергетических параметров которых мы и остановимся.

Щековые дробилки. Предложена формула [30] для приближенного расчета щековых дробилок с учетом физико-механических свойств перерабатываемой руды и параметров дробилки

$$Q = f_{yy} / e_{кр} (150 + 750B) L \delta_a \quad (6.4)$$

где $k_f, k_w, k_{кр}$ — поправочные коэффициенты, учитывающие соответственно крепость, влажность и крупность исходного материала; B, L — размеры приемного отверстия, мм; δ_n — насыпная плотность материала, т/м³; b — ширина выходной щели дробилки, м.

Необходимая мощность электродвигателя (кВт) рассчитывается на основании зависимости

$$N_{дв} = 7,5 L H S n_0 \quad (6.5)$$

где L — длина приемного отверстия, м; H — высота неподвижной щеки, м; S — ход качания щеки, мм; n_0 — число качаний щеки в минуту.

Удельный расход электроэнергии (кВт·ч/т) с учетом зависимостей (6.4) и (6.5) может быть определен ориентировочно из уравнения

$$e_{др} = \frac{0,25 f^i Z_p k_{кр}^2}{k_f k_w k_{кр} (150 + 750B) L \delta_n b} \quad (6.6)$$

где i — степень дробления, определяемая соотношением (6.1); Z_p — максимальная условная относительная крупность продукта дробления.

Использование этих формул в связи с большой условностью коэффициентов, характеризующих перерабатываемую руду, приводит к значительным погрешностям. Поэтому они пригодны только для ориентировочных расчетов.

Значительно более полезную информацию дают результаты непосредственных экспериментальных исследований, осуществляемых при одновременном измерении производительности дробилок, величины потребляемой мощности и расхода электроэнергии.

В дробильных отделениях обогатительных фабрик большой производительности применяют преимущественно щековые дробилки типов ЩДП 12X15, ЩДП 15X21 и ЩДП 21X25. Цифровые индексы означают размер приемного отверстия в дециметрах. Ниже приведены основные параметры дробилок перечисленных типов.

Технические характеристики щековых дробилок с простым движением щеки

	шдп 12X15	шдп 15X21	шдп 21X25
Размеры приемного отверстия $B \times L$, мм	1200X1500	1500X2100	2100x2500
Наибольший размер куска в питании D_{max} , мм	1000	1200	1700

Номинальная ширина выходной щели в разомкнутом положении b_n , мм	150	180	250
Ход щеки S , мм	32	44	53
Номинальная производительность при дроблении материала средней крепости Q , м ³ /ч	280	450	750
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, кВт	160	250	500
Масса дробилки без электрооборудования, т	140	245	470

Исследование режима работы дробилок на некоторых горно-обогатительных предприятиях, выполненное с использованием самопишущих ваттметров и счетчиков активной энергии, позволило получить экспериментальные данные, достаточные для построения энергетических характеристик щековых дробилок. На рис. 18 показаны энергетические характеристики дробилки ЩДП 12X15 в зависимости от степени загрузки и коэффициента крепости дробимой руды [27].

На основании математической обработки экспериментальных данных получены частные и общие зависимости для определения величины потребляемой мощности и удельного расхода энергии в функции производительности дробилки и крепости руды. В общем случае эти выражения имеют вид:

расход МОЩНОСТИ (кВт)

$$N_{ср} = N_x + eQ, \quad (6.7)$$

где Q — производительность дробилки, т/ч; e — удельная энергоемкость дробления, кВт·ч/т.

Анализ зависимости свидетельствует о том, что при дроблении руды постоянной крепости удельный расход энергии зависит от

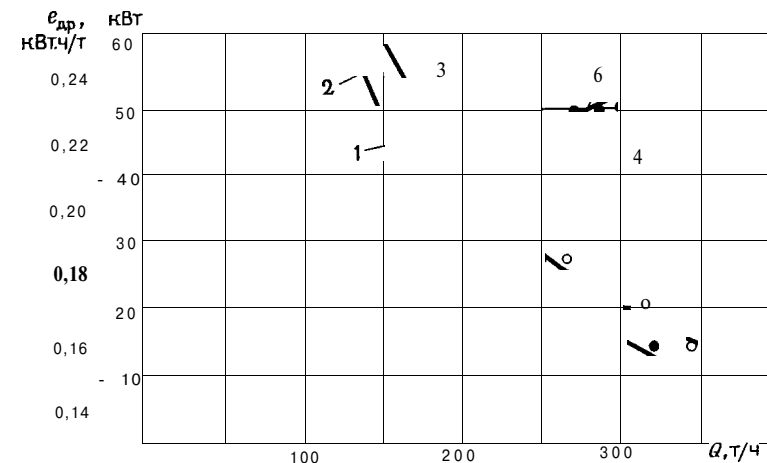


Рис. 18. Изменение удельной энергоемкости дробления ($e_{др}$) и потребляемой мощности ($N_{ср}$) в зависимости от производительности дробилки (Q) и коэффициента крепости руды:

1, 2, 3 — зависимость Q от $e_{кр}$; 4, 5, 6 — зависимость Q от $N_{ср}$; 1, 4 — при коэффициенте крепости $f=8$; 2, 5 — при $f=10$; 3, 6 — при $f=12$

степени загрузки дробилки. Заметную роль здесь играет величина мощности холостого хода, которая для дробилок ШДП 12×15 и ШДП 15×21 составляет соответственно 22 и 37 кВт, или 14—15 % установленной мощности двигателя. Повышение степени загрузки дробилки приводит к снижению удельного энергопотребления на 15—20 %. Удельный расход энергии на дробление руды, особенно в дробилках первой стадии, не высок и колеблется в пределах 0,12—0,3 кВт·ч/т.

С уменьшением габаритов и производительности дробилок удельный расход энергии возрастает. Так, при дроблении железной руды дробилкой ШДП 6×9 удельный расход энергии в зависимости от степени загрузки изменялся от 0,23 до 0,75 кВт·ч/т. Это объясняется не столько большей составляющей расхода энергии на холостой ход, сколько тем, что степень сокращения материала в малых дробилках значительно выше, чем в крупных.

Конусные дробилки. Конусные дробилки в последнее время получили большое распространение на горно-обогатительных комбинатах, перерабатывающих бедные железистые кварциты. Применяют их для крупного, среднего и мелкого дробления при обычных схемах подготовки руд к измельчению, а также на первой стадии дробления до крупности 300—0 мм при использовании процессов самоизмельчения руд (обогатительные фабрики Криворожских ГОКов, Лебединского ГОКа, фабрики ПО «Якуталмаз» и др.).

В табл. 22 приведены характеристики некоторых конусных дробилок крупного, среднего и мелкого дробления.

Для расчета основных параметров конусных дробилок предложены эмпирические зависимости [31].

Таблица 22

Параметры	Значение параметров для конусных дробилок					
	ККД 1500/180	ККД 1500/300	КСД-2200	КСД-3000	КМД-2200	КМД-3000
Ширина отверстия, мм:						
приемного	1500	1500	275	475	100	120
выпускного	180	300	15—30	25—50	5—15	6—20
Размер наибольшего куска питания, мм	1200	1200	250	380	110	100
Производительность при дроблении материала средней крепости, м ³ /ч	1150	2300	170—340	—	150	—
Мощность электродвигателя, кВт	400	400	250	400	250	400
Масса дробилки без электрооборудования, т	393	611	98	198	98	198

Мощность электродвигателя дробилок крупного дробления

$$N_{дв} = 36D^2 r n_0. \quad (6.8)$$

Средняя потребляемая мощность (кВт)

$$N_{ср} = (0,041f^2 + 0,027f + 11,95) D^2 r n_0, \quad (6.9)$$

где D — диаметр основания дробящего конуса, м; r — эксцентриситет в плоскости выходной щели, м; n_0 — число качаний конуса в минуту; f — коэффициент крепости дробимого материала.

Удельный расход энергии для крупного дробления (кВт·ч/м³)

$$e_{др} = \frac{iZ_p (0,041f^2 + 0,027f + 11,95)}{D^2 r n_0}, \quad (6.10)$$

где D_{max} — максимальный размер кусков руды в исходном питании, м.

Остальные параметры те же, что в формуле (6.6).

Удельный расход энергии дробилок среднего и мелкого дробления (кВт·ч/т) определяют в соответствии с законом Бонда

$$e_{др} = \frac{10W_i}{\sqrt{E}} (\sqrt{i_{80}} - 1), \quad (6.11)$$

где W_i — индекс работы дробления, по Бонду, кВт·ч/т; i_{80} — степень дробления, определяемая по размерам квадратных отверстий сит P и P_1 через которые проходит соответственно 80 % исходного материала и продукта дробления, мкм.

Ф. Бондом выполнен большой объем лабораторных исследований по определению индекса работы который фактически характеризует величину расхода энергии в размерности кВт·ч/т, необходимой для дробления от бесконечного массива до продукта крупностью 80 % — 100 мкм.

В табл. 23 приведены значения для некоторых руд и пород, подвергаемых дроблению механическим способом.

По данным Механобра и Криворожского горнорудного института значения (кВт·ч/т) для руд Криворожских карьеров равны: СевГОК-16; ЦГОК-9,4; НКГОК-21,5; ЮГОК-23,5 и ИнГОК-24,1. Эти данные в сопоставлении с результатами исследований Ф. Бонда, приведенными в табл. 23, позволяют отнести руды этих месторождений к труднодробимым. Энергетические характеристики конусных дробилок принципиально не отличаются от характеристик щековых дробилок и могут быть описаны выражением (6.7).

Фактические удельные энергозатраты, так же как и в первом случае, зависят от коэффициента крепости дробимой руды и степени загрузки дробилки. Статистическое обобщение результатов измерений, выполненных на разных предприятиях, свидетельствует о невысоких значениях удельного энергопотребления конусными дробилками. Сведения об удельной энергоемкости разрушения руды конусными дробилками крупного, среднего и мелкого дробления представлены в табл. 24.

Таблица 23

Породы	Значение средних показателей		Число испытаний	Породы	Значение средних показателей		Число испытаний
	кВт·ч/т	Т. т/м ³			кВт·ч/т	Т. т/м ³	
Андезит	22,13	2,84	6	Свинцово-цинковая руда	11,35	3,37	27
Барит	6,24	4,28	11	Известняк	11,61	2,69	119
Базальт	20,41	2,89	10	Марганцевая руда	12,46	3,74	15
Боксит	9,45	2,38	11	Магнетит	16,8	3,22	1
Хромовая руда	9,6	4,06	4	Слюда	134,5	2,89	2
Медная руда	13,13	3,02	308	Молибденит	12,97	2,7	6
Диорит	19,4	2,78	6	Никелевая руда	11,88	3,32	11
Доломит	11,31	2,82	18	Горючий сланец	18,1	1,76	9
Корунд	58,18	3,48	4	Фосфорит	13,03	2,65	3
Полевой шпат	11,67	2,59	8	Фосфоритовая порода	10,15	2,66	27
Флюорит	9,76	2,98	8	Калиевая руда	8,86	2,37	8
Габбро	18,45	2,83	4	Калийная соль	8,23	2,18	9
Галенит	10,19	5,39	7	Пирит	8,9	3,48	9
Гранат	12,37	3,3	3	Пирротин	9,58	4,04	4
Гнейс	20,13	2,71	3	Кварцит	12,18	2,71	16
Золотая руда	14,83	2,86	209	Кварц	12,77	2,64	17
Графит	45,03	1,75	6	Рутитовая руда	12,12	2,84	5
Гипсовые породы	8,16	2,69	5	Серебряная руда	17,3	2,72	6
Ильменит	13,11	4,27	7	Сподуменовая руда	13,7	2,75	7
Железная руда	15,44	3,96	8	Сиенит	14,9	2,73	3
Гематит	12,68	3,76	79	Оловянные руды	10,81	3,94	9
Оолитовый гематит	11,33	3,32	6	Руды титана	11,88	4,23	16
Лимонит	18,45	2,53	2	Урановая руда	17,93	2,7	20
Магнетит	10,21	3,88	83	Цинковая руда	12,42	3,68	10
Таконит	14,87	3,52	66				
Кианит	18,87	3,23	4				
Свинцовая руда	1,4	3,44	22				

Данные табл. 24 подтверждают тот факт, что при постоянной крепости руды уменьшение ширины разгрузочной щели, означаемое при прочих равных условиях повышение степени дробления, приводит к пропорциональному увеличению энергоёмкости процесса. Такие результаты получены при среднем дроблении руды на Гороблагодатском руднике, а также при мелком дроблении кварцитов Михайловского ГОКа в дробилке КМДТ-2200.

Увеличение крепости руды способствует не только повышению удельных энергозатрат на дробление, но вполне закономерно приводит к увеличению расхода футеровочной стали. На рис. 19 показан график, характеризующий зависимость между удельными энергозатратами по дроблению руды на фабрике и расходом футеровочной стали. График построен по фактическим данным, полученным на обогатительных фабриках Криворожских ГОКов. Точки 1, 2, 3, 4, 5 соответствуют данным по дробильным фабрикам СевГОКа, ЦГОКа, НКГОКа, ЮГОКа и ИнГОКа.

Таблица 24

Предприятие, тип дробилки	Коэффициент крепости руды f	Ширина разгрузочной щели b , мм	Удельный расход электроэнергии $e_{др}$, кВт·ч/т
<i>Крупное дробление</i>			
ЮГОК, ККД 1500×180	8	180	0,16
НКГОК, ККД 1500×180	12	180	0,18
СевГОК, ККД 1500×180	6-8	180	0,09
КВКД 1200×120	6-8	120	0,08
<i>Среднее дробление</i>			
Михайловский ГОК, КСД-2200	14-16	22-28	0,48
Гороблагодатское РУ, УЗТМ-1650	8-10	23	0,16
	8-10	16	0,27
	8-10	12	0,38
Соколовско-Сарбайский ГОК, КСД-2200	12-14	22-28	0,15-0,2
<i>Мелкое дробление</i>			
Михайловский ГОК, КМДТ-2200	14-16	8	0,63
	12-14	13	0,5
	12-14	12	0,66
	12-14	11	0,75

В результате математической обработки экспериментальных данных предложено уравнение для приближенного расчета расхода футеровочной стали (г/т) в функции удельного расхода электроэнергии на всех стадиях дробления

$$g = 150e_{др} + 95.$$

Это уравнение еще раз подтверждает сделанный ранее вывод о том, что физический износ оборудования, предназначенного для разрушения и добытия горных пород и руд, находится в корреляционной зависимости с удельной энергоёмкостью самого процесса. В результате, как и в случае оценки работоспособности шарошечных долот (разд. 2.6), работоспособность любого агрегата может быть установлена путем определения количества израсходованной энергии до его частичного или полного износа. Удобство этого показателя заключается в том, что при известных значениях работоспособности механизма и удельных энергозатрат на процесс разрушения или добытия можно устанавливать сроки ремонтов или полной амортизации не по времени использования, а по объему фактически выполненной работы.

Крепость руды оказывает существенное влияние на величину удельного энергопотребления, что вполне соответствует энергетическим законам дробления. Однако помимо крепости руды и производительности дробилки немаловажное значение имеет гранулометрический состав исходного продукта. Если с карьера поступает

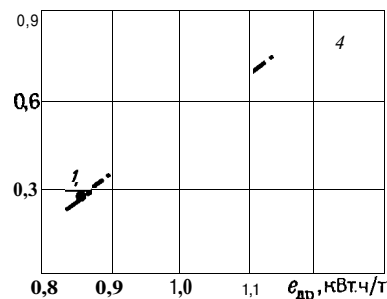


Рис. 19. Зависимость расхода футеровочной стали от удельной энергоёмкости дробления руды

ков руды, поступающей в дробильные отделения из карьеров, находится в интервале 200—240 мм. Средний диаметр соответствует 80 % объема горной массы, проходящей через грохот с ячейкой данного размера. Таким образом, если на обогатительной фабрике установлена дробилка ККД 1500/180 с выходным отверстием 180 мм, то при отсутствии предварительного грохочения значительная часть руды пройдет через нее без дробления. В этом случае даже при высокой степени загрузки и крепости руды удельный расход энергии на первой стадии будет низким, что и подтверждается данными, приведенными в табл. 24. Для конусных дробилок крупного дробления, работающих при степени дробления 6, величина удельного расхода энергии дается в пределах 0,1—0,8 кВт·ч/т. Это значение несколько выше фактических экспериментальных данных, приведенных в табл. 24. В то же время удельный расход энергии при использовании конусных дробилок в целом ниже, чем при использовании щековых дробилок. Это может быть объяснено двумя обстоятельствами:

конусные дробилки можно отнести к дробилкам непрерывного действия, в то время как щековые, по существу, являются циклическими;

конусные дробилки обладают более высокой производительностью, так как могут работать под завалом.

Современные мощные конусные дробилки обладают большой массой приводных узлов, что определяет высокие значения мощности, расходуемой на их холостой ход. Так, для дробилки ККД 1500×180 мощность холостого хода составляет около 48 кВт, или 12 % установленной мощности приводного двигателя. Однако более высокая паспортная и фактическая производительность этих дробилок в сравнении со щековыми в значительной мере снижают долю N_x в общих удельных энергозатратах.

Судя по фактическим данным, приведенным в табл. 24, удельное энергопотребление при среднем и мелком дроблении заметно возрастает, что является вполне естественным, если учитывать бо-

льшой раздробленной руды, средний диаметр кусков которой по своим размерам приближается к ширине разгрузочной щели дробилки, то крепость и степень загрузки теряют свое решающее значение. В этом случае режим работы дробилки и ее энергетические характеристики приближаются к условиям холостого хода. Так, Криворожские кварциты, обладающие высокой крепостью, в силу своей природной трещиноватости поступают в процесс дробления сильно измельченными. Средний диаметр кус-

ков исходного продукта возрастают его прочностные свойства.

Анализ технической литературы свидетельствует об отсутствии систематизированного экспериментального материала по общему и удельному энергопотреблению на дробление полезных ископаемых. Данные, имеющиеся в отдельных статьях и справочной литературе, весьма ограничены и не позволяют провести широкий статистический анализ, аналогичный выполненному в исследованиях энергоёмкости шарошечного бурения и экскавации горной массы. Это обстоятельство убеждает в том, что расход энергии по отдельным технологическим звеньям еще не стал объектом глубокого изучения и исследования.

Суммарный удельный расход энергии на дробление руды определяется как

$$e_{др} = \sum e_j, \quad (6.12)$$

где n — число стадий дробления; e_j — фактический удельный расход электроэнергии в j -й стадии дробления, кВт·ч/т.

В соответствии с отчетными фактическими значениями удельные энергозатраты при трехстадиальной схеме дробления железистых кварцитов, являющихся наиболее энергоёмкими, составляют от 0,8—0,9 до 2 кВт·ч/т.

Для дробильных отделений обогатительных фабрик, работающих в устоявшемся режиме по гранулометрическому составу и качеству перерабатываемой руды, показатели удельных энергозатрат во времени изменяются незначительно. Например, затраты энергии на 1 т руды по дробильному отделению Михайловского ГОКа за четырехлетний период колебались от 1,86 до 1,96 кВт·ч/т, или всего на 2,5 % среднего.

Относительно низкие удельные энергозатраты на механическое дробление полезных ископаемых не исключают необходимости их снижения за счет оптимизации процесса. Эта задача становится особенно актуальной для современных и будущих ГОКов в условиях переработки больших объемов бедных железистых кварцитов. О реальности оптимизации процесса дробления по критерию минимума удельных энергозатрат свидетельствуют результаты исследования производительности и энергоёмкости конусных дробилок, выпускаемых Уралмашзаводом.

На рис. 20 показано изменение потребляемой мощности I и удельной энергоёмкости дробления 2 в зависимости от загрузки дробилки. Наличие очевидного экстремального значения удельной энергоёмкости свидетельствует о возможности управления питанием дробилки с наилучшими технико-экономическими показателями. Правая ветвь кривой 2 указывает на режим работы с перегрузкой рабочего пространства дробилки и подпрессовку материала, при этом происходит перенапряжение в узлах агрегата, приводящее к преждевременному износу деталей и их аварийным поломкам. Именно поэтому показатель минимальных удельных энер-

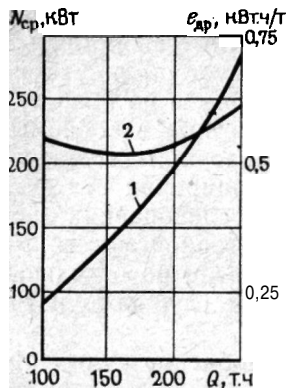


Рис. 20. Изменение потребляемой мощности N_c (1) и удельной энергоёмкости дробления e_d (2) в зависимости от степени загрузки дробилки (Q)

Гозатрат при дроблении следует рассматривать не только как критерий оптимизации процесса, но и как условие обеспечения максимальной работоспособности дробилки.

6.2. ЭНЕРГОЕМКОСТЬ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Измельчением считают процесс разрушения кусков и частиц руды до крупности — 5 мм. Для измельчения применяют различные мельницы: стержневые, шаровые, рудного самоизмельчения и галечные. Существует обширный типовый ряд мельниц разных классов, характеризующихся параметрами барабанов, массой и мощностью электропривода. На самых крупных мельницах мощность приводного двигателя достигает 4500—6300 кВт и более. Потребляемая двигателем мощность при работе мельницы расходуется на вращение барабана N_x , приведение в движение мелющих тел, совершающих полезную работу разрушения, N_{II} и на дополнительные потери в подшипниках, обусловленные влиянием массы шаровой или стержневой загрузки и пульпы $N_{доп}$ [32].

$$N_{II} = N_x + N_{II} + N_{доп} \quad (6.13)$$

Производительность мельницы (т/ч) определяют количеством руды, пропущенной через мельницу в единицу времени, при содержании в измельченном материале кондиционного продукта требуемого класса крупности

$$Q = \frac{qV}{\beta_k - \beta_{исх}} \quad (6.14)$$

где q — удельная производительность по заданному классу крупности продукта, $T/M^3 \cdot ч$; V — рабочий объем мельницы, M^3 ; $\beta_k, \beta_{исх}$ — содержание заданного класса крупности соответственно в измельченном продукте и в исходной руде, %.

Удельный расход энергии на измельчение материала в мельнице в общем случае определяется выражением

$$e_n = E/G, \quad (6.15)$$

где E — количество энергии, израсходованной в единицу времени, кВт·ч; G — количество руды, измельченной за промежуток времени, т.

При измельчении материала в несколько стадий общий удельный расход энергии определяется

$$(6.16)$$

где E_1, E_2, E_3 — расход энергии на каждой стадии за данный промежуток времени, кВт·ч; G_1, G_2, G_3 — количество исходной руды и промпродуктов I, II и III стадий, измельченных за то же время, т; $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3$ — выход продуктов, поступающих в I, II и III стадии измельчения, доли ед.

Одним из показателей работы мельниц считают эффективность измельчения, которая определяется количеством энергии, израсходованной на 1 т кондиционного продукта,

$$e_{эф} = \dots \quad (6.17)$$

Эффективная удельная энергоёмкость измельчения является универсальным показателем. При переработке руды постоянного состава и качества минимальное значение $e_{эф}$ свидетельствует о работе мельницы в оптимальном режиме по параметрам загрузки и производительности.

В качестве показателя, контролирующего работу мельницы, выступает величина потребляемой мощности. О том, что величина потребляемой мощности является достаточно чувствительным и информативным параметром технологического процесса, свидетельствуют данные, приведенные в работе А. Д. Линча. На рис. 21: показано изменение мощности мельницы самоизмельчения в функции полезной загрузки. Как видно из графика, существует некоторое предельное значение величины загрузки, до которой потребляемая мощность растет, достигает максимума, а потом начинает уменьшаться. Соответственно изменяется и производительность мельницы по кондиционному продукту. Характер кривой свидетельствует о том, что мощность растет до тех пор, пока совершается полезная работа разрушения рудной массы, т. е. происходит ее измельчение. Когда же загрузка мельницы достигает величины, при которой нарушается ее рабочий режим и вместо процесса разрушения загруженной рудной массы происходит ее вращение, величина потребляемой мощности начинает убывать. Этот момент может быть зафиксирован по величине удельной эффективной энергоёмкости процесса измельчения, которая также синхронно будет увеличиваться.

Вместе с тем удельную эффективную энергоёмкость измельчения следует рассматривать в качестве наиболее характерной величины, определяющей сопротивляемость руды измельчению. С увеличением сопротивляемости руды производительность мельницы по кондиционному продукту снижается.

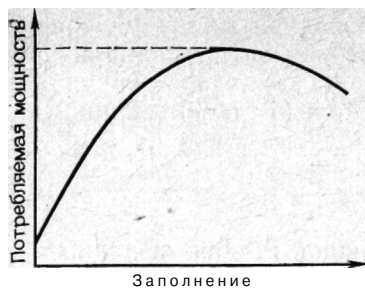


Рис. 21. Изменение мощности, потребляемой мельницей самоизмельчения, в зависимости от ее загрузки

Существует несколько способов управления производительностью мельниц при изменении качественного состава и прочностных характеристик перерабатываемой руды. Изменением частоты вращения барабана мельницы достигают увеличения скорости измельчения руды, которая зависит от ударных нагрузок измельчающей среды. При измельчении крупнокусковой руды частоту вращения увеличивают, что отражается в увеличении потребляемой мощности. Увеличение производительности может быть достигнуто также путем увеличения размеров стержней, шаров и величины их загрузки. Кинетическая энергия падающих тел большой массы увеличивает ударные нагрузки, а их поверхность интенсифицирует процесс измельчения. В этом случае, согласно формуле (6.14), потребляемая мощность возрастает не только за счет увеличения полезной работы, но также за счет дополнительных потерь в цапфах мельницы. Увеличение плотности пульпы до определенного предела также позволяет повысить производительность процесса измельчения, что объясняется увеличением количества зерен, попадающих в зону ударного воздействия мелющих тел. Повышение плотности пульпы означает увеличение массы перерабатываемой руды в барабане мельницы и отражается на величине потребляемой мощности. Повышение производительности мельницы может быть достигнуто за счет увеличения циркулирующей нагрузки, которая зависит от степени измельчения и крепости руды. При этом измельченный кондиционный продукт быстрее выводится из процесса, а вместо него поступает исходный материал. При увеличении циркулирующей нагрузки возрастают потребляемая мощность в мельницах и расход электроэнергии в классифицирующих устройствах.

Процесс измельчения руды в мельницах имеет много общих признаков с процессами разрушения пород, рассмотренными ранее. Гранулометрический состав продуктов измельчения хорошо согласуется с известным уравнением характеристик крупности Розина—Раммлера (1.22). Применительно к процессу измельчения наиболее признанным является закон Риттингера. Значительный вклад в изучение энергетики измельчения в нашей стране сделан В. И. Кармазиным, который предложил общее решение задачи о расходе энергии в виде уравнения

$$A \cdot \sqrt[n]{D_0 - D_k} \quad (6.18)$$

где D_0, D_k — соответственно начальный и конечный размеры разрушаемого образца; k — коэффициент пропорциональности; n — показатель, зависящий от крупности и физико-механических свойств измельчаемого материала.

Уравнение достаточно гибкое. При значениях $n=0$ и $n=1$ оно соответствует математическим выражениям законов Кирпичева — Кика и Риттингера, а при $n=0,5$ — зависимости Бонда. Индекс работы по Бонду, определяемый в лабораторных условиях (имеющий размерность кВт·ч/т), также можно использовать в качестве характеристики измельчаемости руд. В целом следует подчеркнуть, что кинетика измельчения, или скорость убывания количества материала определенной крупности, и энергетика процесса лишь согласуются с математическими и эмпирическими зависимостями, но никогда не подчиняются им полностью. Механизм разрушения чрезвычайно сложен и не может быть описан однозначно хотя бы потому, что горные породы представляют собой объекты, отличающиеся бесконечным разнообразием и сочетанием различных свойств. Из-за непостоянства свойств и размеров материала какие-либо закономерности могут проявляться лишь статистически в результате накопления большого количества экспериментальных данных. При этом в наиболее общем виде проявляются соотношения между величиной израсходованной энергии и качеством продуктов разрушения. Однако эти всеобъемлющие соотношения даже при измельчении одного и того же материала не остаются стабильными. С увеличением тонины помола разных руд соотношение между расходом энергии и величиной вновь образованной поверхности продуктов разрушения может существенно изменяться. Наблюдается такое явление, когда вначале прирост поверхности пропорционален затраченной работе, однако в дальнейшем поверхность увеличивается медленнее, чем работа. Эта особенность измельчения объясняется увеличением относительного объема пластических деформаций, а также ростом прочности частиц руды с уменьшением их абсолютных размеров, что согласуется с диаграммой Хукки (см. рис. 2).

Различные материалы характеризуются удельной энергоемкостью дробления или измельчения, отличающейся во много раз. Однако в переработку на обогатительные фабрики поступают руды из разных забоев, подвергающиеся определенному усреднению не только по качеству, но и по прочностным свойствам. В итоге получается некоторое нивелирование энергетических характеристик процесса разрушения, которые на разных месторождениях отличаются не столь существенно.

Ниже приведены фактические данные удельного расхода электроэнергии (кВт·ч/т) на измельчение железных руд в шаровых мельницах на различных предприятиях. Величина удельных энергозатрат колеблется от 14 до 24 кВт·ч/т. Для Днепровского ГОКа качество конечного продукта оставляет 95 % фракции — 53 мкм, для остальных предприятий — 98 % фракции — 74 мкм.

Стойленский ГОК	20,4	Соколовско-Сарбайский ГОК	8,4
Ингулецкий ГОК	19,0	Качканарский ГОК	10,8
Михайловский ГОК	23,8	Ковдорский ГОК	9,3
ЮГОК	21,7	Коршуновский ГОК	8,7
СевГОК	15,6	Оленегорский ГОК	6,6
ЦГОК	14,0	Магнитогорский ГМК	6,7
Днепровский ГОК	12,0		

Удельные энергозатраты на измельчение магнетитовых руд ряда других месторождений, отличающихся меньшей крепостью, соответственно в 2—3 раза ниже.

Сопоставление со статистическими значениями удельной энергоемкости разрушения горных пород и руд в предшествующих технологических процессах свидетельствует о том, что измельчению присущи высокие удельные энергозатраты, соизмеримые с процессом шарошечного бурения (см. табл. 11).

В настоящее время большое распространение получает самоизмельчение руд, при котором мелющими телами являются крупные куски руды. Применение мельниц самоизмельчения исключает необходимость среднего и мелкого дробления руды, что существенно снижает капитальные затраты на сооружение дробильных отделений фабрик. Отсутствие шаров или стержней снижает расход металла на измельчение руд, однако при этом происходит некоторое увеличение расхода футеровки.

Характерной особенностью процесса самоизмельчения руд является его более высокая энергоемкость, превышающая в сопоставимых условиях энергоемкость шарового или стержневого измельчения в 1,3—1,4 раза. Об этом свидетельствуют данные по энергоемкости самоизмельчения железистых кварцитов (кВт·ч/т) на некоторых предприятиях, которые приведены ниже.

Лебединский ГОК	21,5
Анновский (СевГОК)	21,2
Стойленский ГОК	29,2
Ингулецкий ГОК	26,9
Михайловский ГОК	42,0

—74 Примечание. Качество конечного продукта — 98 %
мкм.

Процесс самоизмельчения наиболее эффективен при переработке хрупких руд. При этом большое значение имеет гранулометрический состав исходной руды, в которой мелющими телами являются куски размерами 300—400 мм. Недостаточное содержание крупных фракций приводит к резкому увеличению энергоемкости измельчения и снижению производительности мельниц по кондиционному продукту. Поэтому при добыче сильнотрещиноватых руд параметры и технология буровзрывных работ на карьере должны быть подчинены требованиям процесса самоизмельчения. Опыт предприятий Кривого Рога свидетельствует о том, что это условие не всегда выдерживается. Если из забоев поступает переизмельченная руда, то необходимо либо уменьшать удельный расход ВВ, либо осуществлять подшихтовку руды более крупного дробления.

Самоизмельчение руд применяется также в тех случаях, когда полезный компонент представлен кристаллическим материалом, который в шаровых или стержневых мельницах может быть поврежден. В этом отношении положительным является опыт самоизмельчения кимберлитов, который позволяет получать кристаллы алмазов с минимальными повреждениями на этой стадии технологической цепочки.

Процессы измельчения и самоизмельчения руд характеризуются высокими удельными затратами электроэнергии и возможностью их снижения путем управления шаровой загрузкой, крупностью питания и производительностью. На современных обогатительных фабриках обычно применяют мельницы одного типоразмера на различных стадиях измельчения при различных схемах питания и сочленения с классификаторами. В этих условиях возникает необходимость оптимизации режимных параметров всего каскада в параллельных технологических секциях, а вместе с нею и задача выбора критерия оптимизации. В отличие от процессов разрушения и добычи руд и пород на карьерах в обогатительном переделе существует мнение о том, что бесспорными критериями оптимизации являются максимальная производительность агрегатов или минимум удельного расхода электроэнергии.

Оба эти показателя связаны между собой, однако, как следует из рис. 20, в каждом случае существует лишь определенный уровень заполнения и производительности мельницы, при котором удельная энергоемкость минимальна. Поэтому абсолютным критерием эффективности технологической линии все же следует считать минимум удельных энергозатрат. Этот критерий удобно использовать в системах автоматизированного управления процессами измельчения и самоизмельчения на действующих обогатительных фабриках, когда технологическая схема выбрана обоснованно, прошла испытания и показала свою эффективность при переработке конкретных руд. Вместе с тем в ряде случаев при выборе схемы измельчения учитывают особенности перерабатываемых руд и руководствуются критериями максимальной производительности при минимальных капитальных и эксплуатационных затратах. В последнее время все большее распространение получают три основные схемы измельчения: с трехстадиальным дроблением и одностадиальным шаровым измельчением; с одностадиальным дроблением, рудным самоизмельчением и дополнительной установкой шаровых мельниц для второй стадии измельчения; с полным рудным самоизмельчением.

Широкое распространение процесса самоизмельчения вызвано сокращением или полным исключением расхода мелющих тел, упрощением технологической схемы и лучшим раскрытием минеральных зерен. Как видим, в данном случае по ряду объективных показателей предпочтение отдается схеме, характеризующейся более высокими удельными затратами. Сравнительные испытания на предприятии Аитик в Швеции показали, что схемы с полным самоизмельчением обеспечили снижение капитальных и эксплуата-

ционных затрат на 20—25 % по сравнению с классическими схемами подготовки руды.

Несмотря на увеличение удельного расхода энергии на 25 %, этот вариант оказался в конечном итоге экономически более выгодным. Тем не менее, когда окончательный выбор схемы со всеми ее плюсами и минусами сделан, возможно ее совершенствование в процессе эксплуатации. Оно начинается с оптимизации ее технологических и режимных параметров. На этой стадии, как и во всех предшествующих случаях, наиболее объективным и удобным критерием остается показатель удельной энергоемкости процесса.

Наряду с высокими энергетическими затратами процесс измельчения руды в шаровых и стержневых мельницах характеризуется высоким расходом мелющих тел. В этом отношении особенно показательными являются удельные расходы шаров на обогатительных фабриках, перерабатывающих железистые кварциты. Так, на Криворожских ГОКах расход шаров доходит до 2—3 кг/т, а на Михайловском ГОКе превышает 4 кг/т концентрата. При этом в общей стоимости измельчения стоимость стержней и шаров составляет до 30—35 % и во многих отношениях является определяющим фактором при выборе процесса измельчения или самоизмельчения.

Главными показателями, определяющими расход мелющих тел, остаются крепость и абразивность измельчаемой руды. Изменение этих показателей, характерное для многих карьеров, приводит к большим колебаниям в удельном расходе шаров и стержней. В связи с трудностью постоянного контроля и учета крепости руды в последнее время обратились к поиску более удобных критериев. В результате, как и в случае с износом футеровки дробилок, выявлено, что наиболее устойчивой является корреляционная связь между расходом шаров и энергией, затраченной на измельчение. По производственным данным определено, что средний расход стальных шаров составляет 0,091 кг, а расход стержней — 0,12 кг на 1 кВт·ч полезно израсходованной энергии. Сопоставление этих цифр с показателями расхода футеровочной стали в дробилках (см. рис. 19) указывает на их практически одинаковый порядок.

При измельчении железных руд, отличающихся высокой крепостью и абразивностью, расход шаров на 1 кВт·ч израсходованной энергии, как правило, значительно выше. В этих условиях стремятся повысить их износостойкость путем введения легирующих добавок или в результате термической обработки. Применение марганцовистых сталей для мелющих тел оказывается малоэффективным ввиду трудности ее обработки и высокой стоимости. Поэтому для повышения ударной стойкости и износа шаров их изготавливают из низколегированных сталей с последующей глубокой термической обработкой. Этот способ позволяет в сопоставимых условиях по качеству перерабатываемой руды снизить расход шаров с 0,15 до 0,13 кг/(кВт·ч), или соответственно с 0,494 до 0,482 кг на 1 т переработанной руды [33].

7. ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ ПРИНЦИП ОПТИМИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

7.1. УДЕЛЬНОЕ ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЕ — УНИВЕРСАЛЬНАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

В предшествующих разделах рассмотрена сопротивляемость пород и руд разрушению и добычанию на основе единого энергетического подхода. Результаты исследований, начатых в 1964 г. на Кальмакырском карьере по комплексной методике и программе, по существу, явились экспериментальным продолжением геоэнергетической теории А. Е. Ферсмана. В горной технологии ЭТИ замечательные идеи не получили должной оценки и развития. Между тем А. Е. Ферсман, будучи специалистом в области минералогии, геологии и геохимии, обращал внимание на то, что его выводы имеют непосредственное отношение и к проблемам добычи полезных ископаемых. Он указывал, в частности, что геохимически механическая прочность имеет большое значение, определяя собой стойкость данного химического соединения при процессах разных типов механического воздействия: разламывании, взрывании и отрывании частей, внедрении и т. д. Эту мысль можно рассматривать в качестве первой предпосылки к использованию показателя геохимической прочности в качестве основного критерия сопротивляемости полезного ископаемого процессам его добычи и переработки. Высказав эту идею, являющуюся логическим продолжением геоэнергетической теории в области, выходящей за рамки его непосредственных интересов, А. Е. Ферсман ищет подтверждения справедливости замечательного принципа и находит его в трудах Н. М. Федоровского.

В работе 1935 г. Н. М. Федоровский пишет, что гораздо удобнее в вопросах классификации оперирование технологическими показателями, более простыми, лучше поддающимися проверке и связанными с меньшим количеством воздействующих факторов. Таким признаком является энергоемкость, т. е. то количество энергии, которое необходимо затратить на ископаемое, чтобы сделать его готовым для промышленного использования. Этот технический признак представляется исключительно удобным и показательным, одновременно отвечая и предмету, и цели классификации. Каждое ископаемое, прежде чем получить возможность фактического использования, должно подвергнуться определенному воздействию. Раньше всего оно должно быть добыто из недр путем выемки его или отделения. На это необходимо затратить совершенно определенную энергию. Но для многих ископаемых одной добычи недостаточно. Часть из них требует последующего измельчения, другая — измельчения и россева, третья — обогащения, четвертая

химической обработки, пятая — обработки термической и т. д. Разнородность энергии, затрачиваемой на практике (тепловая, электрическая и т. д.), ни в какой мере не опорочивает выбранного признака, поскольку на основе **соответствующих** коэффициентов все виды энергии могут быть приведены к одной.

Н. М. Федоровский правильно отметил практические затруднения, связанные с количественной оценкой энергоемкости процессов, и то, что никто вплотную этим вопросом не занимался. Это может быть объяснено следующими причинами.

1. Объем добычи полезных ископаемых и связанные с ними энергетические затраты до последнего времени не представляли особо острой проблемы.

2. Содержание полезных компонентов в рудах оставалось достаточно высоким, что не приводило к большим энергетическим и **стоимостным** затратам на 1 т готового конечного продукта.

В настоящее время положение по этим позициям в корне изменилось. Значительно возросли объемы добычи **не только** в связи с растущими потребностями общества, но также из-за резкого **уменьшения** содержания полезного компонента в добываемых рудах. В связи с ухудшением горно-геологических условий возросли объемы вскрышных пород при открытом способе разработки, а при подземной разработке месторождений увеличилась глубина шахт и рудников.

В результате неизмеримо увеличились удельные и общие энергозатраты на получение готовой продукции. В условиях растущего дефицита энергоресурсов проблема их экономии в наши дни приобретает особую остроту и вызывает необходимость возобновления исследований и разработки обоснованных рекомендаций.

Сложность научного и практического решения этих вопросов в настоящее время заключается в **отсутствии** специализированных средств измерения энергозатрат по соответствующим технологическим процессам. До сих пор приборостроительная промышленность не выпускает достаточно надежных и простых устройств для контроля общих и удельных энергозатрат для буровых станков, экскаваторов, дробилок, мельниц и других единичных агрегатов. Существующие самопишущие приборы сложны в эксплуатации и требуют привлечения специального персонала для сбора и обработки данных. В результате контроль за потреблением энергоресурсов продолжает оставаться в рамках краткосрочных исследовательских работ и не выходит на уровень постоянно действующего фактора управления технологическим процессом.

В предыдущих разделах показаны возможности использования критерия удельной энергоемкости основных процессов добычи и переработки горной массы для совершенствования и оптимизации их **режимных** и технологических параметров. Весь опыт исследований, подкрепленный анализом технической литературы, свидетельствует о том, что этот критерий действительно является универсальным и может быть применен в самых различных сферах материального производства. Для подтверждения справедливости этого

вывода рассмотрим возможности использования энергетического подхода в более широком диапазоне технологических процессов — от добычи полезных ископаемых в карьере до **подготовки** их к обогащению на фабрике.

В разд. 2—6 рассмотрены удельные энергозатраты по основным технологическим процессам, связанным с добычей и **переработкой** полезных ископаемых. Установлено, что уровень энергозатрат в общем случае определяется свойствами объекта разработки, технологическими характеристиками применяемого оборудования и требованиями к качеству продукции на каждой стадии. В разных процессах сочетание этих факторов проявляется по-разному, **поэтому**, прежде чем перейти к общему анализу удельных энергозатрат по всей технологической цепочке, необходимо в каждом случае выделить те факторы, которые оказывают решающее **влияние** на энергоемкость данного технологического процесса. Такой анализ, помимо определения **доли** процесса в общих энергетических затратах, позволит наметить основные направления **совершенствования** производства, имеющие конечной целью экономию **энергоресурсов**.

В табл. 25 знаками «плюс» выделены те факторы и параметры, которые оказывают непосредственное влияние на абсолютную величину удельных энергозатрат по каждому из процессов.

Можно выделить три категории факторов: независимые или природные (свойства руд и **пород**); зависимые от технических **характеристик** применяемого оборудования и требований технологии добычи и переработки (технологические параметры, качество исходного и конечного продукта) и зависимые от размеров объекта (геометрические параметры карьера, рудника). Рассмотрим роль и меру влияния каждого из факторов на энергоемкость конкретного процесса.

Бурение. Удельные энергозатраты при бурении зависят от двух факторов — свойств буримой породы и технологических **параметров** сетки расположения скважины. Прочностные свойства пород относятся к категории независимых природных факторов, поэтому

Таблица 25

Основные технологические процессы	Параметры, определяющие уровень удельных энергозатрат				
	Свойства руд и пород	Технологические параметры	Качество исходного продукта	Качество конечного продукта	Геометрические параметры карьера
Бурение	+	+			
Взрывание	+			+	
Экскавация	+				
Транспортирование					+
Дробление	+		+		
Измельчение	+			+	
Самоизмельчение	+		+		

снижение удельных энергозатрат на бурение, как показано в разд. 2, возможно в основном только за счет расширения сетки скважин.

Взрывание. Энергозатраты при взрывном разрушении руд и пород зависят от их взрываемости (независимый природный фактор) и требований к качеству дробления, определяемых параметрами грузочного, транспортного и дробильного оборудования (требования к качеству конечного продукта процесса буровзрывных работ).

При ПОСТОЯННЫХ параметрах оборудования последующих технологических процессов снижение энергозатрат на буровзрывные работы, как показано в разд. 3, возможно за счет объективной оценки взрываемости пород и учета этого фактора при планировании и задании параметров сетки скважин и удельной энергии ВВ.

Экскавация. Удельные энергозатраты при экскавации горной массы в основном определяются качеством ее взрывной ПОДГОТОВКИ (качеством исходного продукта). Из категории природных факторов на величину энергоемкости экскавации наибольшее влияние оказывает объемная масса разрабатываемой руды или породы. Таким образом, удельная энергоемкость ЭКСКАВАЦИИ функционально связана с энергозатратами при буровзрывных работах.

Транспорт Затраты энергии на транспортирование горной массы зависят только от расстояния перевозки (на равнинных месторождениях) и высоты подъема или спуска на месторождениях заглубленного и нагорного типов.

Дробление. Энергоемкость дробления на всех стадиях определяется прочностными свойствами полезного ископаемого, качеством исходного продукта, поступающего в голову процесса, и качеством конечного продукта. Снижение затрат энергии на дробление возможно за счет улучшения качества исходного продукта, т. е. путем увеличения энергозатрат на взрывную подготовку руды.

Измельчение. Качество исходного продукта, поступающего на измельчение, задано на последней стадии дробления, поэтому этот фактор можно считать постоянным. Энергоемкость измельчения зависит от физико-механических свойств перерабатываемой руды и требований к качеству конечного продукта. В связи с тем, что первый фактор независим, а ВТОРОЙ — технологически задан, снижение энергоемкости измельчения возможно только за счет оптимизации параметров процесса.

Самоизмельчение. Энергоемкость самоизмельчения определяется тремя факторами: физико-механическими свойствами руды, качеством ИСХОДНОГО продукта (гранулометрическим составом руды, поступающей из забоя на переработку) и качеством конечного продукта. Снижение удельных затрат энергии на этот процесс зависит от возможности регулирования кусковатости руды, так как крупные куски являются измельчающей средой.

Для того чтобы представить долю каждого технологического процесса в общих энергетических затратах на добычу и переработку

Технологический процесс	Предельные значения расхода энергии по процессам, кВт·ч/м ³	Предельные значения расхода энергии в физических единицах, МДж/т
Бурение шарошечное	0,1 — 1,2	1,4—16
Взрывание	0,15—1,5*	2,5—25
Экскавация	0,15—1,2	2,5—16
Дробление:		
крупное	0,11—0,5	1,4—7
среднее	0,5—1,25	7—17
мелкое	1,25—2	17—28
Измельчение	6—25	22—90
Самоизмельчение	10—42	70—150

* В кг/м³.

ку полезного ископаемого, в табл. 26 приведены обобщенные статистические данные по удельным энергозатратам при открытом способе разработки. В таблице показаны предельные значения энергозатрат в технических единицах, используемых на производстве, и единой физической размерности Мдж/т, приведенные к средней плотности $\gamma = 2,6 \text{ т/м}^3$.

В табл. 26 не учтены затраты энергии на транспортирование горной массы, так как они не зависят от прочностных свойств полезных ископаемых и не ограничены требованиями последующих процессов.

Анализ данных свидетельствует о том, что удельные энергозатраты на основные процессы в карьере (бурение, взрывание, экскавацию) примерно одного порядка. Их абсолютная величина в зависимости от прочностных свойств руд и пород и качества дробления изменяется до 10 раз, что свидетельствует о достаточно широких пределах возможного регулирования за счет оптимизации параметров. При этом следует учитывать, что в процессе взрывания используется химическая энергия с высокой удельной СТОИМОСТЬЮ.

Затраты энергии на дробление руды на обогатительной фабрике также вполне сопоставимы с энергоемкостью процессов добычи в карьере, а при крупном дроблении даже в 2—3 раза ниже. Это говорит о том, что улучшение качества дробления в карьере за счет увеличения энергозатрат на буровзрывные работы не может обеспечить существенного снижения эксплуатационных затрат при механическом дроблении. Такое решение может быть экономически оправдано только в том случае, если позволит исключить капитальные затраты, связанные с цехом крупного дробления. Однако ни в настоящее время, ни в обозримом будущем при разработке скальных руд и пород не может быть обеспечена такая подготовка горной массы в карьере, которая бы ПОЛНОСТЬЮ гарантировала требуемый уровень дробления.

Наиболее высокие удельные энергозатраты приходятся на процесс измельчения и особенно — самоизмельчения. Они вполне закономерны, так как обусловлены высокой степенью диспергирования руды и тем, что удельная поверхностная энергоемкость их разрушения увеличивается с уменьшением крупности частиц.

Хотя энергоемкость самоизмельчения в 2—3 раза выше энергоемкости шарового измельчения, достоинство этой технологической схемы состоит в исключении капитальных затрат, связанных со средним и мелким механическим дроблением руды. В этом случае вполне оправданным будет увеличение стоимости и затрат энергии при взрывной подготовке руды в карьере [24].

7.2. ПРИНЦИПЫ ОПТИМИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Главная задача оптимизации производства заключается в **повышении** производительности общественного труда или в снижении себестоимости единицы продукции. Можно выделить **три основных** уровня оптимизации производства.

1. На стадии проектирования предприятия, когда сравнивается несколько вариантов техники и технологии, отличающихся по своим параметрам и производительности. Оптимизация на этом уровне обеспечивает наибольший эффект в связи с комплексным решением всех элементов и звеньев технологического процесса на основе их системного анализа с использованием методов экономико-математического моделирования.

2. При реконструкции действующего предприятия, когда появляется возможность применения новой высокоэффективной техники и передовой организации труда, способных обеспечить улучшение технико-экономических показателей в изменившихся горно-геологических условиях месторождения.

3. На действующем производстве, оснащенном стандартным оборудованием с отработанной технологической схемой и организацией труда. На этом уровне совершенствование и комплексная оптимизация взаимосвязанных технологических процессов позволяют **частично** компенсировать непрерывно возрастающие издержки производства, обусловленные закономерно **ухудшающимися** горно-техническими и геологическими факторами.

Большой вклад в развитие методов оптимизации открытых горных работ внесли исследования Н. В. Мельникова, Е. Ф. Шешко, В. В. Ржевского, М. В. Васильева, Б. А. Симкина, К. Е. Виницкого и др. Результаты этих исследований освещены в технической литературе и используются при решении конкретных задач проектирования и эксплуатации месторождения. Наиболее отработаны методы поиска оптимальных вариантов при проектировании новых **предприятий** и реконструкции действующих. Относительная простота решения этих задач объясняется тем, что в них используют паспортные характеристики оборудования, заданные параметры системы разработки и условия эксплуатации. Решение проводится с

применением аналитических методов отыскания экстремумов нелинейных функций нескольких переменных, а также с широким использованием ЭВМ.

Значительно сложнее обстоит дело с решением задач оптимизации на третьем уровне, так как при этом **необходим поиск экстремума** линейной целевой функции многих переменных. Первым важным этапом на пути решения этих задач является выбор оптимизируемой величины (критерия **оптимизации**).

Критерий оптимальности является мерой **выражения** эффективности планирования и управления и поэтому обязательно должен включать один из стоимостных параметров, по которому из множества возможных решений выбирается одно экономически наиболее целесообразное.

Эффективность принятых решений проверяется **по стоимостным** критериям: себестоимости единицы продукции или удельным затратам на 1 т добытого полезного ископаемого, концентрата, металла

$$C = \frac{\text{---}}{\sum Q_i} \rightarrow \min; \quad (7.1)$$

удельные приведенные затраты на 1 т полезного ископаемого (руб/т) концентрата, металла

$$Z_{\text{п}} = c + E_{\text{н}} k \rightarrow \min, \quad (7.2)$$

прибыль (руб.)

$$\pi = \sum_{i=1}^T \text{---} - \sum_{i=1}^T \sum_{k=1}^K Z_{ki} \max, \quad (7.3)$$

норма прибыли

$$H_{\text{п}} = \pi / c \rightarrow \max, \quad (7.4)$$

где Z_k — общие затраты на добычу полезного ископаемого по k -му процессу, руб.; Q_i — объем добытого полезного ископаемого из i -го блока, т; Z_{ki} — общая стоимость горно-транспортных работ из i -го блока, руб.; c — себестоимость добычи и переработки 1 т продукции, руб/т; $E_{\text{н}}$ — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, %; k — удельные капитальные затраты на 1 т полезного ископаемого, концентрата, металла, руб/т; Z_i — цена полезного ископаемого, добытого из i -го блока, руб/т; π — прибыль, руб.

Экономические критерии в системе горно-обогатительных предприятий определяются по всему комплексу, что позволяет путем перераспределения затрат по отдельным технологическим процессам добиваться конечного эффекта на заключительной стадии производства продукции. Выбор оптимального варианта с использованием экономических критериев производят на **основе экономии**

ко-математического моделирования (ЭММ). Использование этого метода невозможно без привлечения специального раздела прикладной математической **ДИСЦИПЛИНЫ** — исследования операций. Основное содержание этого этапа заключается в выборе оптимизирующей величины, исследовании и измерении зависимых и независимых параметров рассматриваемой операции (процесса), построении ее математической модели и ее решении тем или иным **СПОСОБОМ**, в том числе с использованием ЭВМ.

Составление экономико-математических моделей современного горнодобывающего предприятия представляет сложную задачу в связи с его динамичным характером, множественностью взаимосвязанных процессов, стохастическим характером их протекания, **высокой** неоднородностью физико-технических **параметров** объекта разработки, недостаточностью количества и качества информации о свойствах объекта и т. д. При составлении ЭММ основной задачей является выражение количественных зависимостей реального процесса в математической форме при условии учета его специфических качественных особенностей. Важным моментом ЭММ является выбор и принятие критерия эффективного решения задач. Критерий эффективности должен характеризовать соответствие между поставленной целью и результатом исследования операции. **М. Г. Новожилов** подчеркивает, что критерий эффективности должен удовлетворять следующим условиям: допускать количественное выражение; быть чувствительным к изменению параметров, характеризующих операцию; обладать небольшой дисперсией; быть достаточно простым.

Совокупность этих условий определяет информативность критерия, а информация о реальном процессе и состоянии анализируемой системы представляет первооснову ЭММ. Получение информации об объекте и параметрах регулируемого процесса представляет основную трудность в реализации возможностей управления процессами и производством на основе ЭММ. Переменные экономические **критерии** оказываются приемлемыми для ЭММ управления и планирования горным производством с удовлетворительной точностью лишь за длительные периоды времени и на перспективу. Использование их для оперативного принятия решений невозможно из-за сложности определения входящих количественных показателей. Поэтому принятие оптимальных решений оперативного характера с целью повышения эффективности отдельных технологических процессов и всей системы проводится обычно на основании частных критериев. Для буровзрывного комплекса такими частными критериями могут быть: производительность бурового оборудования, расход долот на 1 тыс. M^3 горной массы, выход горной массы с 1 м скважины, удельный расход ВВ, качество дробления и др. Для экскаваторного и транспортного **КОМПЛЕКСОВ** — производительность экскаваторов и транспортных средств, коэффициент использования парка во времени, минимальная себестоимость **ПОГРУЗОЧНО-транспортных операций**, максимальная производительность при плановой себестоимости и др.

Для карьера в целом частными критериями могут служить: минимальная себестоимость 1 т добытого полезного ископаемого и 1 M^3 вскрыши и коэффициент использования горно-транспортного оборудования.

Экономико-математическое моделирование является научно-методической основой автоматизированного управления технологическими процессами (АСУТП) и производством (АСУП). АСУТП есть система, реализуемая на базе высокоэффективной вычислительной и управляющей техники и обеспечивающая управление технологическим объектом на основе централизованно обработанной информации по заданным технологическим и технико-экономическим критериям (критериям **ОПТИМАЛЬНОСТИ**), определяющим количественные и качественные результаты производства.

Таким образом, комплексная оптимизация горного производства и той части обогатительного передела, которая завершается последней стадией измельчения руд, возможна только на основе их автоматизированного управления с использованием единого критерия оптимальности. Между тем, ни перечисленные частные критерии оптимизации, ни общие экономические критерии эффективности не удовлетворяют этому требованию по следующим причинам:

- 1) из-за отсутствия средств и методов их оперативной и объективной оценки и измерения;
- 2) различия в физическом, техническом, технологическом и экономическом содержании;
- 3) отсутствия причинно-следственной связи критериев, предназначенных для характеристики различных процессов единого производственного комплекса.

Весь предшествующий анализ показывает, что кардинальное решение проблемы оптимизации производства на основе его автоматизированного управления возможно только с использованием единого энергетического подхода ко всем технологическим процессам. Количественной мерой выражения их эффективности **МОЖНО** считать минимум энергетических затрат на производство конечного продукта.

Правомерность такого решения подтверждается тем, что **показатель** удельных энергозатрат представляет собой одну из статей общих издержек производства, входящей неотъемлемой частью в издержки каждого технологического процесса. *Полные издержки* производства, связанные с добычей и переработкой полезных ископаемых, можно разделить на две группы: переменные и условно-постоянные.

К **переменным** относят затраты, связанные с технологическими операциями. Их величина зависит от количества произведенной продукции или выполненного объема работ. Доля этих издержек в стоимостном выражении при изменении объема производства остается практически неизменной. К ним относятся заработная плата рабочих, занятых на обслуживании и ремонте обо-

дования, начисления на зарплату, затраты на материалы, инструмент, плата за израсходованную энергию, топливо и т. д.

В группу условно-постоянных входят затраты, связанные с обеспечением самого производства, его обслуживанием и организацией. При изменении объема производства, например, за счет повышения производительности оборудования, абсолютная величина этих затрат обычно не изменяется. К постоянным эксплуатационным расходам относятся амортизационные отчисления, плата за установленную мощность оборудования и др.

Такое разделение эксплуатационных расходов в определенной мере является относительным и зависит от времени их учета. Для небольших периодов времени, относящихся к категории оперативного управления и планирования (минуты, часы, смены, сутки), в группу переменных затрат можно отнести только те, которые наиболее существенно изменяются в эти промежутки времени.

Одним из признанных показателей при технико-экономических расчетах в горнодобывающей промышленности является стоимость машино-смены основного оборудования. Структура стоимости машино-смены, например, бурового станка включает следующие статьи затрат: стоимость материалов (буровые долота), электроэнергии, основную и дополнительную заработную плату, отчисления на социальное страхование, амортизационные отчисления, расходы на содержание и эксплуатацию оборудования. Аналогичную структуру стоимости машино-смены имеют и другие механизмы, обслуживаемые закрепленными экипажами, в том числе и экскаваторы. Часть этих статей затрат в течение смены остается постоянной (заработная плата, амортизация, расходы на эксплуатацию), а другая активно изменяется. К изменяющимся статьям относится плата за использованную технологическую энергию и материалы. Материалы (буровые долота, зубья ковшей, автомобильные шины, броня дробилок, футеровка, шары и стержни мельниц) изнашиваются за достаточно длительные промежутки времени, превышающие время смены. Следовательно, наиболее характерной переменной статьей текущих затрат является стоимость израсходованной энергии, определяемая ее общим количеством и удельной стоимостью.

Таким образом, стоимость машиносмены (руб.) может быть представлена в виде

$$C_{mc} = \sum C_{п} + C_{э}, \quad (7.5)$$

где $\sum C_{п}$ — сумма постоянных статей затрат, включая материалы, руб.; $C_{э}$ — полная стоимость технологической энергии, руб.

Электроэнергия, расходуемая промышленными предприятиями, согласно действующему положению оплачивается по двухставочному тарифу, включающему плату за присоединенную (заявленную) активную мощность трансформаторов и высоковольтных электродвигателей (кВ·А) или плату за максимальную нагрузку энергосистемы (кВт) и плату за фактически израсходованное количество активной энергии (кВт·ч). Первая часть тарифа является основной, вторая — дополнительной.

Плата за заявленную мощность или за максимальную нагрузку не связана с фактическим объемом производства, т. е. с объемом добытой и переработанной руды и пустых пород, и поэтому ее можно отнести к условно-постоянным издержкам производства. Количество активной энергии, израсходованной в технологических процессах добычи и переработки, в общем случае пропорционально объему производства, что дает основание отнести эти затраты к группе переменных.

В этом случае стоимость израсходованной в технологическом процессе электрической энергии (руб.) будет

$$C_{э} = c_{э} e Q, \quad (7.6)$$

где $C_{э}$ — стоимость единицы технологической энергии; e — удельная энергоемкость процесса; Q — производительность агрегата в течение смены.

Удельную себестоимость единицы продукции можно выразить как

$$c_1 = \sum C_{п}/Q + c_{э} e. \quad (7.7)$$

Следовательно, стоимость единицы продукции находится в зависимости от производительности оборудования и удельной энергоемкости процесса. При известном значении удельной энергоемкости процесса производительность агрегата можно представить в виде

$$Q = E/e, \quad (7.8)$$

где E — полный расход технологической энергии в течение смены. Подставив это выражение в уравнение (7.7), получим

$$c_1 = e(\sum C_{п}/E + c_{э}). \quad (7.9)$$

Анализ этого уравнения показывает, что в любом технологическом процессе стоимость единицы продукции непосредственным образом связана с его удельной энергоемкостью. Отсюда следует принципиальный вывод о возможности использования показателя удельных энергозатрат в качестве энергетического эквивалента критерия эффективности и оптимизации технологического процесса.

Этот показатель в полной мере удовлетворяет требованиям, предъявляемым к критериям эффективности, сформулированным в работе М. Г. Новожилова. Кроме того, он является единственным показателем, допускающим непосредственное количественное измерение с помощью несложных устройств, и единым для различных технологических процессов.

7.3. ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОПТИМИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ РУД

Современные открытые горные работы и комплексы по переработке руд характеризуются большими масштабами и мощностью используемого оборудования. В условиях растущего дефицита

энергетических, материальных, трудовых и других видов ресурсов все более актуальной становится проблема совершенствования организации, планирования и управления производством. Важной составной частью этой проблемы являются вопросы нормирования потребления ресурсов и оптимизации производства, тесно связанные между собой.

В настоящее время наиболее разработаны задачи календарного планирования и значительно **хуже** — оперативного управления и оптимизации технологических процессов и производства в целом. Как уже отмечалось, трудность вывода этих задач на уровень автоматизированного управления основными технологическими процессами заключается в отсутствии простых и достаточно надежных критериев их оптимизации. Многообразие показателей и размерностей является главным фактором, препятствующим разработке и созданию систем автоматизированного управления технологическими процессами и производством (АСУТП и АСУП). Идеальным вариантом решения проблемы можно считать такой, при котором управление технологическими процессами добычи и переработки горной массы проводится с использованием единого критерия оптимизации.

Исследования, результаты которых изложены выше, позволили установить, что в качестве такого универсального критерия могут быть приняты показатели удельных энергозатрат по основным процессам. Преимущества использования этих показателей заключаются в следующем.

Удельная энергоемкость является мерой сопротивляемости руды или породы разрушению в процессах бурения, взрывания, дробления и измельчения и копанию в процессе экскавации. Затраты энергии в процессах, осуществляемых машинами с электрическим приводом, могут быть определены с помощью несложных устройств, зафиксированы в цифровом виде и переданы на диспетчерский пункт или в вычислительный центр. Показатель удельной энергоемкости сочетает в себе натуральное и экономическое (стоимостное) содержание. Важной особенностью этого критерия оптимизации является его однозначная связь со стоимостными затратами. Минимум себестоимости обязательно соответствует минимуму энергозатрат. Это делает энергетический критерий особенно удобным для использования в решении задач контроля эффективности процессов, их оптимизации, управления и планирования.

Конечная цель управления производственным процессом заключается в получении продукта заданного количества и качества с наименьшими затратами. В энергетическом эквиваленте это может быть выражено так: любой агрегат должен работать с полной нагрузкой ($E = Nt \rightarrow \max$) в условиях минимальной удельной энергоемкости процесса ($e \rightarrow \min$). Так как технологические процессы добычи и переработки полезных ископаемых тесно связаны между собой, их управление и оптимизация должны быть подчинены общей задаче — минимизации удельных энергозатрат на производство единицы конечного продукта. Это означает необходимость пе-

рераспределения удельных энергозатрат по промежуточным процессам таким образом, чтобы был достигнут главный конечный результат.

Ниже рассмотрены принципиальные основы оптимизации технологических процессов добычи и переработки горной массы по энергетическим показателям.

Бурение взрывных скважин. Основной объем бурения взрывных скважин на карьерах в настоящее время осуществляется с использованием станков шарошечного типа. Электрический привод вращателя бурового става и основных систем станка позволяет осуществлять контроль и управление процессом бурения с помощью приборов. Основой этих операций являются количественные соотношения между крепостью пород, характеризуемой удельным расходом энергии e (кВт·ч/м), мощностью, потребляемой двигателем вращателя из сети, N (кВт) и скоростью бурения v (м/ч).

$$v = N/e. \quad (7.10)$$

На основании этой связи разработана энергетическая шкала, которая в сочетании с приборами контроля энергоемкости бурения позволяет оценивать буримость пород на любых базах измерения [8].

Значение скорости бурения, определяемое выражением (7.10), позволяет представить сменную производительность станка (м/смену) в виде

$$Q = vT_0, \quad (7.11)$$

где T_0 — основное время бурения в течение смены, ч.

$$T_0 N = E, \quad (7.12)$$

где E — полный расход энергии двигателем вращателя на бурение, кВт·ч.

Эти зависимости позволяют выразить сменную производительность бурового станка (м) в электрических величинах

$$Q = E/e. \quad (7.13)$$

Стоимость бурения 1 м скважины (руб/м) определяется выражением

$$C_б = C_{мс}/Q + C_д/L_д, \quad (7.14)$$

где $C_{мс}$, $C_д$ — стоимость машиносмены станка и долота соответственно, руб.; $L_д$ — стойкость долота, м.

При постоянных значениях $C_{мс}$ и $C_д$ стоимость бурения зависит от изменения Q и $L_д$. Производительность станка является функцией многих переменных, в том числе крепости буримых пород, организации производства, технического состояния станка и т. д. Стойкость долота $L_д$ определяется в основном крепостью буримых пород, качеством его изготовления и режимными параметрами процесса. Учет всех этих факторов в их натуральном виде для решения уравнения (7.14) с целью поиска его минимального зна-

ЧЕНИЯ представляет крайне сложную задачу, так как в нем не участвует такой важный показатель, как свойства буримых пород.

Исследования показали, что качество изготовления и условия эксплуатации долота более объективно определяются величиной его работоспособности, или ресурса, выраженной в количестве энергии, израсходованной двигателем вращателя до выхода долота из строя, $Я$ (кВт·ч). Связь между значениями удельной энергоёмкости породы e , ресурсом R и стойкостью долота L_d подчиняется зависимости

$$L_d = R/e. \quad (7.15)$$

Подстановка выражений (7.13) и (7.15) в формулу (7.14) позволяет выразить переменные величины в виде измеряемых и управляемых электрических параметров

$$C_6 = e(C_{mc}/E + C_d/R). \quad (7.16)$$

Как следует из этой формулы, технико-экономические показатели шарошечного бурения изменяются в зависимости от трех важнейших параметров e , E и R . Все три параметра выражаются в электрических величинах и могут быть использованы для контроля за свойствами буримых пород (e), использования станка в течение смены (E) и условиями эксплуатации долота ($Я$). При этом автоматическое управление на оптимальном техническом и экономическом уровнях должно осуществляться по принципу $E \rightarrow \max$, $R \rightarrow \max$, $e \rightarrow \min$.

Удельную энергоёмкость бурения следует рассматривать не только как меру крепости пород, но также в качестве критерия оптимизации процесса. Исследования [10] свидетельствуют о том, что существует такое сочетание режимных параметров по давлению p и частоте вращения долота n , при которых величина e минимальна.

Изменение p и n отражается на величине потребляемой мощности N и соответственно — скорости бурения V . Поэтому на основании формулы (7.10) следует, что оптимальными являются параметры, соответствующие условию

$$e = N/v \rightarrow \min. \quad (7.17)$$

Таким образом, величина мощности, расходуемой на бурение, является еще одним контролируемым и управляемым параметром процесса бурения.

Буровзрывные работы. Стоимость бурения 1 м скважины относится к экономическим показателям процесса бурения. В затратах на единицу продукции (руб/м³) она учитывается через величину выхода горной массы с 1 м скважины p (м³/м) в виде

$$C_6 = \frac{e}{p} (C_{mc}/E + C_d/R). \quad (7.18)$$

Выход горной массы p (м³/м) является величиной, определяемой параметрами буровзрывных работ, и в первую очередь сеткой расположения скважин.

$$p = abH_y/H_{ск}, \quad (7.19)$$

где a , b — расстояние между скважинами в ряду и между рядами скважин, м; H_y , $H_{ск}$ — соответственно высота уступа и глубина скважины, м.

При квадратной сетке, наиболее распространенной на карьерах,

$$p = a^2 H_y / H_{ск}. \quad (7.20)$$

Оптимизация буровзрывного комплекса до сих пор остается наиболее сложной проблемой открытых горных работ, так как ее решение находится в зависимости от возможности достаточно точной и оперативной оценки взрываемости пород. По существу, его оптимизация заключается в необходимости решения двух самостоятельных и в то же время неразрывно связанных задач — выбора оптимальной сетки скважин и задания оптимального удельного расхода энергии ВВ.

Из всех существующих методов оценки сопротивляемости горных пород разрушению взрывом указанным условиям в наибольшей мере удовлетворяет лишь показатель удельной энергоёмкости шарошечного бурения [8].

Методика выбора и управления параметрами буровзрывных работ на основе оперативной оценки взрываемости горных пород по величине удельной энергоёмкости шарошечного бурения подробно изложена в разд. 3. Следует отметить то, что в задаче оптимизации комплекса буровзрывных работ основные зависимости (3.12) и (3.30) необходимо рассматривать как ограничивающие: удельный расход энергии ВВ в данных условиях не может быть меньше значения, определяемого по формуле (3.12), а сетка скважин — не больше, чем рассчитанная по этой формуле (3.30). Таким образом, приведенный выше расчет представляет первый этап оптимизации параметров буровзрывных работ по энергетическому критерию, ограниченный рамками только этого комплекса. Для того чтобы оптимизация буровзрывных работ была более полной и согласовалась с общей задачей оптимизации добычи и переработки горной массы, необходимо учесть два фактора: стоимостные показатели взрывных работ и влияние качества буровзрывных работ на технико-экономические показатели последующих технологических процессов.

При прочих равных условиях затраты на дробление 1 м³ определяются стоимостью единицы энергии используемого ВВ. Методика выбора ВВ по энергетическому критерию предложена в Поправках к разд. 3.4.

Использование табл. 15, в которой представлено распределение наиболее распространенных промышленных ВВ в виде параметрического ряда, позволяет осуществлять их выбор в зависимости от

свойств взрываеваемых пород. Этот метод является важным элементом оптимизации буровзрывных работ по комплексному критерию, учитывающему одновременно энергетические и стоимостные показатели.

Если выбор сетки скважин относится к категории оперативного управления параметрами буровзрывных работ, то определение удельного расхода и типа ВВ в зависимости от крепости пород в пределах блока представляет задачу оптимального планирования.

Оптимизация буровзрывных работ не может замыкаться только на этом процессе. Она должна быть увязана с последующими технологическими процессами — экскавацией, механическим дроблением, измельчением и самоизмельчением. В этом случае задача становится многофакторной, и ее решение с использованием экономического критерия сопряжено с большими затратами времени и организационными трудностями. Более простым остается вариант оптимизации по энергетическим показателям, в частности по величине удельной энергоемкости погрузки 1 М^3 горной массы.

Экскавация. В разд. 4 показано, что удельные затраты энергии на разработку и погрузку 1 М^3 объективно отражают весь комплекс физико-технических параметров взорванной горной массы. Этот показатель проще в измерении, чем показатель удельного сопротивления копанью, используемый в качестве характеристики экскавируемости пород. На основании исследований разработана энергетическая шкала экскавируемости взорванной горной массы для механических лопат, представленная в табл. 17.

Удельная энергоемкость экскавации $[\text{кВт}\cdot\text{ч}/\text{М}^3 \text{ (кВт}\cdot\text{ч/т)}]$ определяется отношением полных энергозатрат к количеству погруженной породы или руды

$$e_3 = E/Q_3. \quad (7.21)$$

Удельная стоимость экскавации (руб/ М^3)

$$c_3 = C_{mc}/Q_3, \quad (7.22)$$

где C_{mc} — стоимость машиносмены, руб.; Q_3 — сменная производительность экскаватора, М^3 .

Решение этих уравнений при заданном значении производительности Q_3 позволяет определить стоимость погрузки 1 М^3 (руб/ М^3) в функции качества подготовки забоя

$$c_3 = C_{mc} \bar{e}_3 / E. \quad (7.23)$$

Анализ этой формулы показывает, что при постоянном значении стоимости машиносмены затраты на погрузку 1 М^3 пропорциональны удельной энергоемкости процесса и обратно пропорциональны полному расходу энергии в течение смены. Отсюда следует, что оптимизация процесса экскавации должна осуществляться за счет реализации критериев $e_3 \rightarrow \min$, $E \rightarrow \max$. Из формулы (7.23) следует также, что и в этом случае минимуму энергетических затрат соответствует минимум стоимости, следовательно, показатель удельной энергоемкости экскавации является критерием оптимизации этого процесса.

В отличие от процесса бурения возможности выхода на минимальную энергоемкость за счет выбора режимных параметров процесса экскавации крайне незначительны. Наиболее эффективным способом снижения энергозатрат на погрузку остается улучшение качества подготовки горной массы за счет увеличения энергетических затрат на буровзрывные работы. Однако в связи с высокой стоимостью 1 МДж химической энергии ВВ по сравнению со стоимостью электрической энергии эта мера далеко не всегда оправдывается экономически.

Таким образом, показатель удельной энергоемкости экскавации следует рассматривать не только как характеристику экскавируемости пород для нормирования и оплаты труда, но также как количественную меру качества взрыва. В этом отношении e_3 может использоваться в системе АСУТП комплекса буровзрывных и экскаваторных работ в качестве оператора обратной связи.

Транспортирование горной массы. Энергетический контроль технологических параметров и эффективности транспортного комплекса может быть осуществлен при использовании систем с электрическим питанием — электровозного и конвейерного транспорта. Здесь мерой остается удельная энергоемкость транспортирования, определяемая по формуле (7.21). При использовании автомобильного транспорта стоимость перевозки единицы горной массы определяется по формуле (7.22), в то время как энергозатраты исчисляются количеством дизельного топлива или его тепловой энергии на один тонно-километр транспортирования или тонно-метр подъема. Расход топлива и количество перевезенного груза могут быть учтены либо приборами, установленными на самосвале, либо централизованно на заправочных станциях и пунктах взвешивания автосамосвалов, входящих в систему автоматизированного управления погрузочно-транспортным комплексом типа «Карат», «Гермес» и др. В этом случае минимальный расход топлива или тепловой энергии на 1 т перевезенного груза остается однозначным показателем эффективности транспортного комплекса — его технического состояния, условий эксплуатации и т. д.

Дробление и измельчение. Механическое дробление руды, а при циклично-поточной технологии горных работ и пустых пород осуществляется в конусных и щековых дробилках. Удельная энергоемкость в обоих случаях определяется на основании зависимости

$$e_{уд} = N_{xx}/Q_{др} + e_{др}, \quad (7.24)$$

где N_{xx} — мощность холостого хода дробилки, кВт; $Q_{др}$ — производительность дробилки, т/ч; $e_{др}$ — удельные энергозатраты на собственно дробление горной массы, кВт·ч/т.

В связи с тем, что мощность холостого хода дробилки — величина постоянная, удельная энергоемкость процесса дробления определяется количеством, прочностными свойствами и гранулометрическим составом передробленной руды или породы.

Крепость руды или породы относится к категории нерегулируемых параметров. Следовательно, снижение удельных энергозатрат

должно идти по пути увеличения загрузки дробилки и управления гранулометрическим составом взорванной горной массы. Данные свидетельствуют о незначительных расходах энергии на дробление полезных ископаемых, тем не менее оптимизация и управление этим процессом могут внести существенный вклад как в экономию энергии, так и в повышение производительности и работоспособности дробилок.

Наиболее энергоемкими являются процессы измельчения и самоизмельчения полезного ископаемого, в которых расходуется от 6 до 40 кВт·ч электроэнергии на 1 т конечного продукта. Мощность, потребляемая приводом мельницы, практически не зависит от ее производительности, в то время как удельные энергозатраты связаны с производительностью непосредственным образом. Следовательно, оптимизация процессов измельчения и самоизмельчения должна осуществляться посредством увеличения производительности мельниц ($Q \rightarrow \max$) при соблюдении требуемого качества конечного продукта. При этом удельные энергозатраты и удельная стоимость 1 т измельченной руды будут минимальными ($e_n \rightarrow \min$).

Таким образом, основные технологические процессы добычи и переработки по признакам внутренней и совокупной оптимизации могут быть классифицированы по следующей схеме.

1. Оптимизируемые по собственному критерию минимума энергозатрат за счет выбора режимных и технологических параметров процесса — бурение, взрывание, транспорт, дробление, измельчение и самоизмельчение. Оптимизация этих процессов возможна путем оснащения оборудования средствами контроля производительности, качества конечного продукта и средствами управления по критерию минимума удельной энергоемкости.

2. Оптимизируемые по совокупному критерию минимума удельных энергозатрат за счет выбора режимных и технологических параметров предшествующих процессов. Такими взаимосвязанными процессами являются буровзрывные работы и экскавация; буровзрывные работы — экскавация — транспорт; буровзрывные работы — механическое дробление; буровзрывные работы — самоизмельчение.

Общая стратегия оптимизации производства должна исходить из принципа

$$\Sigma e = (e_6 + e_в + e_э + e_т + e_{др} + e_n) \rightarrow \min.$$

Однако в связи с тем, что при добыче и переработке горной массы используются три вида энергии — электрическая, тепловая и химическая (энергия ВВ), обладающие разной удельной стоимостью, появляется дополнительная возможность использования комплексного критерия оптимизации, учитывающего и этот фактор.

$$\Sigma_{ec} = [(e_6 + e_э + e_{др} + e_n) c_1 + q_э c_2 + t c_3] \rightarrow \min,$$

где e_6 , $e_в$, $e_э$, $e_т$, $e_{др}$, e_n — удельная энергоемкость соответственно процессов бурения, взрывания, экскавации, транспортирования, дробления и измельчения, МДж/м³; c_1 — стоимость 1 МДж элект-

роэнергии, руб.; $q_э$ — удельный расход энергии ВВ на первичное и вторичное взрывание, МДж/м³; c_2 — стоимость 1 МДж химической энергии ВВ, руб.; t — удельный расход тепловой энергии дизельного топлива, МДж/м³; c_3 — стоимость 1 МДж тепловой энергии, руб.

В этом уравнении значения c_1 и c_3 остаются постоянными в течение длительных периодов времени, в то время как величина c_2 изменяется в зависимости от стоимости заказанного и используемого ВВ. Поэтому произведение $q_э c_2$, характеризующее комплекс взрывных работ, является автономным и наиболее гибким элементом целевой функции оптимизации.

Выбирая значения $q_э$ и c_2 в зависимости от энергоемкости разрушения руд и пород (формулы (3.30), (3.31) и табл. 15), можно довести решение задачи оптимизации до уровня отдельного технологического блока. При этом совокупность таких частных решений обеспечит необходимый общий конечный результат.

Необходимо объяснить преимущества такого подхода, так как в настоящее время в технической литературе изложено много примеров комплексной оптимизации процессов открытых горных работ.

Существует много вариантов решения задачи оптимизации с использованием разных методов — от простых номограмм до автоматизированных расчетов на ЭВМ. Однако их анализ указывает на один очень важный недостаток, присущий всем без исключения методам, — либо полное отсутствие сведений о свойствах объекта (буримости, взрываемости, экскавируемости, дробимости, измельчаемости), либо использование их усредненных характеристик или показателей производственных процессов (скорости бурения, удельного расхода ВВ, производительности экскаватора, дробилки, мельницы и т. д.). Оптимизация производственных процессов относится к разделу сугубо конкретных задач, решение которых должно осуществляться на основе оперативной информации о конкретных технологических свойствах объекта разработки.

Весь предшествующий теоретический и экспериментальный материал свидетельствует о том, что главными показателями любого производственного процесса, которыми следует управлять и которые необходимо контролировать, являются количество израсходованной энергии и количество произведенного кондиционного продукта. Частное от их деления представляет собой показатель удельных энергозатрат, который характеризует одновременно и качественный уровень технологического процесса, и технологические свойства объекта разработки.

Помимо оптимизации технологических процессов не менее важным остается вопрос их адаптивного управления. Время реализации решений по управлению исчисляется минутами. Между тем в настоящее время единственным каналом связи с действующими механизмами остается радио или телевидение. Оба эти способа не дают оперативной информации о состоянии и условиях работы того или иного агрегата.

Исследования показывают, что и в этом случае решение проблемы возможно путем отображения информации об основных электрических параметрах оборудования. Важнейшим показателем состояния электрической системы является величина потребляемой мощности, для которой можно выделить три информационных уровня: *первый* $N = 0$ — агрегат не работает; *второй* $N \approx N_{x, x}$ — агрегат в режиме холостого хода или осуществляет вспомогательные операции (переезд, смена штанг, долота и пр.); *третий* $N = N_{pp}$ — агрегат в рабочем режиме.

Отраженные на мнемосхеме карьера или фабрики эти сведения будут содержать информацию о качественном состоянии всех систем в данный промежуток времени. Количественная информация о работе каждого агрегата может быть получена путем измерения расхода энергии за некоторое время T_i .

Предельным уровнем загрузки механизма можно считать величину

$$E = N_3 T_i \rightarrow \max,$$

которая соответствует коэффициенту его использования во времени $k_{и} \rightarrow 1$. По всему карьере или фабрике общий расход энергии должен стремиться к технически возможному максимуму, но при обязательном соответствии максимуму производительности. Критерием эффективности производства, правильной организации его планирования и управления будет величина $\Sigma e \rightarrow \min$.

7.4. ПРИНЦИПЫ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Применительно к горно-обогатительному предприятию **ОПТИМИЗАЦИЯ** означает планирование и управление производством на **высшем** качественном уровне, обеспечивающем наилучший количественный результат — максимум продукции при минимуме затрат. Система управления горно-обогатительным комплексом в общем случае включает три уровня **планирования** — перспективное, календарное (год, квартал, месяц), оперативное и уровень оперативного управления. На уровне оперативного планирования и управления выделяют следующие задачи:

информационное обеспечение административного и диспетчерского управления и планирования со временем принятия решений и их реализацией, измеряемым несколькими часами;

оптимизация и адаптивное управление технологическими процессами, время реализации которых определяется минутами;

экстремальное управление режимными параметрами процессов, пуска и остановки оборудования с временем реализации, измеряемым секундами и минутами.

Наиболее динамичной и ответственной частью системы управления производством являются задачи оптимизации и адаптивного управления технологическими процессами. Методы решения этих

задач разработаны недостаточно, и поэтому на производстве они решаются на основании опыта управленческого персонала, что не исключает возможных ошибок.

Управление производственными процессами горно-обогатительного комплекса связано с необходимостью получения информации об объекте и технологическом процессе, ее накопления и обработки, анализом, принятием решения и реализацией этих решений. В условиях современного крупномасштабного и высокомеханизированного предприятия объем этой информации быстро увеличивается, что создает трудности для оперативного управления. Современная наука предлагает использовать для этих целей автоматизированные системы управления (АСУ).

По определению АСУ — это система, обеспечивающая оптимизированное решение задач во всей совокупности функций управления на основе использования экономико-математических методов (ЭММ) и электронно-вычислительных машин (ЭВМ) с техническими средствами сбора и передачи информации [34].

Автоматизированные системы управления производством (АСУП) подразделяются на области подсистем производственно-экономического управления (АСУПЭУ) и управления производственными (технологическими) процессами (АСУТП). Подсистема АСУТП, в свою очередь, может подразделяться на ряд подсистем автоматизированного управления отдельными технологическими процессами — добычи руды, транспорта, обогащения и т. д. В рамках АСУТП возможно функционирование локальных систем автоматизированного или автоматического регулирования машинами и механизмами.

Сложность реализации принципов автоматизированного управления на всех уровнях добычи и переработки полезных ископаемых заключается в высокой пространственной изменчивости свойств объекта разработки, отсутствии достаточно надежных критериев их количественной оценки и средств оперативного измерения. В этом отношении результаты исследований, изложенные в предшествующих разделах, свидетельствуют о принципиальной возможности решения задач автоматизированного управления и оптимизации процессов и локальных технических систем на основе единого энергетического подхода с использованием показателей удельной энергоемкости.

Энергетический метод обладает рядом преимуществ в сравнении с другими методами и позволяет осуществлять последовательную автоматизацию управления от низшего уровня к высшему с минимальными затратами средств на каждом этапе. Наиболее рациональной представляется следующая схема автоматизации производства.

I этап. Оснащение всех агрегатов по добыче, транспортированию и переработке средствами измерения расхода энергии. В зависимости от специфики работы оборудования и использования информации об энергоемкости процесса индикаторы расхода энергии должны удовлетворять следующим требованиям.

На буровых станках — фиксировать в цифровом виде расход электроэнергии двигателем вращателя на двух информационных шкалах. Первая шкала должна отражать расход энергии на малых базах измерения, кратных высоте штанги или глубине скважины, с целью оперативного задания параметров буровзрывных работ. Вторая **шкала** — накопительная для регистрации расхода энергии за большие промежутки времени в объеме бурения технологического блока или за месяц работы станка. Показания второй шкалы можно использовать для оценки буримости пород, для корректировки удельного расхода ВВ на блоке после его обурирования и для прогнозирования свойств пород на нижележащем горизонте.

Информационное устройство, установленное на экскаваторах, должно отражать следующие сведения: полный расход энергии сетевым двигателем на каждый цикл работы экскаватора в режиме накопления; количество циклов и средний расход энергии за один цикл. Контроль удельной энергоемкости экскавации в качестве показателя трудности разработки забоя может осуществляться как по величине расхода энергии на 1 М³ погруженной горной массы, так и по величине средней энергоемкости одного цикла. В первом случае объем погрузки определяется на основании оперативного учета по количеству погруженных транспортных сосудов определенной емкости.

Расход энергии дробилками крупного, среднего и мелкого дробления необходимо учитывать в двух **режимах** — за смену на отдельной шкале и за **месяц** — на накопительной шкале. В обоих случаях удельные затраты электроэнергии могут быть установлены путем деления полного расхода энергии на количество переработанной руды по оперативному учету. Аналогичным образом фиксируется расход энергии мельницами измельчения и самоизмельчения и определяются удельные энергозатраты на 1 т переработанной руды.

Таким образом, на первой стадии обеспечивается наладка системы контроля за расходом технологической энергии по отдельным агрегатам с целью накопления данных об энергоемкости добычи и переработки 1 М³ горной массы и 1 т руды по основным процессам. Статистическая обработка этих сведений позволит установить оптимальные нормативы удельного расхода энергии и определить влияние прочностных свойств руды (показатель удельной энергоемкости шарошечного бурения) и качества ее дробления (удельный расход энергии ВВ при взрывных работах) на энергоемкость процессов механического дробления и измельчения.

Первому этапу, который можно рассматривать в качестве подготовительного, свойственны следующие недостатки: невысокая точность определения удельной энергоемкости, соответствующая точности оперативного учета переработанной горной массы; необходимость ручного сбора, накопления и обработки информации о расходе энергии, производительности оборудования и вычисления удельных энергозатрат.

II этап. Оснащение оборудования средствами контроля и регулирования производительности, управления процессом в оптимальном режиме по критерию минимума удельных энергозатрат и передачи данных о текущей производительности и удельной энергоемкости на центральный диспетчерский пункт или в вычислительный центр.

Решение этих задач означает локальную оптимизацию работы оборудования и технологических процессов. В данное время из-за отсутствия достаточно надежных схем и систем автоматизированного управления горным и обогатительным оборудованием трудно указать конкретный путь решения этих задач. Однако развитие средств контроля и автоматики свидетельствует о большой перспективности использования микропроцессорной техники и микро-ЭВМ, расположенных непосредственно на объекте управления. Ввиду однородности задач регулирования, управления и связи электронное оборудование должно состоять из стандартных модулей, комплектуемых в систему с учетом особенностей и характеристик управляемого агрегата и процесса.

III этап. После отладки и освоения локальных систем управления и оптимизации они должны быть подчинены центру управления всем производственным комплексом с целью обеспечения выполнения плановых показателей данного предприятия. На этом этапе определяющими показателями являются количество и качество конечного продукта и его себестоимость. Эффективное использование оборудования, повышение его производительности при сокращении материальных и энергетических затрат можно рассматривать как внутреннюю задачу предприятия, являющуюся частью общегосударственной проблемы экономии всех видов ресурсов.

В настоящее время рядом конструкторских организаций при участии научно-исследовательских и учебных институтов горного профиля разработаны, изготовлены и испытаны в производственных условиях несколько систем **автоматизированного управления** процессом бурения. Некоторые из них, в частности САУ «Режим-1» и усовершенствованная САУ «Режим-2 НМ» для станков 2СБШ-200, подробно описаны в работе [10]. Испытания этих систем показали, что при автоматическом управлении скорость бурения возрастает на 20—40 %, а себестоимость бурения уменьшается на 10—15 %. Улучшение основных показателей весьма существенно, тем не менее эти системы не получили широкого распространения из-за недостаточной надежности, сложности эксплуатации и **высокой стоимости**.

С достаточным основанием можно **признать**, что автоматическая оптимизация процесса бурения по экстремальным значениям критериев минимальной себестоимости или минимальной энергоемкости не всегда целесообразна. Это объясняется тем, что такие значения достигаются не в средней области регулирования параметров процесса, а на ее границах. Поэтому более простыми и не менее эффективными оказываются системы управления, основанные, например, на стабилизации мощности и дополненные ограни-

чением по уровню вибраций бурового става. Действительно, в разд. 2 отмечено, что мощность, расходуемая при бурении, является наиболее стабильным параметром процесса, мало зависящим от крепости пород.

Оптимизация параметров БВР на основании информации, полученной в процессе бурения блока, представляет многофакторную задачу. Простейшие варианты оптимизации параметров БВР с использованием оперативной информации об энергоёмкости разрушения пород изложены в разд. 3.6. Основанные на использовании несложных алгоритмов перехода от свойств пород к параметрам взрывных работ, они представляют методическую базу для разработки и создания подсистемы автоматизированного управления буровзрывным комплексом.

Интенсивные и успешные исследования с целью разработки и внедрения АСУ БВР на ГОКе Удачный ПО «Якуталмаз» ведутся в настоящее время группой сотрудников ЯкутНИИпроалмаза и Сибцветметавтоматики при участии ФПИ.

В связи с тем, что масштабные исследования по комплексной программе АСУ БВР выполняются впервые и не имеют аналогов в практике горных работ, необходимо дать краткую характеристику принципиальных решений, положенных в основу всей работы.

На первом этапе исследований, начатых на карьерах Мир и Интернациональный в 1975—1976 гг. и продолженных на карьере Удачный в 1976—1980 гг., использовались приборы Прогноз-2, изготовленные на опытном производстве при ФПИ. Однако по мере повышения требований к полноте и качеству (точности) информации об энергоёмкости разрушения слоистых пород возникла необходимость в совершенствовании прибора. Было принято решение о его коренной модернизации с использованием современной элементной базы.

Филиалом Сибцветметавтоматики в г. Мирном разработана новая схема прибора (рис. 22), в котором вместо электромеханического счетчика расхода энергии использовано электронное устройство, преобразующее напряжение U и ток I в цепи двигателя вращателя в сигналы, которые через масштабные преобразователи 1, 2 подаются на перемножитель 3. Напряжение с перемножителя, пропорциональное произведению $UI\Delta t$, преобразуется в частоту преобразователем 4. Сигналы с перемножителя в виде импульсов поступают на счетчик 5, фиксирующий количество энергии, расходуемой в процессе бурения. Использование этого известного принципа измерения расхода энергии позволило значительно повысить надежность работы прибора, особенно в экстремальных условиях его эксплуатации на буровых станках и в суровом климате.

АСУ БВР предъявляет не только более жесткие требования к качеству и количеству информации об объекте, но и нуждается также в автоматизации процесса ее сбора, накопления и передачи. С учетом этих требований функциональные параметры устройства, названного Прогноз-4 (рис. 23), были значительно расширены. С этой целью в него был включен носитель информации с записью

основных параметров на кассете памяти. Кассета памяти фиксирует следующую информацию: номер бурового станка, номер обуриваемого блока, номер скважины, глубину скважины, расход энергии при бурении скважины данного номера.

Контроль глубины скважины непосредственно в процессе бурения и по его окончании необходим не только для учета выработки станка и расчета параметров заряда, но также для автоматического определения величины удельной энергоёмкости. Для этого разработано, изготовлено и используется в качестве обязательного элемента общей системы устройство для измерения глубины скважины.

Устройство состоит из мерного барабана с навитым тросиком, соединенным со штоком напорного гидроцилиндра. При опускании бурового става по мере углубления скважины происходит вращение барабана, сопровождающееся генерацией импульсов с частотой, соответствующей шагу изменения глубины проходки. Импульсы фиксируют счетчиком, представляющим собой датчик глубины бурения. В устройстве предусмотрено автоматическое исключение ошибок, возможных в случае повторения спуско-подъемных операций, связанных с чисткой скважины или сменой долота. Оно выдает информацию только о фактической глубине скважины в любой промежуток времени бурения. Вместимость кассеты памяти включает перечисленную информацию по 254 скважинам. Кассету помещают в устройство измерения и записи перед началом бурения взрывного блока, затем извлекают и передают в вычислительный центр по мере необходимости обработки информации. Подключение кассеты к ЭВМ проводится через стандартное устройство сопряжения. Комплекс, состоящий из устройства Прогноз-4 с блоком питания и датчика глубины бурения, работает следующим образом.

Перед началом бурения на станок вместе с паспортом бурения блока выдается кассета памяти. Кассета предварительно «очищается» на ЭВМ от предыдущей информации. При фиксации кассеты в блоке управления в ее нулевой ячейке автоматически записывается номер бурового станка, за которым закреплено данное устройство. На пульте управления устройством машинист станка набирает номер технологического блока, занося его автоматически в кассету памяти. Номер блока записывается в 256-ю ячейку.

После включения двигателя вращателя с него начинают поступать сигналы на счетчик расхода энергии. После окончания бурения на первый вход триггера 8 (см. рис. 22) с отдельными входами подается сигнал с ключа «Ход бурового става». При этом триггер переходит в новое состояние и через пульт 6 запускает процесс записи содержимого счетчика энергоёмкости 5 и датчика



Рис. 22. Блок-схема прибора Прогноз-4

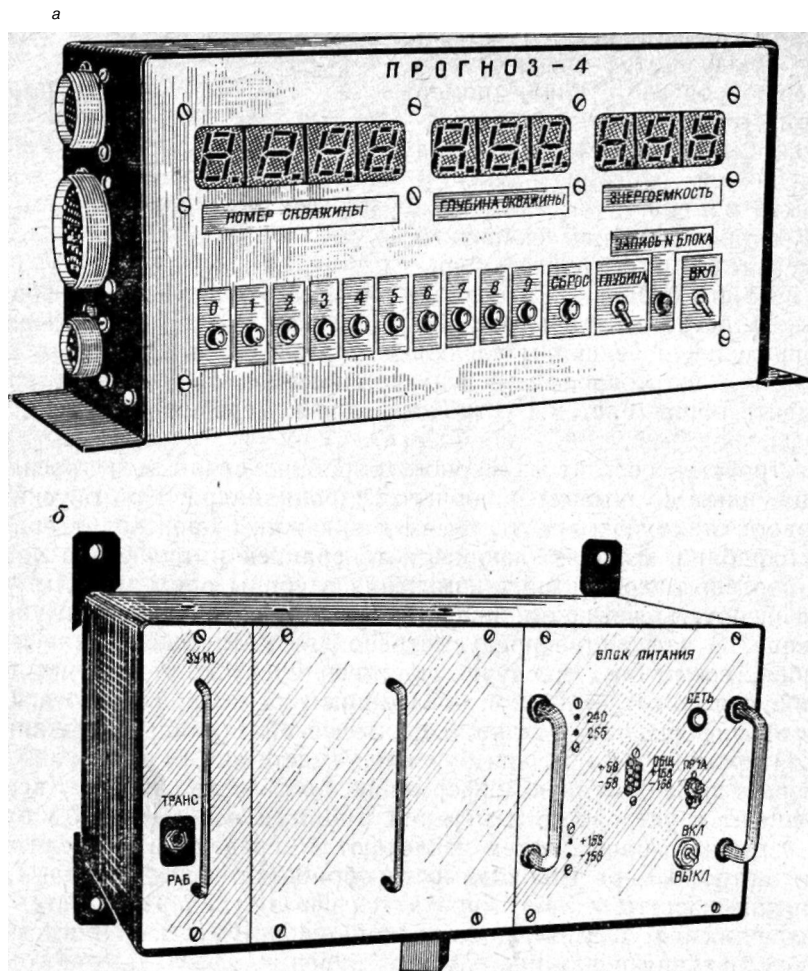


Рис. 23. Информационный блок (а) и блок питания (б) прибора Прогноз-4

глубины 9 в кассету памяти 7 в соответствии с адресом, определяемым номером скважины. На световых индикаторах пульта 6 (см. рис. 23) после этого сохраняются измеренные значения глубины скважины и израсходованной энергии.

После переезда и установки станка на новую точку бурения и пуска двигателя ключом «Бурение» сигнал с ключа поступает на второй вход триггера 8, который обеспечивает сброс в «0» положение показателей счетчика расхода энергии и датчика глубины. Таким образом они подготавливаются для накопления информации по новой скважине. Описанный процесс повторяется.

По окончании бурения скважин на всем блоке или его части кассету памяти извлекают из устройства и передают на обработку

на ЭВМ. Если данный станок должен продолжить работу, то в устройство вставляют другую кассету.

Информация, содержащаяся в кассете, позволяет решать следующие основные задачи:

- 1) осуществлять оперативный учет количества пробуренных метров и скважин по каждому буровому станку и всему рабочему парку;
- 2) проводить расчет паспорта на массовый взрыв с корректировкой параметров зарядов по величине энергоемкости бурения;
- 3) накапливать **поскважинные** или усредненные по блоку значения энергоемкости бурения и использовать полученную информацию для прогнозирования прочностных свойств пород на нижележащих горизонтах.

Эта информация впоследствии может быть использована для математического моделирования нижних горизонтов с целью перспективного планирования горных работ, материально-технического снабжения, нормирования всех видов ресурсов и т. д. Решение этих задач с помощью прибора Прогноз-4 и вспомогательных устройств представляет практическое воплощение принципов АСУ БВР и моделирования месторождений, изложенных впервые в работе [8].

В исследованиях, выполняемых ЯкутНИИпроалмазом и Сибцветметавтоматикой, дальнейшее развитие и новое аппаратное оформление получил также принцип оперативного регулирования параметров БВР. Необходимость его использования наряду с отработанной системой АСУ БВР, описанной выше, обуславливается наличием на некоторых участках карьерного поля блоков с **сильно** обводненными породами. Аналогичная ситуация возникает также в летний период, когда происходит оттаивание верхнего слоя породы и на границе с мерзлотой в скважине образуется ледяная горловина, препятствующая процессу ее зарядания. Для того чтобы избежать сложностей, связанных с заряданием обводненных или перемерзших скважин при подготовке массового взрыва, в таких случаях на карьере используется известная технология зарядания вслед за бурением. При этом возникает необходимость определения массы заряда с учетом прочностных свойств пород по заряжаемой скважине. Для того чтобы избавить машиниста бурового станка или дежурного взрывника от расчета массы заряда по величине энергоемкости бурения, разработано специальное устройство для автоматического выполнения этой операции.

Устройство снабжено блоком хранения постоянных коэффициентов, которые заносятся в него до начала бурения скважины, и логическим блоком, осуществляющим преобразование внесенной и полученной в процессе бурения информации в расчет массы заряда и ее отображение на шкале блока индикации. Расчет массы заряда для скважин данного диаметра проводится с учетом **Запроектированной** сетки скважин и типа применяемого ВВ, задаваемого поправочным коэффициентом к эталонному ВВ. Расчетное значение

ние массы заряда записывают на карточку, которую передают дежурному взрывнику для исполнения.

Принцип оперативного регулирования массы и энергии заряда с учетом неоднородного характера пород на блоке особенно эффективен при наличии зарядных машин, способных готовить взрывчатые смеси с регулируемыми энергетическими и детонационными параметрами.

Описанный комплект устройств АСУ БВР, включающий варианты оперативного регулирования и автоматизированного управления, открывает широкие возможности внедрения новых принципов планирования и проектирования БВР с использованием современной вычислительной техники. Важной особенностью системы автоматического накопления и обработки данных о свойствах и неоднородности пород является возможность их экстраполяции на нижежащий горизонт. Прогнозирование этих признаков позволяет решать задачи перспективного планирования горных работ с использованием во всех расчетах средств вычислительной техники. Благодаря этому будут созданы объективные предпосылки для определения норм расходов материальных и энергетических ресурсов по процессам бурения (число и тип буровых долот), взрывания (число и необходимые типы ВВ), экскавации (нормы расхода электроэнергии) и т. д. Прогнозирование свойств пород ПОЗВОЛИТ поднять на качественно новый уровень проектирование параметров и технологии буровзрывных работ с использованием САПР БВР, описанной в подразд. 3.5.

Оптимизация комплекса буровзрывных работ должна быть подчинена задаче обеспечения качества дробления горной массы, удовлетворяющего требованию эффективной работы погрузочно-транспортного и дробильно-измельчительного оборудования. В зависимости от характера последующих операций выделяют требования к качеству дробления руд и пород взрывом, которые могут быть классифицированы следующим образом.

1. При обычных схемах с использованием экскаваторов типа механической лопаты и циклических видов транспорта качество дробления пород определяется вместимостью ковша экскаватора и транспортного средства.

2. При использовании циклично-поточной технологии на вскрышных работах требования к качеству дробления пород становятся более жесткими и зависят от размеров приемного отверстия промежуточной дробилки и характеристик конвейерной установки.

3. Качество дробления руды при классических СХЕМАХ переработки с механическим дроблением и измельчением в шаровых или стержневых мельницах определяется параметрами установки крупного дробления.

4. Гранулометрический состав руды, перерабатываемой по схемам с самоизмельчением, должен удовлетворять двум требованиям: максимальный размер кусков не должен превышать размеров приемного отверстия дробилки, соотношение средних и мелких

классов крупности должно отвечать условию эффективности процесса самоизмельчения.

В каждом из этих случаев качество дробления будет непосредственным образом влиять на параметры процесса экскавации и отражаться на величине удельных энергозатрат.

При освещении проблем создания систем автоматизированного управления экскаваторами можно ограничиться лишь кратким анализом возможностей использования автоматизированных систем управления процессом экскавации для контроля физико-технических параметров забоя. Автоматизация рабочих процессов практически связана с регулированием их параметров и возможностью получения информации об их количественных значениях. В связи с тем, что автоматизация и оптимизация режимов неразрывно связаны, качество такой информации значительно повышается.

Одна из первых попыток оценки условий работы экскаваторов и качества подготовки забоев реализована в системах автоматического контроля «Цикл-1» и «Цикл-2», разработанных Северо-Кавказским филиалом Всесоюзного научно-исследовательского и конструкторского института Цветметавтоматика. Аппаратура обеспечивает автоматический учет количества и длительности каждого полноценного цикла нарастающим итогом, полного числа выполненных циклов, полного времени работы экскаватора и общего расхода электроэнергии. Показатели работы экскаватора фиксируются в цифровом виде на электромеханических счетчиках.

Недостаток этой системы заключается в использовании в качестве характеристики состояния забоя относительного числа полноценных циклов. Помимо того, что этот показатель лишь косвенно характеризует условия работы экскаватора, он не вписывается в общерудничную систему контроля и управления.

Как отмечалось в подразд. 4.3, наиболее объективным показателем состояния забоя служит величина удельной энергоемкости экскавации. Системы «Цикл-1» и «Цикл-2» снабжены счетчиками расхода энергии, но из-за отсутствия информации о количестве погруженной горной массы этот показатель не может быть определен и использован.

Определение удельных энергозатрат возможно путем совмещения операций учета расхода электроэнергии и производительности экскаватора непосредственно в процессе погрузки. Как отмечено в подразд. 5.1, этот принцип в настоящее время реализуется в совместных исследованиях Северо-Кавказского филиала Всесоюзного научно-исследовательского и конструкторского института Цветметавтоматика и Северо-Кавказского горно-металлургического института и дает вполне обнадеживающие результаты.

В зарубежной технической литературе имеются сведения об использовании средств автоматизированного управления рабочими процессами экскавационных машин, контроля за их технологическими параметрами и нагрузками важнейших узлов. В работе

[48] описывается опыт применения на драглайнах большой мощности системы контроля «Дигмейт», выпускаемой фирмой «Дженерал Электрик» (США). В этой системе сигналы датчиков, установленных в основных узлах драглайна, поступают на микропроцессор и преобразуются в рабочую информацию, которая отображается на дисплее монитора, установленного в кабине оператора. Рядом с оператором установлена клавишная панель, с помощью которой можно затребовать цифровую или графическую информацию о параметрах процесса копания и **производительности** драглайна. Текущая информация может быть записана на магнитную ленту кассеты. Анализ данных, зафиксированных на ленте, проводится в вычислительном центре карьера или фирмой «Дженерал Электрик» с помощью компьютера. Компьютер выдает в печатанном виде информацию о работе экскаватора за смену, сутки и т. д., в которой отражены следующие основные сведения: время полезной работы и простоев с указанием причин, среднее время цикла, производительность, расход энергии и др. Система рассчитывает и выдает значения удельного расхода электроэнергии на цикл или кубометр. Стоимость систем «Дигмейт» превышает 150 тыс. ДОЛ., поэтому их использование в настоящее время окупается лишь на экскаваторах особо большой мощности. Трехлетний опыт эксплуатации этих систем на ряде угольных карьеров США показал высокую эффективность их применения.

Современная микропроцессорная техника позволяет успешно решать задачи, связанные с уменьшением габаритов, массы и стоимости средств контроля и управления оборудованием. Поэтому в ближайшее время можно ожидать появления автоматизированных систем управления с использованием микропроцессоров и **микрокомпьютеров**. Технично-экономические показатели и надежность таких систем могут быть значительно повышены, если они будут комплектоваться на основе стандартных быстроменяемых модулей. Количество и сложность модулей зависят от объема перерабатываемой информации. Чем информативнее показатель, тем меньше необходимый объем информации, тем проще, дешевле и надежнее система. Идеальным можно считать такое решение, когда различные технологические процессы управляются и контролируются на основе единого принципа и с использованием единого показателя эффективности. Это в значительной мере упрощает решение задач локальной и комплексной автоматизации на основе стандартных взаимозаменяемых устройств. Единство технического исполнения при наличии единого критерия оптимизации дает ключ к решению проблемы управления технологическими процессами в карьере и на обогатительной фабрике.

Дробильная машина представляет собой объект управления, характеризуемый входными и выходными параметрами регулируемых величин. В качестве входного управляющего воздействия принимают производительность питателя, а выходных регулируемых величин — производительность дробилки и мощность, потребляемую при дроблении.

В системах автоматического регулирования процессом дробления используют средства **автоматического** контроля за показателями количества руды в камере дробления, потребляемой мощности, количества конечного продукта и его гранулометрического **состава**.

Один из методов регулирования **производительности** дробильных машин заключается в установке на приводном двигателе датчиков, настраиваемых на заданные значения его мощности, которая косвенно характеризует запас материала в камере **дробления**. Если нагрузка привода меньше уставки датчика-регулятора, то подается команда на включение пластинчатого питателя. При превышении значения мощности питатель отключается. Таким образом, величина потребляемой мощности служит регулятором производительности дробилки с учетом количества, крупности и прочностных свойств материала. Такая система регулирования эффективна при дроблении крепких руд и пород, для которых составляющая полезной работы выше мощности холостого хода дробилки.

Такой принцип регулирования позволяет осуществлять контроль за расходом энергии в функции количества и свойств дробимого материала, а значит, и возможность получения информации о его удельной энергоемкости. Настройка аппаратуры регулирования по этому принципу обеспечивает минимизацию **расхода** энергии на дробление, что фактически означает оптимизацию процесса. Необходимые степень дробления материала и качество конечного продукта достигаются за счет регулирования ширины разгрузочной щели. В конусных дробилках, выпускаемых Уралмашзаводом, эта задача решается путем дистанционного **регулирования**. Регулирование и оптимизация процесса дробления по минимуму удельных энергозатрат вписываются в комплексную систему **управления** процессом подготовки руды в связи с возможностью использования информации об энергоемкости разрушения руды для регулирования процесса измельчения.

Измельчение руд представляет сложный технологический процесс, управление которым осуществляется с использованием **многочисленных** систем автоматического регулирования. Главными показателями работы мельницы являются качество **продукта** измельчения и производительность. Задачи регулирования состоят в стабилизации качества и максимизации производительности. Не вдаваясь в детальный анализ методов и средств контроля и регулирования, рассмотрим те из них, которые основываются на использовании энергетических параметров оборудования и процесса. Один из перспективных принципов управления процессом измельчения заключается в изменении частоты вращения мельницы в зависимости от количества перерабатываемого сырья (при его постоянных прочностных свойствах) или от прочностных свойств руды при **постоянном** питании.

Такая система регулирования стала применяться только в последнее время в связи с появлением регулируемых приводов **постоянного** тока. Испытания автоматизированных по этому принципу измельчительных агрегатов показали возможность увеличения их

производительности на 25—50 % и снижения удельных энергозатрат на 26—50 %. Изменение частоты вращения мельницы обеспечивается регулированием напряжения приводного двигателя, что отражается на величине потребляемой мощности. Таким образом, мощность служит главным управляемым параметром процесса, а удельные энергозатраты при СТАБИЛЬНОМ качестве конечного продукта — характеристикой его прочностных свойств. Прочностные свойства сырья, поступающего в ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ, колеблются в широких пределах, несмотря на некоторое усреднение его качества в промежуточных процессах добычи, транспортирования, дробления И накопления в бункерах. Отсутствие априорной информации о качестве сырья практически исключает автоматическое управление процессом, параметры которого в этом случае подбираются на основе субъективного опыта оператора. Наиболее реальный путь решения проблемы комплексной автоматизации и оптимизации процессов рудоподготовки заключается в использовании показателя энергоемкости дробления в качестве критерия управления и оптимизации процессом измельчения. При этом должно быть учтено время прохождения руды в бункерах питания, определение которого ПРИ современных средствах контроля и управления не представляет технических трудностей.

Информация о ВЕЛИЧИНЕ энергоемкости дробления руды, поступающей на измельчение, может быть ИСПОЛЬЗОВАНА также для автоматической догрузки мелющих тел в мельницу. Основанием для этого служит экспериментально установленная связь между величиной удельных энергозатрат на дробление и измельчение руды с расходом футеровки и шаров (см. разд. 6.1, 6.2). В связи с тем, что кривая энергопотребления при работе мельницы имеет выраженный экстремум (см. рис. 21), оптимизация процесса измельчения, так же как и в других процессах горной технологии и дробления руд, может осуществляться по критерию минимума удельных энергозатрат. Ввиду очень высокой энергоемкости измельчения руд, АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ управление этим процессом позволит внести особенно ощутимый вклад в государственную программу экономии энергетических ресурсов.

7.5. СОВОКУПНЫЙ АНАЛИЗ ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИЯ ПРИ ДОБЫЧЕ, ОБОГАЩЕНИИ И ПЕРЕРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

В предшествующих разделах рассмотрены основные процессы добычи и переработки полезных ископаемых из месторождений, разрабатываемых открытым способом. Основное внимание уделено процессам, связанным с разрушением руд и пород, и показана принципиальная возможность оценки эффективности их управления и оптимизации по критерию минимума удельных энергозатрат. Абсолютное значение этого показателя при прочих равных условиях непосредственным образом зависит от прочностных свойств добываемых и перерабатываемых руд и пород. Параллельно рассмотрены выемочно-погрузочные и транспортные работы, в значи-

тельной мере связанные с перемещением горной массы в пространстве. Анализ, выполненный по аналогичному принципу, также свидетельствует о перспективности использования показателя удельных энергозатрат для контроля и управления этими процессами.

На основании исследований можно сделать вывод об универсальности этого показателя, что в принципе не противоречит ни физическому, ни философскому пониманию энергии как единой меры различных форм движения материи и работы как меры механического взаимодействия физических тел. Однако, прежде чем сделать окончательный вывод, целесообразно расширить область анализа, включив ряд других процессов, связанных с добычей и переработкой полезных ископаемых, вплоть до заключительного этапа получения готового конечного продукта. Помимо чисто научного интереса такой анализ полезен и с позиций статистического обобщения данных, сведения о которых в технической литературе чрезвычайно скудны и разрозненны.

На основании этого анализа можно дать дополнительные доказательства того, что показатель удельных энергозатрат отражает не только физическую сторону процесса, но одновременно является его экономическим эквивалентом.

Горнодобывающая промышленность страны, внося значительный вклад в производство энергетических ресурсов (угля и горючих сланцев), в то же время потребляет огромное количество других видов энергии — электрической, тепловой, химической энергии ВВ. Непрерывно возрастает потребление энергоресурсов в перерабатывающей и металлургической промышленности, особенно в СВЯЗИ с ухудшением качества добываемых полезных ископаемых. Все это требует принятия срочных мер по разработке новых технологий, созданию новой техники, которые наряду с повышением производительности обеспечивали снижение или хотя бы поддержание на прежнем уровне удельных энергозатрат. В горнодобывающей промышленности одной из наиболее энергоемких отраслей является железорудная. В структуре материальных затрат на производство 1 т концентрата затраты электроэнергии на обогащение и окомкование достигают 50 % и имеют тенденцию к увеличению. Главная причина заключается в ухудшении качества руды [35]. Только за период с 1975 по 1982 г. содержание железа в сырой руде, добываемой открытым способом, снизилось с 33,4 до 31,8 %. Особенно тревожным считается увеличение темпов снижения содержания по годам. Если за 1976—1980 гг. снижение содержания составляло 0,3 % в год, то за 1981—1982 гг. уже 0,5 %. В результате на многих предприятиях увеличился расход электроэнергии на производство 1 т концентрата, что подтверждается данными, приведенными в табл. 27.

Как видно из таблицы, темпы прироста удельных энергозатрат на разных предприятиях различны, а на некоторых даже имеют тенденцию к снижению. Это объясняют не только изменением ка-

Таблица 27

Комбинаты	Расход электроэнергии на 1 т концентрата, кВт·ч			
	1978 г.	1979 г.	1980 г.	Показатели 1980 г. в % к 1978 г.
Ингулецкий	78,5	80,8	82,2	104,7
Ковдорский	41,7	39,7	39,0	93,5
Коршунковский	42,5	46,3	47,2	111,0
Лебединский	65,8	69,3	70,1	106,5
Лисаковский	27,4	27,8	28,0	102,2
Михайловский	101,3	104,8	106,7	105,3
Оленегорский	36,0	40,4	45,1	125,3
Северный	64,7	68,6	72,6	112,2
Соколовско-Сарбайский	46,1	47,0	45,7	99,1
Центральный	67,2	68,3	73,8	109,8
Южный	56,4	57,1	57,5	102,0

чества руды, но и разным отношением к проблеме экономии энергии, что вполне справедливо [35].

Данные табл. 27 дают дополнительное подтверждение тому, что прочностные свойства руды играют не последнюю роль в энергозатратах на добычу и обогащение. Это может быть показано на примере Лисаковского и Михайловского месторождений. При относительно близком содержании железа, соответственно 20—38 и 26—40 %, удельные энергозатраты на получение 1 т концентрата на Михайловском ГОКе, разрабатывающем крепчайшие железистые кварциты, в 4 раза выше, чем на Лисаковском, на котором бурые железняки добываются без применения буровзрывных работ.

На основании исследований, выполненных на фабрике № 1 Лебединского ГОКа, получены корреляционные зависимости удельного расхода электроэнергии от содержания общего и магнитного железа в исходной руде и от процента выполнения плана. В результате установлено, что уменьшение содержания общего и магнитного железа на 1 % приводит к возрастанию удельного расхода энергии соответственно на 4,25 и 3,24 кВт·ч/т, а зависимость от выполнения плана B_p подчиняется уравнению

$$e_k = 49,5 + 1506,6/B_p. \quad (7.25)$$

Данные этого анализа служат базой для прогнозирования показателей работы предприятия в зависимости от качества перерабатываемой руды и организации производства. Дана оценка состояния использования материальных и энергетических ресурсов на предприятиях Минчермета СССР и намечаются резервы их экономии. Одним из главных направлений снижения затрат на предприятиях отрасли является совершенствование системы нормирования, учета и отчетности во всех подразделениях вплоть до бригады.

Лебединский ГОК по многим показателям является средним предприятием, поэтому распределение удельных энергозатрат дает

представление о доле основных технологических процессов в общем энергопотреблении по отрасли. Ниже приведена доля в общем энергопотреблении (%) по технологическим процессам производства на Лебединском ГОКе.

Бурение скважины	4,4
Взрывание	—
Экскавация	6,9
Дробление	4,9
Обогащение	38,9
Подготовка шихты	15
Окомкование и обжиг	36,7

Наиболее энергоемкие процессы — обогащение, окомкование и обжиг. Доля горного производства в общем энергопотреблении немногим более 11 %, однако в нем не учтены удельные затраты энергии ВВ и дизельного топлива, что нельзя признать правильным при анализе путей экономии энергоресурсов.

Необходимость нормирования и учета всех без исключения энергоресурсов вызывается их быстрым ростом с увеличением глубины карьеров. На основе анализа данных ИГД Минчермета СССР [36] показано, что удельный расход электроэнергии на добычу и обогащение железной руды за период с 1965 по 1980 г. увеличился с 36,2 до 62,4 кВт·ч/т, или на 70 %. Величина удельного энергопотребления по отрасли на 1980 г. близко совпадает с энергозатратами по Лебединскому ГОКу, рассчитанными по формуле (7.25) при показателе выполнения плана 100 %. Данные ИГД Минчермета СССР показывают, что увеличение глубины карьера на 10 м вызывает рост энергопотребления по процессам горного производства на 3—4 кВт·ч на каждые 1000 т добытой горной массы.

Относительно невысокие энергозатраты горного производства в общем объеме потребления электроэнергии на добычу и переработку 1 т железной руды можно объяснить вполне благоприятными горно-геологическими условиями этой отрасли — достаточно высоким содержанием железа в рудах и низким текущим коэффициентом вскрыши (0,7 м³/т). На предприятиях, где эти показатели намного хуже, расход электроэнергии на добычу и обогащение 1 т полезного ископаемого становится вполне соизмеримым [37]. Динамика добычи горной массы и переработки руды на 1 т готового асбеста, представленная в табл. 28, показывает закономерное ухудшение качества сырья.

Потребление электроэнергии на комбинате Ураласбест превысило 1 млрд. кВт·ч при установленной мощности трансформаторов 482 МВт. Доля открытых горных работ в общем объеме потребления электроэнергии по этому комбинату составила 42 %, обогащательного производства 54 % и вспомогательных цехов 4 %. Огромный расход энергии вызывает необходимость разработки мероприятий по ее экономии, которые замыкаются на вопросах нормирования, учета, автоматизированного управления и оптимизации с использованием ЭВМ.

Показатели	Значение показателей по годам			
	1970	1974	1980	1984
Объем горной массы, т	67,8	82,96	149	189,3
Объем транспортных работ, ткм	810	927	1624	2361
Переработка руды, т	18	23	28,6	29

Экономия топливно-энергетических ресурсов представляет собой комплексную и долгосрочную программу, на выполнение которой должна быть нацелена система планирования на всех уровнях управления народным хозяйством. Помимо задач оперативного управления и оптимизации технологических процессов (отдача ОТ внедрения которых может быть получена через 1—2 года) она включает мероприятия, требующие капитальных вложений, уникального оборудования, а подчас и принципиально новых разработок, способных обеспечить эффект только в отдаленном будущем. Наиболее разумным следует признать комплексный подход к этой проблеме, сочетающий разработку мероприятий как текущего, так перспективного характера. Показателен в этом отношении комплексный подход к экономии энергоресурсов на двух крупнейших угольных разрезах Канско-Ачинского бассейна — Ирша-Бородинском и Назаровском. Основные производственные и энергетические характеристики этих разрезов приведены в табл. 29.

Обращает внимание большая разница в удельном расходе электроэнергии, что объясняется использованием на Назаровском разрезе гидромеханизации на вскрышных работах. Организацион-

Таблица 29

Показатели	Ирша-Бородинский разрез		Назаровский разрез	
	1976 г.	1984 г.	1976 г.	1984 г.
Объем горных работ				
добыча угля, тыс. т	16 114	22 094	12 794	13 703
вскрыша, тыс. м ³	18 764	26 303	21 634	25 048
Расход электроэнергии, млн. кВт·ч	41,6	45,2 *	86,3	63,7 *
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	2,6	2,3	6,4	3,8
Электровооруженность, тыс. кВт·ч/(чел/год)	37,0	34,8 *	84,5	59,7 *

* По данным 1980 г.

но-технические мероприятия по экономии энергии включали внедрение роторных комплексов на добыче угля и мощных шагающих экскаваторов на вскрыше, сокращение времени непроизводительной работы техники, оптимизацию технологических процессов и ряд других. В результате удалось снизить удельное энергопотребление на Назаровском разрезе с 6,4 до 4 кВт·ч/т и обеспечить экономию электроэнергии в размере свыше 7 млн. кВт·ч.

Эти цифры свидетельствуют о наличии больших резервов экономии энергии на горных предприятиях, если подходить к решению этой проблемы ответственно. Однако в периодической литературе в последнее время появилось много статей, в которых приводится достигнутый конечный результат без указания обеспечивших его мероприятий. Как правило, такая экономия является условной, так как достигается не за счет внедрения ресурсосберегающей технологии и совершенствования производства, а благодаря улучшению системы нормирования и учета энергозатрат.

В связи с очевидными симптомами развивающегося энергетического кризиса в последнее десятилетие отмечается повышенный интерес к изучению энергопотребления на производство различных видов продукции горнодобывающей и металлургической промышленности. Исследования, ведущиеся в США, направлены не только на освещение этого малоизученного вопроса, но также имеют целью разработку принципов прогнозирования энергопотребления в зависимости от меняющихся горно-геологических условий эксплуатации месторождений. Новая научная проблема, вытекающая из насущных задач общества, дает толчок к появлению и исследованию множества побочных вопросов. Среди них следует отметить два момента.

1. Выявление основных факторов, определяющих различие в удельном энергопотреблении при производстве металлов из природных минеральных ассоциаций.

2. Совершенствование технологических процессов добычи полезных ископаемых, их переработки при обогащении и последующем металлургическом переделе с целью поиска и разработки энергосберегающих технологий.

Изучение этой проблемы начинается с анализа статистических показателей удельных энергозатрат при добыче и переработке ряда наиболее распространенных металлов и нерудного сырья.

После работ Н. М. Федоровского, относящихся к 1933—1935 гг., аналогичной проблеме посвящена статья Г. К. Келлога, опубликованная в 1977 г. В ней автор на основе анализа делает заключение о растущих энергозатратах на добычу и переработку полезных ископаемых [49]. Ниже приведены значения удельного расхода энергии (10³ кВт·ч/т) на получение 105 главнейших материалов из различных полезных ископаемых. При этом учитывались затраты энергии на добычу, переработку руд на обогатительных фабриках, металлургическом переделе, включая транспортирование.

I группа		II группа	
Магний в слитках .	107	Добыча природных алмазов .	216 000
Алюминий в слитках .	73,2	Золото в слитках .	17 700
	51,6	Галлий металлический	3600
Никель катодный .	43,2	Германий металлический	630
Феррохром с низким содержанием углерода .	38,7	Серебро в слитках .	450
Медь рафинированная .	33,6	Окись урана .	270
Натрий металлический .	27,6	Феррованадий .	147
Цинк в слитках .	19,8	Титан (губчатый) .	123
Феррохром с высоким содержанием углерода	18,3	Гидроокись лития .	120
Ферромарганец .	15	Ртуть .	120
Сталь и железо в слитках и слитках .	7,5	Вольфрам порошковый	105
		Олово в слитках .	57
		Окись молибдена .	45

III группа

Песок, гравий, щебень	0,0017
Каменная соль . . .	0,051
Серная кислота . . .	0,25
Гипс	0,45
Флюорит	0,6
Каолин	0,84
Азот (газообразный) .	0,87
Мышьяк (окись) . . .	0,9
Кирпич строительный .	1,05
Кислород (газообразный).	1,1
Кирпич огнеупорный . .	1,26
Аргон жидкий	1,3

К группе I отнесены материалы, производство которых сопряжено со значительными расходами энергии. Расход энергии на всех стадиях переработки вплоть до готового продукта зависит от многих факторов, однако для материалов, отнесенных к первой группе, главными следует считать: физико-химические характеристики полезных ископаемых, определяющие технологию их обогащения и металлургического передела; содержание компонента в исходной руде и концентрате, определяющее физические объемы переработки полезного ископаемого.

К группе II отнесены материалы, характеризующиеся весьма значительными расходами энергии, которые обусловлены их крайне низкими содержаниями в добываемых рудах. Это относится в первую очередь к таким редким полезным ископаемым, как алмазы, ЗОЛОТО, серебро, уран и др.

К группе III отнесены материалы, требующие для своего производства небольших затрат энергии в основном вследствие простой технологии их последующей переработки.

Большие объемы переработки и потребления в сочетании с относительно высокими удельными энергозатратами по материалам I группы приводят к очень высоким расходам энергии на их производство.

В табл. 30 приведены сведения по 11 промышленным материалам, на производство которых расходуется около 10 % всей энергии, производимой в США.

Продукция	Объем производства, 10 ⁶ т	Удельные энергозатраты, кВт·ч/т	Общее годовое потребление энергии, 10 ⁶ кВт·ч
Сталь (слитки, прокат)	152	7470	1135,4
Алюминий	4,53	73 200	331,6
Цемент	90,5	2280	206,3
Аммоний	15	11 700	175,5
Медь рафинированная	1,97	33 600	66,2
Стеклотара	12,4	5220	64,7
Известь	21,4	2550	54,6
Фосфор (Р и Р ₂ О ₅)	6,12	7200	44
Кислород, азот (газы и жидкие)	24,5	1350	33,1
Песок, гравий, щебень	1860	16,8	31,2
Цинк	1,42	19 500	27,7

Общее количество энергии, израсходованной в США на производство этих первичных материалов, составило $2,23 \cdot 10^{12}$ кВт·ч. Эта цифра свидетельствует о важности исследований и разработок, направленных на совершенствование технологий, поиск заменителей или расширение повторного использования материалов.

Особую озабоченность экономистов и технологов вызывают два природных фактора: снижение содержания полезных компонентов в добываемых рудах; растущая глубина открытых и подземных горных работ.

Последнее обстоятельство предполагает в не столь отдаленной перспективе неизбежность разработки месторождений на очень больших глубинах и даже на дне и под дном морей и океанов.

Г. К. Келлог указывает, что за последние 35 лет содержание железа в рудах, добываемых в США, упало с 55 до 34 %, а в медных соответственно с 1,1 до 0,65 %. К 2000 г. ожидается дальнейшее сокращение содержания меди до 0,3 %. Расход энергии только на переработку бедных руд должен возрасти вдвое, не считая того, что при этом возрастут и затраты энергии на добычу и транспортирование все увеличивающихся объемов вскрышных пород.

Хорошей иллюстрацией влияния качества руды на величину энергозатрат на добычу и обогащение является график, приведенный на рис. 24. На этом графике, построенном в логарифмическом масштабе, линия А определяет расход энергии на извлечение 1 т олова методом драгирования из россыпей с разным содержанием металла. Линия В характеризует расход энергии в функции содержания металлов при открытом способе добычи и флотационном обогащении с тонкостью помола руды до —10 меш. и степенью извлечения на уровне 80 %. Линия С отражает затраты энергии на добычу руды подземным способом с обогащением ее флотацией или магнитной сепарацией с тониной помола —20 меш. Серия экспериментальных точек, расположенных выше линии С, относится

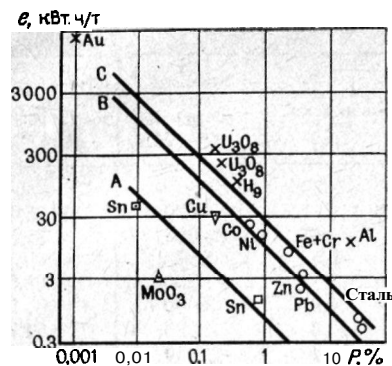


Рис. 24. Изменение затрат энергии e при разных способах добычи и обогащения полезных ископаемых в зависимости от их содержания в рудах P :

1 — добыча и обогащение (крепкие руды); 2 — добыча и обогащение (аллювиальные руды); 3 — добыча и выщелачивание или доменная плавка; 4 — вторичное извлечение; 5 — выщелачивание из отвала

к продуктам, получаемым из руды посредством выщелачивания (U_3O_8 , Al) или термообработки (Hg). Эти данные свидетельствуют о том, что такие процессы значительно более энергоемки, нежели традиционные способы переработки по схеме **руда — концентрат — конечный передел**. **Практическая** полезность информации, приведенной на рис. 24, заключается в возможности прогнозирования энергозатрат при изменении содержания полезного ископаемого в добываемых рудах. В качестве дополнения к графическому материалу ниже приведены предельные значения удельных энергозатрат (кВт·ч/т) по некоторым типичным вариантам добычи и переработки руд.

I. Добыча без обогащения

- 1. Открытые работы, крепкая руда 9—15
- 2. Подземные работы, крепкая руда 39—120

II. Обогащение крепкой руды

- 1. Измельчение до —100 меш., флотация 48—75
- 2. Измельчение до —200 меш., флотация или магнитная сепарация 75—110

III. Разработка аллювиальных россыпей

- (драгирование или гидравлическая разработка, обогащение гравитационное, магнитная очистка, электросепарация) 3—12

Собственно процесс добычи полезных ископаемых не **СВЯЗАН** с большими расходами энергии на единицу продукции, особенно при открытом способе разработки. Однако объемы добываемой руды в сочетании с необходимостью извлечения огромных объемов пустых пород вносят существенный вклад в общее количество энергии, потребляемой из государственных ресурсов на получение промышленного сырья.

В капиталистических странах проблема экономии энергии особо остро встала в связи со стремительным ростом цен на топливо, которые за десять лет возросли в 7 раз. Доля затрат на энергию в цене 1 т металла довольно высокая. На предприятиях США она

составляет по меди 5,45 %, цинку — 7,6 %, свинцу — 8 %, никелю — 16,5 %, алюминию 36,5 %. Благодаря принятию энергичных мер по совершенствованию технологии ряду фирм США, занятых производством цветных металлов, удалось снизить удельный расход энергии на их производство на 10 %. Это свидетельствует о наличии существенных резервов экономии энергии, которые на первом этапе могут быть реализованы и без значительной перестройки производства [50].

Приведенные данные указывают на высокую энергоемкость добычи 1 т руды при подземных работах. Для крепких руд значение удельных энергозатрат при этом в 4—8 раз выше, чем при открытых работах. Причины этого различия заключаются в широком использовании пневматической энергии при бурении шпуров, **ВЫСОКОМ** удельном расходе ВВ, использовании менее производительной погрузочно-доставочной техники и т. д. При разработке слабых руд, пород или угля энергозатраты в целом ниже, но разница в их значениях для открытых и подземных работ остается столь же значительной. Так, если при добыче угля открытым способом удельный расход энергии находится на уровне 2,5—4 кВт·ч/т, то для шахт Подмосквового бассейна он составляет в среднем 22—23, а Кузбасса — 25—30 кВт·ч/т. Поэтому расширение добычи угля открытым способом, предусмотренное постановлением ЦК КПСС и Совета Министров СССР «О дополнительных мерах по ускорению развития добычи угля **открытым** способом в 1981—1990 годах» наряду с увеличением объемов производства позволит сократить удельные энергозатраты.

Подземные горные работы в настоящее время достигают на ряде зарубежных предприятий глубины 3000—4000 м. С глубиной резко возрастают затраты на подъем горной массы, в том числе и энергетические (кВт·ч/т). Так, на основании анализа энергетических показателей работы ряда уранодобывающих предприятий США получено уравнение регрессии вида

$$e = 58 + 0,033H_p, \quad (7.26)$$

где H_p — глубина разработки, м.

Эта зависимость отражает полные затраты энергии по всем процессам добычи, транспортировке руды и подъему ее на поверхность. На основании уравнения возможно приближенное прогнозирование удельных энергозатрат при известном значении глубины горных работ. Надежность таких обобщений не очень высокая в связи с отсутствием учета других факторов, влияющих на энергоемкость добычи.

Будущее горнодобывающей промышленности связано с подземными работами на больших глубинах. Помимо высоких затрат на подъем горной массы в этих условиях возникают сложные проблемы с организацией проветривания рудников и охлаждения рабочего пространства. Высокая температура пород, достигающая на больших глубинах 50—60 °С, обуславливает использование наряду с мощными вентиляционными установками специальных систем ох-

лаждения воздуха. На одном из самых глубоких рудников ЮАР Вестерн Дин Левелс установлено 29 холодильных машин общей мощностью свыше 75 тыс. кВт, а суммарная мощность холодильных установок в ЮАР достигла 530 тыс. кВт при ежегодном росте 20 %. Таким образом, можно предположить, что в будущем затраты энергии на получение 1 т готового металла будут все более интенсивно расти за счет горных работ, поэтому тем острее встанет проблема сокращения энергопотребления на стадиях обогащения и металлургического передела.

Приведенные выше цифры указывают на исключительную важность экономии энергоресурсов. Очевидно, эта проблема в будущем по значимости выйдет на первое место, поэтому при проектировании предприятий, комплексов, отдельных агрегатов наряду с контрольными заданиями по производительности и себестоимости продукции в первую очередь необходимо предусматривать жесткие нормы расхода технологической энергии. Необходим целенаправленный подход к созданию новой техники и технологии, критерием которого должен служить показатель удельных энергозатрат. Опыт показывает, что такой эффект обеспечивается только в результате внедрения принципиально новых решений, как было, например, в черной металлургии после освоения установок непрерывной разливки стали. Их использование позволило снизить расход энергии на прокат 1 т стали с 15—20 до 2 кВт·ч/т.

Необходимо и в горном деле искать революционные решения, опираясь при этом на показатель удельных энергозатрат в качестве главного критерия эффективности нового оборудования или технологии.

ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ ПРИНЦИП ОЦЕНКИ ОБЪЕКТОВ РАЗРАБОТКИ

8.1. МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ ОБЪЕКТОВ РАЗРАБОТКИ

При разведке, проектировании и эксплуатации месторождения существует одна общая проблема, которая заключается в необходимости изучения, описания и учета на всех стадиях его освоения и эксплуатации свойств и формы объекта разработки. Понятие свойства и его пространственной изменчивости является центральным в геометрии недр. Обеспечение проектных организаций и производства сведениями об объекте разработки является одной из важнейших задач горной науки, решение которой служит основой совершенствования техники, технологии и организации горных работ. В последнее время расширяются исследования в области механики горных пород, причем намечается тенденция к переходу от общих показателей крепости пород к более специализированным. При разработке месторождений полезных ископаемых наибольший практический интерес представляет та информация об объекте, которая оказывает непосредственное влияние на параметры основных технологических процессов и в итоге — на конечные технико-экономические показатели производства в целом.

Согласно теории проф. П. К. Соболевского любое месторождение представляет собой геохимическое поле, характеризующее совокупностью форм, свойств и процессов, связанных между собой единством своего геологического генезиса. При этом любое свойство в любом элементарном объеме может иметь числовое значение, закрепленное в координатах пространства и времени,

$$P = (x, y, z, t).$$

В повседневной практической деятельности горнодобывающего предприятия наибольшее значение имеют два свойства: ценности и крепости.

Свойство ценности проявляется в относительном содержании полезных компонентов в единице объема горной массы, что дает возможность выделения руды разных сортов и типов и некондиционных ее разновидностей. Свойство крепости проявляется в относительной трудности добывания горной массы. Оба эти свойства оказывают решающее влияние на общую организацию и технологию горных работ, а также технику и технологию переработки добытого сырья. Ценность полезного ископаемого определяет масштаб предприятия, его производительность и темпы производства. Кроме того, в зависимости от ценности сырья находятся технология добычных работ и связанные с нею затраты на 1 т добываемой руды. Крепость горных пород в массиве и добытом состоянии

отражается на материальных затратах по всем технологическим процессам добычи и переработки. Крепость руд и пород определяет также производительность и срок службы основных механизмов.

На большей части карьеров цветной и черной металлургии содержание полезных компонентов в добываемых рудах оценивается путем анализа проб, отобранных из шлама, образующегося при бурении взрывных скважин. В сочетании с другими сведениями, полученными при детальной и эксплуатационной разведке, эти данные представляют достаточно надежную основу для планирования добычных работ.

Оценка технологических свойств объекта разработки может быть осуществлена по величине удельной энергоемкости шарошечного бурения. На сегодняшний день это единственный способ, который обеспечивает получение оперативной, представительной и достаточно надежной информации о прочностных свойствах пород. Преимущества и недостатки этого способа подробно изложены в соответствующих разделах, поэтому ниже можно остановиться на перспективах его использования для количественной оценки месторождений или отдельных их частей (технологических блоков, горизонтов).

Замер удельной энергоемкости бурения осуществляется в процессе проходки взрывной скважины и характеризует свойства породы внутри элементарного технологического объема, ограниченного параметрами сетки скважин и высотой уступа. Следовательно, значение энергоемкости представляет собой случайную величину, закрепленную в пространстве координатами устья скважины x , y и отметкой рабочего горизонта Z . Накопление и обработка данных измерений прочностных свойств пород (свойство крепости) и содержания полезных компонентов в рудах (свойство ценности), получаемых по взрывным скважинам, могут проводиться на единой методической основе. Для случайных величин, к которым относятся оба показателя, применимы методы математической обработки и анализа данных с использованием аппарата математической статистики, теории вероятностей и случайных функций. При использовании этих величин в качестве характеристики конкретных элементарных объемов лучшей формой отображения горно-геологической информации в задачах геометризации недр представляют цифровые модели месторождений, формируемые с помощью ЭВМ.

Из теории вероятностей известно, что наиболее исчерпывающими характеристиками случайных величин являются законы их распределения. Дискретная случайная величина, будь то значение энергоемкости или содержания полезных компонентов, может быть представлена в виде ряда распределения или непрерывной функции. При решении некоторых практических задач можно пользоваться также числовыми характеристиками распределения.

Для общего представления о прочностных свойствах пород месторождения или отдельных его частей, а также их неоднород-

ности могут быть использованы следующие числовые характеристики.

Вариационный размах — разность между максимальными и минимальными значениями признака, характеризующая предельные значения крепости пород и диапазон ее изменения в данном технологическом объеме.

$$R = x_{\max} - x_{\min}. \quad (8.1)$$

Математическое ожидание (среднее значение) случайной величины

$$M|x| = \sum x_i p_i, \quad (8.2)$$

где x_i — возможные значения признака; p_i — соответствующие вероятности.

Среднее значение энергоемкости бурения при достаточном числе измерений на разных блоках и горизонтах карьера дает объективную характеристику прочностных свойств пород месторождения в данный период его эксплуатации. При наличии аналогичных измерений на других карьерах появляется возможность сравнения месторождений по трудности их разработки.

Дисперсия или мера рассеивания признака относительно среднего значения

$$D|x| = \sum (x_i - \bar{m})^2 p_i. \quad (8.3)$$

Для характеристики рассеивания с размерностью x пользуются средним квадратическим отклонением (стандартом)

$$\sigma|x| = \sqrt{D|x|}. \quad (8.4)$$

При оценке крепости пород дисперсия и стандарт характеризуют колебания свойств пород и определяют степень неоднородности пород на месторождении.

Коэффициент вариации или относительный показатель вариации случайной величины (%)

$$v = \frac{\sigma}{\bar{x}} \cdot 100. \quad (8.5)$$

Коэффициент вариации позволяет сравнить неоднородность пород только при условии совпадения средних значений крепости на сопоставляемых месторождениях.

Графическое изображение вариационного ряда в виде непрерывной кривой распределения или гистограммы дает наглядное представление о соотношении пород разной крепости и представляет, по существу, статистическую модель объекта разработки.

Сравнительная оценка месторождений на основании составления их статистических моделей была впервые выполнена в работе [8]. Впоследствии область исследований была значительно расширена. Экспериментальные данные, полученные на карьерах про-

Графический и табличный материал позволяет представить отличительные признаки этих месторождений как в отношении абсолютных значений крепости слагающих пород, так и в характере их неоднородности в сравнении.

Верхняя группа кривых на рис. 25 характеризует распределение пород по энергоемкости их разрушения на трех карьерах ПО «Якуталмаз», обрабатывающих месторождения трубок Мир, Интернациональная и Удачная. Измерения энергоемкости бурения на карьерах Интернациональный (кривая 1) и Мир (кривая 2) проводились в период их полного развития при достижении глубины разработки более 100 м от дневной поверхности. Сравнение кривых распределения и их числовых характеристик по карьерам Мир и Интернациональный, находящихся на небольшом удалении друг от друга и характеризующихся сходными горно-геологическими условиями и временем образования, указывает на то, что они представлены породами с ПРАКТИЧЕСКИ одинаковой энергоемкостью бурения 0,7 кВт·ч/м. Среднее значение энергоемкости бурения, небольшая величина размаха и среднего квадратического отклонения позволяют характеризовать породы и кимберлиты этих месторождений как слабые и довольно однородные по прочностным свойствам.

Исследования, выполнявшиеся на карьере Удачный в течение 1976—1980 гг. и последующих лет, показали несколько отличный результат. Так, по данным измерений 1976 г., когда отрабатывали верхние горизонты карьера, находившиеся в зоне выветривания, размах и среднее значение энергоемкости бурения составляли соответственно 0,2—1,2 и 0,6 кВт·ч/м, что существенно ниже соответствующих значений для карьеров Мир и Интернациональный. По мере понижения горных работ они постепенно возрастали: в 1978 г. предельные значения составили 0,4—2,4, а среднее 1 кВт·ч/м; в 1979—1980 гг. (кривая 3) при одинаковых предельных значениях средняя энергоемкость бурения возросла до 1,1 кВт·ч/м. Эти данные свидетельствуют о заметном увеличении крепости пород с глубиной и одновременно о снижении градиента. Измерения последующих лет показали, что средняя величина энергоемкости продолжает оставаться на уровне 1,1 кВт·ч/м.

Карьер трубки Удачная расположен в другом геологическом регионе. Петрографические и структурные признаки вмещающих пород в его пределах отличаются от пород месторождений трубок Мир и Интернациональная, что проявилось в различии абсолютных значений их прочностных свойств.

Вторая группа кривых характеризует распределение пород по энергоемкости разрушения на карьерах Министерства по производству минеральных удобрений СССР. Кривые 4, 5 построены по результатам исследований, выполненных Отраслевой лабораторией Фрунзенского политехнического института на карьерах Жанатас и Кок-Джон ПО «Каратау», а кривая 6 — на основании данных, полученных на карьере Центральный ПО «Апатит» с помощью приборов Прогноз-1. Измерения на карьере Жанатас проводились в течение двух лет и на разных участках месторождения, протя-

женность которого превышает 20 км. Несмотря на разницу во времени и пространстве, средние значения энергоемкости бурения оказались достаточно близкими — 1,38 и 1,43 кВт·ч/м — и отличались лишь на 2 %, что свидетельствует о достаточной стабильности свойств пород в этот период эксплуатации месторождения.

Карьер Кок-Джон расположен в 20 км от месторождения Жанатас. Вмещающие породы и фосфориты обоих месторождений по физико-механическим свойствам различаются незначительно, однако соотношение петрографических разностей пород в пределах карьерного поля таково, что среднее значение их крепости на этом карьере несколько выше, чем на карьере Жанатас. В общем объеме вмещающих пород на карьере Кок-Джон значительно выше доля крепких массивных доломитов. В результате среднее значение энергоемкости бурения на этом участке составило 1,6 кВт·ч/м, или на 15 % выше, чем по карьере Жанатас. Соответственно выше и удельный расход ВВ. Данные, полученные на карьере Центральный ПО «Апатит» свидетельствуют о более высоких значениях крепости пород по сравнению с месторождениями бассейна Каратау.

Следующая группа кривых 7—11 характеризует распределение результатов измерений, выполненных в разное время на ряде карьеров Министерств цветной и черной металлургии СССР. Исследования на карьерах Кальмакырском (кривая 7), Коунрадском (кривая 8) и Саякском (кривые 10, 11) проводились в течение 14 лет. Данные по Анновскому карьере СевГОКа получены с помощью приборов Прогноз-2 сотрудниками Днепропетровского горного института под руководством проф. Е. Г. Баранова. Числовые характеристики распределений под соответствующими номерами представлены в табл. 31.

Кривая 7, характеризующая распределение энергоемкости разрушения пород на Кальмакырском месторождении, обобщает результаты исследований, выполнявшихся с некоторыми перерывами. Несмотря на значительное понижение горных работ, показатели предельных (размаха) и средних значений крепости пород за этот период практически не изменились и остались на уровне 0,4—3,1 и 1 кВт·ч/м соответственно. Этот факт характеризует постоянство прочностных свойств пород.

Энергоемкость разрушения руд и пород Коунрадского месторождения несколько выше, чем Кальмакырского. Небольшая разница может быть объяснена тем, что месторождения имеют довольно сходную геологическую характеристику — оба они относятся к группе медно-порфировых, в связи с чем петрографический состав и физико-механические свойства пород отличаются несущественно. Результаты измерений, выполненных на Анновском карьере Северного горно-обогатительного комбината, разрабатываемого месторождение железистых кварцитов, подтвердили их высокую энергоемкость, характерную для большей части железорудных карьеров.

Число скважин на блоке	Средняя энергоёмкость бурения e , кВт·ч/м	Дисперсия a , кВт·ч/м	Коэффициент вариации V	Размах кВт·ч/м	Расход ΔB , кг/м ³	
					фактический	расчетный по e
<i>Вскрышные породы</i>						
74	1,7	0,373	21,9	0,8--2,6	0,47	0,54
40	1,7	0,729	42,9	1--2,4	0,55	0,54
50	1,5	0,325	21,7	1--2,4	0,5	0,5
55	1,1	0,33	39	0,6--1,5	0,5	0,4
<i>Рудные блоки</i>						
99	1	0,268	26,8	0,4--1,6	0,6	0,38
37	1	0,169	16	0,6--1,6	0,6	0,38
117	1,1	0,373	33,9	0,6--2	0,58	0,4
31	1,2	0,24	20	0,8--1,6	0,67	0,43
76	0,8	0,235	29,4	0,6--1,8	0,58	0,33
59	1	0,204	20,4	0,6--1,6	0,6	0,38
97	0,9	0,184	20	0,5--1,3	0,6	0,36

фактические и расчетные значения A по этим карьерам практически совпали.

Хорошее совпадение получено также по карьерам **Центральному ПО «Апатит»** и Анновскому СевГОКа. Что касается карьеров объединения «Якуталмаз», то в период исследований величина удельного расхода BV на них была явно завышенной, что полностью подтвердилось в дальнейшем.

Обширный экспериментальный материал, накопленный при проведении комплексных исследований на ряде карьеров различных отраслей, позволил оценить показатели сопротивляемости горных пород бурению, взрыванию и экскавации на единой энергетической основе. В нижней части рис. 25 на соответствующих осях абсцисс приведены значения удельной энергоёмкости. Наличие таких шкал в сочетании с кривой распределения, характеризующей конкретное месторождение, позволяет:

- 1) учитывать распределение объемов пород по категориям **буримости** и устанавливать средневзвешенное значение показателя;
- 2) определять типаж и количество шарошечных долот с учетом использования их в зависимости от крепости пород;
- 3) планировать средние показатели производительности буровых станков;
- 4) планировать удельный расход и ассортимент BV по категориям пород и его среднее значение по месторождениям;
- 5) планировать и контролировать сетку скважин, выход горной массы с 1 м;
- 6) определять ориентировочные значения удельных энергозатрат на погрузку 1 м³ горной массы и т. д.

Большой объем исследований с измерением энергетических параметров пород был выполнен на карьере **Саяк-1** Балхашского ГМК. На рис. 25 кривая 10 характеризует распределение удельной энергоёмкости бурения по данным измерений, выполненных в 1972 г., когда горные работы велись на верхних горизонтах в зоне выветривания. Несмотря на это, среднее значение $\bar{e} = 2,4$ кВт·ч/м указывает на высокую крепость пород. Размах и среднее квадратическое отклонение также свидетельствуют как о значительной крепости пород, так и о высокой их неоднородности по этому признаку.

За период исследований, выполнявшихся в течение 4 лет, прочность пород на месторождении существенно возросла — с 2,3 до 2,7 кВт·ч/м (кривая 11). Увеличились и другие параметры распределения — R и σ , т. е. значительно возросла неоднородность пород, обуславливающая известные трудности в организации и производстве буровзрывных работ. Подробный анализ результатов изучения этого месторождения с позиций оценки технологической неоднородности слагающих пород выполнен в работе [8].

Статистические модели, приведенные на рис. 25, характеризуют плотность распределения пород данного месторождения по их прочностным свойствам. Основное преимущество такого метода оценки объекта при условии оснащения станков приборами регистрации энергоёмкости состоит в оперативности, представительности и **точности** поступающей информации. Кроме того, показатель e характеризует свойства того элементарного объема, сопротивляемость которого оказывает непосредственное влияние на параметры первичных процессов бурения и взрывания, а с учетом качества **подготовки** — и на параметры процесса погрузки.

Величину удельного расхода энергии BV можно полагать второй характеристикой энергоёмкости разрушения горных пород в массиве. В отличие от показателя энергоёмкости бурения она не свободна от влияния целого ряда объективных и субъективных факторов, значительно снижающих ее надежность. Поэтому среднее производственное значение q можно использовать лишь для приближенных оценок. В табл. 31 приведены фактические средние значения удельного расхода BV в период исследований и рассчитанные по формулам (3.12) и (3.19). В большинстве случаев величина удельного расхода BV по карьере превышает его расчетное значение. Причины этого явления рассматривались в разд. 3, тем не менее полезно еще раз отметить, что главная из них заключается в отсутствии строгого нормирования этого важного показателя. Подтверждением справедливости этого вывода служит опыт ведения буровзрывных работ на Кальмакырском и Коунрадском карьерах.

Эти месторождения обрабатываются с использованием железнодорожного транспорта, поэтому к выбору параметров БВР, и особенно величины удельного расхода BV , предъявляются более жесткие требования во избежание перевалки путей. В результате

При составлении статистической модели в качестве характеристики распределения крепости пород в границах карьерного поля возникает вопрос о количестве измерений, необходимых для обеспечения требуемой точности оценки. Для этого можно воспользоваться методом математической статистики

$$n = t^2 v^2 / \Delta^2, \quad (8.6)$$

где n — необходимое число проб (измерений); t — нормированное отклонение, соответствующее определенной вероятности (ω), принимаемое по данным статистических таблиц; v — коэффициент вариации, %; Δ — допустимая погрешность, %.

При использовании этой формулы для подсчета числа замеров энергоемкости бурения можно принимать следующие значения входящих в нее параметров:

допустимую погрешность измерения энергоемкости $\Delta = 10$ %; значения вероятности отклонения выборочной средней (т. е. значение вероятности достоверной оценки величины признака) от истинной генеральной средней $0,9$. Для такой вероятности нормированное отклонение $t = 1,65$;

коэффициент вариации V согласно уже имеющимся оценкам и числовым характеристикам распределений, приведенным в табл. 31, равен 25-4-40 %.

Тогда число измерений, выполненных в разных точках карьера, достаточное для надежной оценки среднего значения крепости пород, будет: для относительно однородного месторождения при $v = 25$ % $n = 17$; для крайне неоднородного месторождения при $v = 40$ % $n = 45$.

В табл. 31 приведено число измерений, выполненных на каждом месторождении. Оно превышает расчетное минимально необходимое на 1—2 порядка. Таким образом, обеспечена не только высокая точность вычисления основных числовых характеристик распределений, но и построения моделей месторождений.

8.2. ИССЛЕДОВАНИЕ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД И МАССИВОВ НА КАРЬЕРАХ

Статистические модели позволяют определять лишь общие числовые характеристики месторождений, пригодные для укрупненных расчетов при планировании производства, нормировании материальных и энергетических ресурсов, определении категорий крепости пород и т. д. В повседневной практической деятельности карьера особый интерес представляет пространственная оценка технологических свойств горных пород и массивов с целью планирования производительности и параметров соответствующих процессов, и в первую очередь буровых, взрывных и экскаваторных работ. Такая оценка должна производиться либо на основе оперативной информации о свойствах конкретного объекта, либо на основе прогнозных данных. Непременным требованием являются определение и учет физической неоднородности свойств объекта разра-

ботки. Только при этом условии могут быть положительно решены вопросы оперативного планирования и адаптивного управления технологическими процессами. Для иллюстрации возможностей этого метода рассмотрим результаты исследований, выполненных на карьере ПО «Якуталмаз».

Исследования энергоемкости разрушения вмещающих пород и кимберлитов на карьерах ПО «Якуталмаз» начаты сотрудниками Отраслевой лаборатории Фрунзенского политехнического института в 1975 г. Они проводились на карьерах трубок Мир и Интернациональная, расположенных в непосредственной близости от г. Мирный Якутской АССР. В 1976 г. исследования перенесены на карьер трубки Удачная, находящийся севернее г. Мирного. В отличие от первых двух карьеров, на которых горные работы были в полном развитии и велись на значительной глубине, на карьере Удачный в этот период осуществлялась отработка первых горизонтов. Это обстоятельство, учитывая долгосрочную программу исследований, позволило проследить за изменением прочностных и энергетических характеристик вмещающих пород и кимберлитов по мере понижения горных работ.

Для представления о влиянии петрофизических характеристик торных пород на показатели энергоемкости технологических процессов ниже приведены краткие сведения о геологии перечисленных алмазных месторождений.

Кимберлитовая трубка Мир представляет собой вертикальное трубообразное тело, сложенное брекчиевидной породой, состоящей из обломков собственно кимберлита и разнообразных включений других пород и минералов. Материал, выполняющий трубку, представлен брекчиями, сцементированными серпентин-карбонатным цементом. Наряду с обломками кимберлита трубка заполнена ксенолитами осадочного происхождения, захваченными преимущественно из нижележащих горизонтов осадочного комплекса, и обломками траппов.

Трубка прорывает осадочные отложения Усть-Кутского яруса нижнего ордовика. По литологическому составу в разрезе трубки Мир и расположенной вблизи нее трубки Интернациональная преобладают доломитизированные алевролиты, доломитизированные песчаники и известняки. Мощность слоев от десятков сантиметров до 6 м, причем мощные слои включают в себя прослойки и линзы других пород.

Кимберлитовые трубки являются производными подкоровой магмы, поднявшейся с глубины 100—150 км. Они образовались в результате быстрого (до десятков и сотен м/с) продвижения магмы к земной поверхности вдоль зон глубинных разломов. Непосредственно взрывные явления происходили на глубине 1,5—2,5 км. При этом развивались большие радиальные напряжения, приводившие к разрушению и метаморфизации пород осадочной толщи в зоне контакта с трубкой. Мощность этой разрушенной кольцеобразной зоны вокруг трубки колеблется от 10 до 80 м и более.

Кимберлитовая трубка Удачная находится в центральной части Далдыно-Алакитского алмазоносного района. В геологическом строении района принимают участие среднекембрийские **массивные** доломиты с подчиненными прослойками известняков, аргиллитов и глинисто-алевролитовых известняков. Выше залегают верхнекембрийские известняки, переслаивающиеся с глинисто-алевролитовыми породами и мелкокристаллическими доломитизированными **известняками**. Мощность отложения кембрия около 400 м. Над породами верхнего кембрия залегают доломиты, конгломераты, аргиллиты и доломитизированные известняки нижнего ордовика. Мощность отложений нижнего ордовика 450 м. Залегание осадочной толщи близко к горизонтальному.

Изверженные породы в регионе представлены траппами и **кимберлитами**. Кимберлиты образуют трубчатые тела, реже дайки. Крепость кимберлитов по шкале проф. М. М. Протодьяконова $f=5-7$.

Таким образом, вмещающие породы всех трех месторождений представлены примерно однотипными петрографическими разностями. Они характеризуются выдержанными элементами залегания слоев, близкими к горизонтальным.

Как уже отмечалось, первые измерения удельной энергоёмкости бурения на карьере Удачный были выполнены в 1976 г. В этот период осуществлялась отработка верхних горизонтов **месторождения**, находящихся в зоне выветривания, которая, как правило, характеризуется пониженными значениями физико-механических и **прочностных** свойств пород. Всего было выполнено около 200 измерений. В результате обработки данных получена кривая, характеризующая распределение пород карьера Удачный по **энергоёмкости** разрушения при бурении за указанный период (рис. 26, кривая

Затем исследования были продолжены с использованием более совершенных приборов Прогноз-2. Их установка на буровых станках позволила получить обширный экспериментальный материал. Сводные результаты этих исследований представлены в виде кривых распределения 2 и 3 на рис. 26. Ниже приведено **изменение** удельной энергоёмкости бурения по мере понижения горных работ на карьере **Удачный**.

Год измерений	1976	1978	1979	1981	1985
Среднее значение \bar{e} , кВт·ч/м	0,56	1,0	1,1	1,1	1,1
					(ожидаемое значение)

Анализ статистических кривых распределения позволяет сделать следующие **выводы**.

1. Среднее значение удельной энергоёмкости шарошечного бурения за время исследований существенно изменилось. Градиент среднего значения энергоёмкости бурения с **углублением** горных работ интенсивно убывает. Измерения в 1981 г. и в последующие годы показали, что свойства пород по сравнению с данными 1979 г.

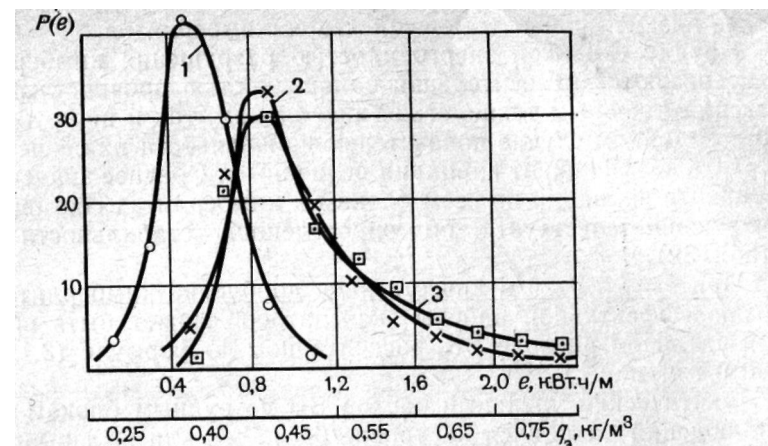


Рис. 26. Графики распределения пород карьера Удачный по энергоёмкости шарошечного бурения в периоды 1, 2 и 3 с интервалами в два года

остались на прежнем уровне. Результаты этих исследований позволяют предположить, что, начиная с отметки **270—260 м** и ниже, прочностные (энергетические) характеристики горных пород и кимберлитов стабилизировались.

2. Породы месторождения характеризуются высокой изменчивостью прочностных свойств, о чем свидетельствуют размах значений величины e от 0,4 до 2,4 **кВт·ч/м**, или в 6 раз (по данным замеров), а также значительная дисперсия и коэффициент вариации данных. По результатам оценки по технологическим блокам коэффициент вариации составил 37 % (см. табл. 31).

3. При известных средних и предельных значениях величины удельной энергоёмкости бурения могут быть определены соответственно средние и предельные значения таких технологических показателей пород карьера, как их буримость и взрываемость.

Оценка буримости пород карьера Удачный. Согласно энергетической шкале [14] породы месторождения могут быть отнесены к диапазону от VI до XIII категорий буримости. Среднему значению $\bar{e}=1 \text{ кВт·ч/м}$ соответствует VIII категория, а значению $\bar{e}=1,1 \text{ кВт·ч/м}$ — IX категория буримости.

Оценка взрываемости кимберлитов. Средние значения удельной энергоёмкости бурения по обеим трубкам карьера Удачный отличаются незначительно: для трубки Западной $\bar{e}=1 \text{ кВт·ч/м}$, для трубки Восточной $\bar{e}=0,9 \text{ кВт·ч/м}$. Расхождение в 0,1 **кВт·ч/м**, или 10 %, можно было бы отнести к категории случайных погрешностей, однако, как следует из карты **взрываемости** пород, кимберлиты трубки Западной целиком отнесены к III категории, а трубки Восточной представлены II-III категориями. Следовательно, более низкое среднее значение **энергоёмкости** бурения по Восточной

трубке можно рассматривать также как факт, подтверждающий и более низкие прочностные свойства ее кимберлитов.

Наряду с низкой энергоемкостью разрушения кимберлиты характеризуются относительной однородностью прочностных свойств как по отдельным технологическим блокам, так и по трубкам в целом. В данном случае показателем изменчивости их свойств можно считать коэффициент вариации величины e . Среднее значение коэффициента вариации по всем блокам в кимберлитах составило 26 %, что свидетельствует об определенной стабильности свойств (табл. 32).

При $e = \sqrt{\text{кВт}\cdot\text{ч/м}}$ качественное дробление кимберлитов по условию эффективной работы экскаваторов может быть обеспечено при удельном расходе ВВ, рассчитанном по формуле (3.12) и равном 0,4 кг/м³.

Фактический удельный расход ВВ по рудным блокам в период наблюдений находился на уровне 0,6 кг/м³, или был выше расчетного на 50 % (см. табл. 32).

Избыточная энергия зарядов объясняется необходимостью качественного дробления кимберлитов по условию работы конусных дробилок. Однако общеизвестно, что негабаритная фракция (в данном случае некондиционным считается кусок свыше 100 см) выходит из зоны нерегулируемого дробления — преимущественно из верхней части уступа, в которой размещается забойка. Поэтому повышенный удельный расход ВВ лишь частично решает проблему улучшения качества дробления, способствуя одновременно переизмельчению кимберлита и повреждению кристаллов алмазов в зоне бризантного действия взрыва.

Низкая энергоемкость разрушения кимберлитов позволила рекомендовать к широкому применению на карьерах объединения игданит и низкоплотные взрывчатые смеси на основе пенополистирола. Они обеспечивают возможность повышения колонки заряда при одновременном снижении удельного расхода его энергии.

Оценка взрываемости вмещающих пород. На различных участках вскрышных пород было выполнено 539 измерений на 10 технологических блоках. Статистическая обработка данных показала, что породы отличаются от кимберлитов повышенной энергоемкостью разрушения. Среднее значение величины \bar{e} по всем измерениям составило 1,3 кВт·ч/м, причем средние значения по отдельным блокам, расположенным в породах разной взрываемости, колеблются от 0,9 до 1,7 кВт·ч/м, т. е. отличаются практически в 2 раза. Неоднородность прочностных свойств вскрышных пород также выше, чем кимберлитов, что подтверждается коэффициентом вариации $v = 37$ %.

В соответствии со средним значением энергоемкости бурения для эффективного разрушения вмещающих пород необходима и достаточна величина удельного расхода энергии ВВ, рассчитанная по зависимости (3.12) и равная $q = 0,45$ кг/м³. Эта расчетная величина хорошо согласуется со средними фактическими значениями q за последние годы эксплуатации карьера (табл. 33).

Вид забоя	Значение удельного расхода ВВ (кг/м ³) по годам эксплуатации карьера										
	1975	1976	1977	1978	1979	1980	1981	1982	1983	1984	1985
Вскрышной	0,55	0,5	0,56	0,5	0,48	0,5	0,49	0,46	0,45	0,45	0,45
Добычной	0,74	0,56	0,61	0,6	0,59	0,59	0,59	0,53	0,52	0,53	0,53

Из таблицы видно также, что в первые годы эксплуатации месторождения удельный расход ВВ был явно завышенным, что объясняется отсутствием опыта ведения буровзрывных работ. Затем он в значительной мере сократился и достиг среднего оптимального уровня. Дальнейшее общее сокращение возможно за счет максимального использования простейших взрывчатых смесей в рудной зоне карьера.

Масштабные исследования энергоемкости бурения, выполнявшиеся на карьерах трубок Мир, Интернациональная и Удачная, позволили, помимо сведений чисто статистического характера, подобных приведенным на рис. 25, получить ряд интересных наблюдений относительно пространственных изменений прочностных свойств пород.

Так, на карьере Мир были получены экспериментальные данные по изменению удельной энергоемкости бурения от оси кимберлитовой трубки к границам карьерного поля. Энергоемкость бурения кимберлита в границах трубки практически постоянна и составляет около 0,7—0,8 кВт·ч/м. Что касается вмещающих пород, то в области контакта с кимберлитовой трубкой они сильно разрушены в процессе ее взрывного образования. Визуальные наблюдения показывают, что изменение структуры и нарушенность вмещающих пород прослеживаются до 50—70 м от границы контакта. При этом слои, примыкающие к трубке, подняты вверх соответственно движению магмы при ее прорыве. Более точная и количественная оценка изменения прочностных свойств пород в процессе формирования кимберлитовой трубки была получена в результате измерений показателя удельной энергоемкости бурения. Эти измерения, выполненные на технологических блоках, различно удаленных от оси трубки, позволили установить характер изменения энергоемкости разрушения пород в радиальном направлении.

На рис. 27 представлены статистические кривые распределения значений энергоемкости бурения в пределах технологических блоков, расположенных на различном удалении от оси кимберлитовой трубки. Кривые 1, 2 со средним значением $\bar{e} = 0,7 \div 0,8$ кВт·ч/т построены по данным замеров при бурении скважин в пределах трубки, кривая 3 с $\bar{e} = 0,9$ кВт·ч/м построена на основании измерений энергоемкости бурения на блоке, сложенном пустыми породами, находящимися в контакте с трубкой. Эти породы сильно раздроблены, и их прочностные свойства мало отличаются от кимбер-

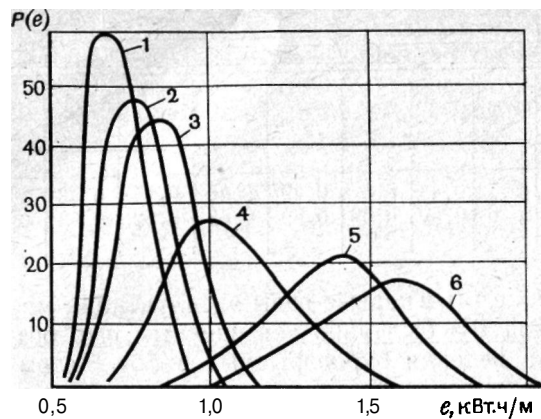


Рис. 27. Распределение пород по энергоемкости бурения в зависимости от расстояния от оси кимберлитовой трубки Мир

лита. Что касается кривых 4, 5 и 6, то они характеризуют энергоемкость разрушения пород на блоках, удаленных от оси трубки соответственно на $1,2R_1$, $2R$, $2,5R$ м. Здесь со всей очевидностью проявляются признаки увеличения крепости и неоднородности пород, в частности — размаха между предельными значениями энергоемкости.

Эти данные, с одной стороны, иллюстрируют высокую чувствительность показателя энергоемкости бурения к изменению прочностных свойств буримых пород, а с другой — свидетельствуют о возможности его использования для определения изменчивости этих свойств в пространстве. В частности, измерение энергоемкости бурения по технологическим блокам с последующим суммированием накопленной информации в плоскости горизонта позволяет осуществлять его районирование по основным горно-технологическим свойствам пород. Однако значительно больший интерес представляет информация о крепости и неоднородности пород в объемах предстоящей разработки. Получение таких сведений возможно либо путем опережающего разведочного бурения, либо на основе методов прогнозирования технологических свойств пород на нижележащих горизонтах.

8.3. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

Оценка изменения свойств горных пород с глубиной разработки представляет одну из важнейших задач геомеханики. В связи с отсутствием надежных методов и средств определения прочностных характеристик пород и массивов все более широкое признание получает гипотеза о закономерном увеличении их крепости и блочности по мере понижения горных работ. Не получая достаточно убедительного экспериментального подтверждения, эта гипотеза тем не менее используется для обоснования необходимости увеличения удельного расхода ВВ на карьерах. Наши исследования, выполнявшиеся на некоторых карьерах в течение длительного периода эксплуатации месторождений, показали, что увеличение энерге-

тических характеристик пород прослеживается только в зоне выветривания. Зона интенсивного выветривания, как следует из анализа данных геологоразведочных работ в разных регионах, проявляется до глубины 50—150 м. Ниже этого уровня свойства пород и массивов либо стабилизируются, либо изменяются в зависимости от генезиса месторождения, петрографического состава пород и тектоники.

При эксплуатации месторождения открытым способом нельзя не учитывать влияние так называемых техногенных факторов на изменение свойств горного массива. Они проявляются в виде его разгрузки в результате выемки вышележащих масс руды и пород и сейсмического действия массовых взрывов.

Под влиянием разгрузки происходит изменение составляющих тензора напряжений гравитационного поля, раскрытие микро- и макротрещин и перерастание структурных дефектов в новые трещины. Совокупное влияние выветривания и разгрузки обуславливает сложный характер изменения и распределения свойств пород с глубиной. Предсказать пространственные и количественные признаки этого состояния не представляется возможным. Они могут быть установлены только экспериментально и путем сравнения с аналогичными значениями в отработанной области.

На рис. 28 представлены результаты измерений удельной энергоемкости бурения на карьерах Удачный (1), Кальмакыр (2) и Саяк-1 (3). Измерения проводились в течение нескольких лет. Каждая точка на кривой характеризует среднее значение энергоемкости, полученное в результате обработки большого числа замеров в определенный период исследований. На Кальмакырском карьере такие исследования проводились с перерывами в течение 14 лет. За этот период глубина карьера увеличилась более чем на 150 м, тем не менее средняя энергоемкость бурения продолжала оставаться на уровне 1 кВт·ч/м.

Глубина исследованной области на карьерах Удачный и Саяк-1 значительно меньше. Тем не менее экспериментальные данные указывают на стабилизацию свойств пород после выхода за пределы зоны выветривания.

Дополнительным показателем, подтверждающим постоянство прочностных свойств пород на Кальмакырском карьере, служит величина удельного расхода ВВ. Анализ его значений с 1963 по 1982 г. показал, что средняя величина q за этот период составила $0,397 \text{ кг/м}^3$ при коэффициенте вариации 19%. Вариация удельного расхода по годам является следствием несогласованности объемов

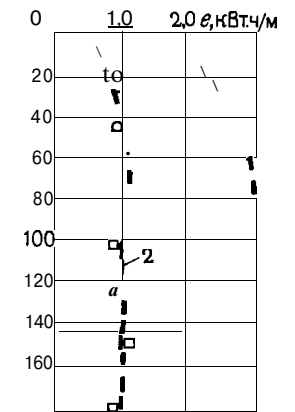


Рис. 28. Изменение удельной энергоемкости бурения по глубине карьера

поставок ВВ и добытой горной массы, а не изменчивости **свойств** пород.

На основании исследований физико-механических и упругих характеристик горных пород и руд из глубоких горизонтов Криво-рожских шахт и испытаний образцов, взятых из керна скважин, установлено [38], что с глубиной они изменяются слабо. Так, коэффициент крепости руд с глубиной понижается в среднем на 0,3—0,4 единицы, а для пород повышается в среднем на 2—3 единицы на 500 м глубины. Сохраняется высокая неоднородность прочностных свойств. Интересные данные по прогнозированию структурных и прочностных свойств пород на больших глубинах дает бурение сверхглубоких скважин.

Изучение керна в сочетании с геофизическими методами исследований показало, что даже на глубинах 5—7 км осадочные и метаморфические породы сильно нарушены, раздроблены и даже разуплотнены. Бурение сверхглубокой скважины, осуществляемое на Кольском п-ве позволило вскрыть на больших глубинах мощные зоны расланцевания, дробления и разуплотнения пород в кристаллическом фундаменте Балтийского щита. Вертикальное сейсмическое профилирование и ультразвуковой каротаж, выполненные по разрезам глубоких скважин у нас в стране и в США, также подтвердили отсутствие выраженного градиента увеличения скорости упругих волн с глубиной. Было отмечено, что на глубинах 4—8 км и ниже имеет место разуплотнение пород, вызванное увеличением их трещиноватости.

Таким образом, эти исследования служат доказательством отсутствия глобальной закономерности в повышении прочностных свойств пород по мере увеличения глубины разработки месторождений. Там, где такой градиент все же наблюдается, он имеет локальное значение и не может служить подтверждением гипотезы обязательного увеличения сопротивляемости пород разрушению по мере понижения горных работ. Тем не менее прогнозирование свойств пород на нижележащих уступах имеет принципиальное научное и практическое значение. В перспективе эта задача должна стать обязательной составной частью проблемы планирования и управления горными работами. Решение ее должно опираться на методы экстраполяции данных изучения крепости и неоднородности пород, полученных в процессе отработки действующих горизонтов. Принципы такого прогнозирования и оценка надежности его результатов были изложены в работе [8].

Надежность прогнозирования технологических свойств зависит от структуры массива горных пород и генезиса месторождения. Формирование структуры массива происходило в результате геологических процессов, которые обладали определенной, присущей им симметрией. Образование месторождения в данном массиве нарушило его первоначальную симметрию, наложив на нее симметрию рудного тела. В результате образовался рудно-породный массив со сложной картиной распределения содержания (свойств) и формы (структуры). Для того чтобы определить возможности

прогнозирования этих признаков, необходимо изучить связь структуры месторождения с его генезисом. Для этого выполнен анализ геологических разрезов 87 месторождений СССР. В соответствии с главными структурными признаками все месторождения разделены на три типа:

- 1) горизонтальные (пластообразные);
- 2) вертикальные (штокверковые, жилльные);
- 3) комбинированные (изометрические).

Эти типы соответствуют массивам с одним, двумя и тремя направлениями анизотропии горно-технологических свойств. В результате анализа установлено, что для месторождений магматического типа преобладающими структурами являются вертикальная (43,5 %) и комбинированная (35 %). Контактново-метасоматические и гидротермальные месторождения в основном обладают изометрической структурой (70 %). Месторождениям осадочного типа свойственны в равной мере структуры пластообразные и изометрические (по 50 %). Последние образовались в результате геологических процессов, воздействующих на первоначально горизонтальные залежи. Если рассматривать рудные месторождения в целом, то абсолютное их большинство (55 %) можно отнести к комбинированному типу. Доля более простых форм 1-го и 2-го типов в общем количестве примерно одинакова и составляет по 22,5 %.

Прогнозирование технологических свойств на глубину с надежностью близкой к 1 возможно только на месторождениях второго типа. Это подтверждается теми данными, которые были получены на Кальмакырском штоке и в пределах кимберлитовых трубок Мир и Удачная. На карьере трубки Удачная средние значения энергоемкости бурения, замеренные на рудных блоках, находившихся на трех горизонтах и расположенных друг под другом, оказались практически одинаковыми, равными 0,9 кВт·ч/м. При одинаковом математическом ожидании признака была отмечена лишь пространственная неоднородность массива, что подтверждает необходимость районирования в плане.

На горизонтальных и пологих месторождениях высокая надежность прогнозирования может быть достигнута в плоскости соответствующего пласта. Это обстоятельство значительно облегчает планирование буровзрывных и экскаваторных работ на основе количественной оценки их параметров и показателей по смежному предыдущему блоку и введения соответствующих корректив. Контроль эффективности принятых решений может производиться по величине удельной энергоемкости экскавации.

Третий комбинированный тип месторождений, являющийся наиболее распространенным, представляет значительные трудности как в вопросах прогнозирования свойств пород, так и в вопросах планирования горных работ. Анализ показывает, что на месторождениях 1-го и 2-го типов возможно использование относительно простых методов графического прогнозирования или детерминированных математических моделей. Прогнозирование на месторожде-

ниях 3-го типа требует применения вероятностных методов, в частности вариационной статистики и теории случайных функций.

В процессе комплексных исследований помимо решения **общих** задач, связанных с количественной оценкой крепости и **неоднородности** пород в пределах карьерного поля, были получены экспериментальные данные, позволившие определить влияющие массовые взрывов на изменение физического состояния смежных участков массива горных пород. Изменение прочностных свойств горных **пород** и массивов в результате ведения буровзрывных работ представляет интерес как с позиций совершенствования их параметров и технологии, так и в отношении оценки устойчивости откосов уступов и бортов карьера.

Изучение абсолютных и относительных показателей свойств массива горных пород обычно производится по скорости распространения или по показателю затухания энергии упругих **волн** в массиве. Методы эти **давно** известны и широко освещены в специальной литературе. В наших работах [7, 8] изложены результаты изучения физического состояния массивов горных пород, полученные с помощью сейсмоакустического метода. Исследования выполнялись на Кургашиканском, Кальмакырском и Коунрадском карьерах. Они позволили выявить некоторые особенности изменения свойств массива горных пород **под** воздействием волн **напряжений** от взрыва зарядов. Однако в связи с тем, что скорость звука в горной породе является лишь косвенной характеристикой ее прочностных свойств, этот метод не позволил получить прямых количественных результатов.

При изучении массивов горных пород широко используют также **Метод**, основанный на измерении степени поглощения энергии упругих волн, определяемой коэффициентом ее затухания.

Поглощение энергии определяется в зоне распространения упругих волн и оценивается путем измерения их амплитудных и частотных характеристик. Выбор этой зоны определен возможностями использования достаточно хорошо разработанных расчетных **методов** теории упругости и их экспериментальной проверки с использованием специальных средств измерений.

Применительно к сплошным средам, к которым относятся с некоторыми допущениями и массивы горных пород, наибольшее признание получили следующие теории поглощения упругих волн: 1) упругого последельствия; 2) вязкого затухания; 3) твердого кулоновского трения.

Теории поглощения сложны и далеки от возможностей их применения для расчетов в конкретных условиях. Поэтому в реальных средах, **особенно** в породных массивах, широко используются экспериментальные методы исследований.

Наибольшее распространение при изучении поглощающей **способности** горных пород получили импульсный метод и метод амплитудных графиков синусоидальных колебаний.

Коэффициент поглощения импульсным методом определяется: по формуле

где x — разность без измерений; A_1, A_2 — амплитуды, зафиксированные на меньшей и большей базах.

При этом строятся амплитудные графики $\ln A = f(x)$ и по наклону осредняющей прямой определяется коэффициент **поглощения**. Амплитудная кривая аппроксимируется эмпирической **формулой** вида

$$A = A_0 f(x) e^{-\alpha x},$$

где A_0 — начальная амплитуда упругих волн; $f(x)$ — функция расхождения; α — коэффициент поглощения; x — расстояние между излучателем и приемником.

При взрывах в условиях горных работ поглощение массивом энергии упругих волн определяется по поглощению **фиксированных** частот с использованием зависимости

$$\alpha = \frac{1}{x_2 - x_1} \cdot \frac{S_1(\omega)}{\ln \left(\frac{S_2(\omega)}{S_1(\omega)} \right)},$$

где $S_1(\omega)$ и $S_2(\omega)$ — амплитудные спектры сейсмических **сигналов**, принятых на расстояниях x_1 и x_2 от источника.

Исследования поглощающей способности горных пород показывают, что диапазон изменения коэффициента α очень велик. Он зависит не только от частоты колебаний, относящейся к характеристике источника возмущений, но также от литологического **состава** и физико-механических свойств **пород** — трещиноватости, пористости, слоистости, напряженного состояния, влажности, **температуры** массива.

Правильный учет этих факторов и выявление главных параметров, определяющих поглощающую способность **массива**, в сочетании с довольно сложной и трудоемкой методикой экспериментальных измерений затрудняют практическое использование этого **критерия**.

Существенный недостаток этого метода, на наш взгляд, **заключается** в том, что он характеризует поглощающую способность массива по отношению к энергии упругих волн. Нельзя согласиться с тем, что коэффициент поглощения энергии в зоне сильных и слабых волн напряжений, где происходит дробление и **разрушение** пород, можно отождествлять с поглощающей способностью массива в области упругих колебаний. Физическая сущность **процесса** поглощения энергии в этих зонах совершенно различна, а значит, различны критерии их количественной оценки.

Основным фактором, определяющим поглощение энергии **волн** напряжений в ближней и средней зонах, является **разрушение** породы, сопровождающееся образованием новой поверхности. Следовательно, количественными показателями поглощения **необходи-**

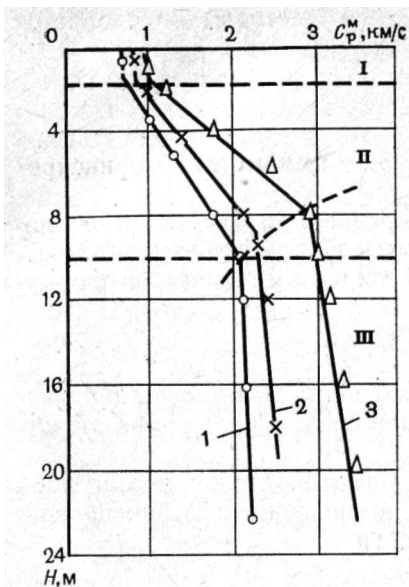


Рис. 29. Изменение скорости продольных волн по высоте уступа в породах:
1 — трещиноватых снетито-диоритах; 2 — гранодиорит-порфирах; 3 — крупноблочных известняках

можно считать величину вновь образованной поверхности и удельную поверхностную энергоёмкость. В такой постановке коренным образом меняется содержание понятия «диссипативные потери энергии», так как эта часть энергии расходуется на совершение полезной работы взрыва.

При таком подходе критерии количественной оценки поглощающей способности массива становятся прямо противоположными критериям, основанным на измерениях в области упругих волн. Так, поглощение энергии взрыва в крепких монолитных породах в связи с высокими значениями поверхностной энергоёмкости и малой величиной естественных поверхностей трещин будет происходить гораздо интенсивнее, нежели в сильнотрещиноватом массиве, сложенном породами низкой крепости.

Справедливость этого вывода подтверждается результатами исследований по оценке состояния массива горных пород с использованием методов акустических измерений и удельной энергоёмкости бурения. Экспериментальные данные, приведенные на рис. 7 и 29, показывают, что глубина зон дробления и разрушения находится в обратной зависимости по отношению к крепости пород и блочности массива.

Аналогичная картина изменения прочностных (величина e) и упругих (величина C_p) характеристик массива с глубиной послужила доказательством возможности оценки энергопоглощающей способности горных пород по величине энергоёмкости шарошечного бурения. Измерения, выполненные по большому числу скважин, пробуренных на участках относительно однородных массивов, указывают на наличие определенной закономерности в затухании разрушающих напряжений от взрыва зарядов, расположенных в

области перебура скважин. В научно-технической литературе, посвященной вопросам изучения затухания энергии в массиве горных пород, существует экспериментально подтвержденное мнение о том, что степень поглощения энергии при прочих равных условиях пропорциональна трещиноватости массива. Этот факт объясняется явлениями отражения и преломления энергии волн напряжений на границах отдельностей и общим ее рассеиванием и поглощением в заполнителях трещин.

Данные, приведенные на рис. 7, на первый взгляд не подтверждают эти выводы, так как свидетельствуют о том, что в сильнотрещиноватых массивах слабых пород при равной энергии нагружения зона разрушения, характеризуемая развитием радиальных трещин, распространяется на большую глубину, нежели в крупноблочных массивах и крепких породах. Однако противоречие это только кажущееся. В действительности, если в понятие поглощения включать также затраты энергии на дробление породы, то в трещиноватых массивах при интенсивном затухании и рассеивании энергии напряжения даже на больших расстояниях от заряда оказываются вполне достаточными для их эффективного разрушения. Наоборот, в крепких монолитных массивах большая доля энергии расходуется на разрушение породы и напряжения во фронте волны убывают в связи с этим более интенсивно и оказываются ниже предела прочности породы на значительно меньших расстояниях от взрыва.

При разбуривании разрушенного массива энергоёмкость бурения по существу является отражением степени его нарушенности взрывом. Очевидно, количественная оценка нарушенности массива взрывом может быть осуществлена по интенсивности нарастания удельной энергоёмкости бурения, мерой которой можно считать ее градиент (см. подразд. 2.4).

Показателю удельной энергоёмкости бурения при использовании его в качестве критерия оценки прочностных свойств горных пород, как и любым другим критериям оценки, связанным с разрушением объекта, свойственна особенность, заключающаяся в невозможности повторения результата в полностью воспроизводимых условиях. Именно поэтому при его экспериментальной проверке и обосновании применялся метод бурения группы скважин на ограниченной до 1 M^2 площади с целью максимального приближения к требованию постоянства свойств пород и массива. Помимо этих исследований был выполнен эксперимент с повторным измерением удельной энергоёмкости по 60 скважинам, пробуренным в массиве после воздействия на него массового взрыва с общим расходом ВВ 45 т и удельным расходом $0,7 \text{ КГ/М}^3$.

В этом эксперименте на технологическом блоке было пробурено 4 (с I по IV) ряда по 15 скважин с замерах энергоёмкости на базе второй штанги бурового става в интервале глубин 7—15 м от поверхности горизонта. Результаты этих измерений представлены на рис. 30. После окончания бурения на расстоянии 23 м от последнего четвертого ряда скважин был произведен взрыв смежного

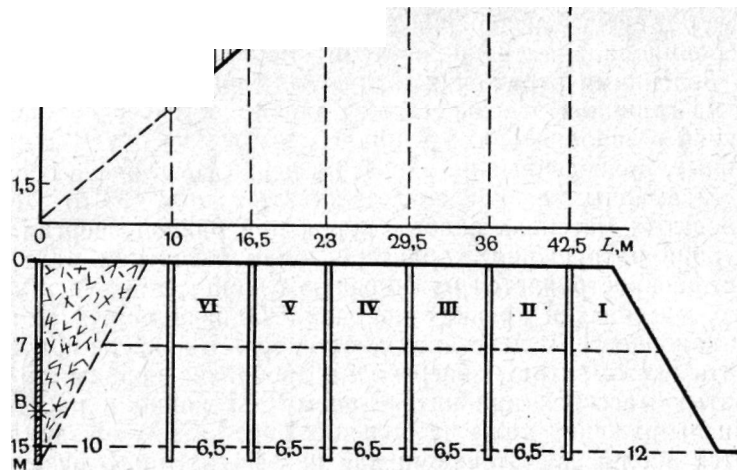


Рис. 30. Схема изменения энергоёмкости бурения горных пород на технологическом блоке в результате его ослабления под действием взрыва

блока, от которого по опытному участку прошла мощная сейсмическая волна. Затем на блоке вновь с измерениями энергоёмкости было пробурено шесть рядов скважин, причем 60 скважин располагались в линиях четырех рядов, пробуренных до взрыва, а два ряда — пятый и шестой — примыкали к взорванной части горизонта. При вторичном обурировании блока измерения энергоёмкости бурения проводились на уровне 7—15 м от его поверхности. Результаты количественной оценки энергоёмкости бурения до и после взрыва представлены в табл. 34 и в верхней части на рис. 30.

Таблица 34

Показатели	Значение показателей по рядам скважин на блоке						
	I	II	III	IV	V	VI	
Удаление ряда от взрывающегося блока, м	42,5	36	29,5	23	16,5	10	
Средняя энергоёмкость бурения скважин в ряду, кВт·ч/м	до взрыва	2,7	2,5	2,65	2,8	2,65	2,65
	после взрыва	2,4	2,44	2,45	2,5	2,2	1,8
Снижение прочности массива, %	12	1,5	8	11,3	17	32	

В верхней части графика пунктирной линией представлено среднее значение крепости пород блока до взрыва, равное 2,65 кВт·ч/м. Колебания средних значений энергоёмкости в рядах скважин (линия A) от среднего в целом по блоку составили по максимальному значению 2,8 кВт·ч/м, или 5 %, и по минимальному 2,5 кВт·ч/м, или 6 %. Таким образом, несмотря на высокую неоднородность пород, установленную в результате измерений по отдельным скважинам (коэффициент вариации 38 %), усреднение по рядам дает оценку, приближающуюся по абсолютному значению к среднему значению энергоёмкости по блоку с отклонением $\pm 5-6\%$.

Средние значения энергоёмкости бурения по рядам скважин после взрыва смежного блока, представленного на рис. 29 последним рядом скважин, показаны на графике сплошной линией. Заштрихованная зона и приведенные в ней цифры характеризуют абсолютные и относительные значения снижения крепости массива под воздействием волны напряжений и упругой волны, распространившихся от взрыва. Наиболее значительное (на 32 %) снижение энергоёмкости бурения массива зафиксировано по шестому ряду скважин, максимально приближенному к месту взрыва. С удалением от места взрыва снижение крепости пород становится менее интенсивным, достигая минимального значения 1,5 % на расстоянии 36 м (II ряд). По первому ряду отмечено резкое (на 12 %) уменьшение крепости пород по сравнению с первоначально зафиксированной. Этому интересному явлению может быть дано ТОЛЬКО одно наиболее вероятное объяснение. Упругая волна при движении по массиву доходит до границы полупространства, представленной поверхностью забоя, и, отразившись от нее, преобразовывается в волну растяжения. В результате разгрузки напряженного массива происходит раскрытие макротрещин, способствующее снижению его прочности в этой области.

Изменение физико-механических свойств массива, зарегистрированное при измерении энергоёмкости бурения на глубинах 7—15 м, обусловлено прохождением по блоку слабых волн напряжений и упругих волн. Действие слабой волны напряжений, вероятнее всего, распространялось до IV ряда, удаленного на 23 м, или на 190 г от источника энергии. В этой области наряду с раскрытием макро- и микротрещин можно предполагать также развитие радиальных трещин, в совокупности приведших к резкому снижению прочности пород и массива.

Далее по массиву за пределами 190 г отмечено менее значительное ослабление его свойств, убывающее от 11 до 1,5 %, что может быть объяснено прохождением в этой области упругой ВОЛНЫ.

Таким образом, этот масштабный эксперимент повторяет описанные выше изменения физического состояния массива, зафиксированные при изучении скоростей распространения продольных волн и энергоёмкости бурения. Физическая природа, качественные и количественные закономерности разрушения массива во всех

случаях **ОДИНАКОВЫ** и могут быть представлены в виде **ОПРЕДЕЛЕННОЙ** математической модели.

При составлении математической модели изменения физического состояния массива под воздействием взрывных работ необходимо исходить из предположения, что в некоторой его части свойства пород остаются практически неизменными. Очевидно, это условие относится к тем точкам массива, которые в наибольшей мере удалены от источников возмущения. Поэтому достаточно представительными для оценки свойств массива в ненарушенном состоянии можно полагать измерения C_p^M или e , выполненные на уровне подошвы уступа и на расстоянии 10—12 м от его забоя, т. е. в целике.

Изменение свойств массива по глубине под воздействием **ВЗРЫВА** вышележащего горизонта и в плане под воздействием взрыва смежных блоков происходит таким образом, что в каждом **СЛУЧАЕ** фиксируется три зоны с определенными границами. Наличие трех зон хорошо согласуется с особенностями и механизмом **РАЗРУШЕНИЯ** пород и массива в соответствии с утвердившейся в последнее время зонной теорией действия взрыва, развитой в исследованиях В. Н. Родионова, Н. Н. Казакова, Э. И. Ефремова, В. С. Кравцова и др.

При анализе графиков, приведенных на рис. 7 и 29, видно, что закономерности изменения состояния массива и границы этих зон в каждом конкретном случае различны и зависят от крепости и трещиноватости пород. Поэтому для составления более общей математической модели необходимо использовать результаты статистической обработки большого числа измерений, в которой нивелируются частные признаки и проявляются более общие закономерности и **СВЯЗИ**.

Так, на рис. 7 приведены результаты статистической обработки поинтервальных значений энергоемкости бурения 70 скважин, пробуренных в самых различных породах Кальмакырского карьера (кривая 1). Средневзвешенные данные позволили получить плавную кривую нарастания энергоемкости с глубиной в интервале от 1 до 16 м, которая аппроксимируется уравнением вида

$$e_B = 0,5e_{ц}H^{0,26}, \quad (8.7)$$

где $e_{ц}$ — значение энергоемкости, измеренное в целике на уровне подошвы уступа, кВт·ч/м; H — глубина от поверхности горизонта, м.

Как уже отмечалось, физическое состояние массива изменяется также под воздействием взрыва смежных блоков, т. е. при прохождении волн напряжений и упругих волн в горизонтальной плоскости. Этот фактор может быть выражен количественно на тех же принципиальных положениях по результатам **ИЗМЕРЕНИЙ** энергоемкости бурения ИЛИ скорости звука по **РЯДАМ** скважин.

В этом отношении наиболее представительный и объемный материал получен в эксперименте, **ОТБРАЖЕННОМ** на рис. 30 и в табл. 34. Математическая обработка результатов измерений энер-

гоемкости бурения по рядам скважин после взрыва смежного блока показала, что ее изменение с расстоянием от места взрыва подчиняется зависимости вида

$$e_r = 0,34e_{ц}L^{0,32}, \quad (8.8)$$

где L — расстояние от последнего ряда скважин предыдущего блока, м.

Таким образом, если рассматривать конкретный технологический блок, то **ИЗМЕНЕНИЕ** его состояния под воздействием взрывных работ определяется совокупным влиянием нагрузок как по вертикали, так и по горизонтали. При этом необходимо учесть, что глубина и интенсивность разрушения в том и в другом случае будут зависеть от энергии возмущения, т. е. удельного расхода ВВ на смежных блоках. Статистическая обработка результатов оценки состояния массива по данным сейсмоакустических исследований и энергоемкости бурения позволила представить пространственное изменение его прочностных свойств в виде

$$x_i = 0,115x_{ц} (H/q_B)^{0,26} (L/q_r)^{0,32}, \quad (8.9)$$

где $x_{ц}$ — показатель физического состояния ненарушенного массива, измеренный на расстоянии не менее 10—12 м от открытых поверхностей уступа; H — глубина от поверхности уступа, м; L — расстояние от последнего ряда скважин смежного блока, м; q_B — удельный расход ВВ при взрыве вышележащего блока, кг/м³; q_r — удельный расход ВВ при взрыве смежного блока, кг/м³.

Подставляя вместо $x_{ц}$ измеренный показатель, например e (кВт·ч/м) или C_p (км/с), можно определить изменение **ЭТИХ** свойств в объеме блока и тем самым составить общее представление о степени его нарушенности под воздействием взрывных работ (рис. 31).

Анализ этой модели позволяет сделать ряд предположений и выводов относительно предельных значений физического **СОСТОЯНИЯ** массива, обусловленных ведением горных работ.

1. Зона дробления пород, характеризующаяся абсолютной потерей связи между раздробленными отдельностями, распространяет-

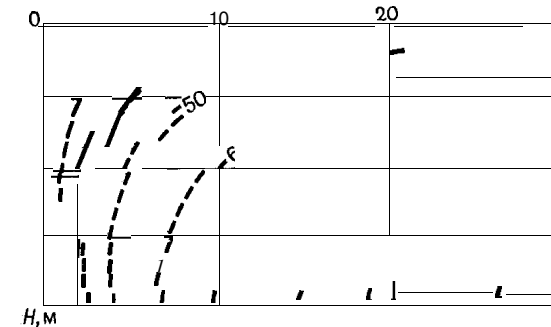


Рис. 31. Изолинии остаточной прочности пород на уступе карьера

ся до границы, определяемой изолинией 50 % первоначальной крепости массива. Таким образом, если какие-либо физические параметры массива (скорость продольной волны, энергоемкость бурения) в некоторой области находятся в пределах до 0,5 от измеренных в ненарушенном массиве, то эту зону можно относить к сыпучей среде. Характерной особенностью этой зоны является то, что ее нижняя граница зависит также от энергии источника разрушения.

В общем случае глубина зоны дробления определяется как

$$r = \sqrt[n]{P_n / \sigma_i},$$

где P_n — начальное давление на стенках зарядной камеры;
 $\geq \sigma_{\text{раз}}$ — текущее давление (напряжение) на фронте волны, которое должно быть больше или равным предельному значению сопротивляемости породы разрушению; n — показатель степени затухания энергии волны с расстоянием.

Отсюда следует, что начальное давление, определяемое энергетическими и детонационными параметрами заряда, играет существенную роль в размере зоны дробления.

2. Зона разрушения фиксируется в условных границах между изолиниями 50 и 90 % первоначальной крепости массива. Напряжения на фронте слабой волны в этой области достигли критического уровня и недостаточны для эффективного дробления породы за счет преодоления сопротивления сжатию и сдвигу. Однако напряжения в слабой волне остаются вполне достаточными для поддержания роста радиальных трещин, развитие которых происходит за счет преодоления сил сопротивления породы растяжению. Поэтому глубина зоны разрушения в большей мере зависит от этой характеристики породы и в меньшей степени — от энергии заряда. Этот вывод подтверждается данными, приведенными на рис. 7. Несмотря на то что удельный расход ВВ в крепких крупноблочных массивах в 2—3 раза выше, чем в трещиноватых, глубина зоны разрушения значительно меньше именно в первом случае.

3. Зона сотрясения начинается с того уровня, где кончается рост радиальных трещин и свойства массива изменены под действием упругой волны за счет частичного раскрытия макро- и микро-трещин.

С позиций геомеханики прочностные свойства горных пород и массива в этой области можно считать практически неизменившимися.

Влияние массовых взрывов на массив горных пород с целью определения степени его нарушенности, устойчивости и других параметров изучалось М. Е. Певзнером, В. К. Рубцовым и другими исследователями. В работах В. К. Рубцова для этих целей использованы различные методы — по вместимости 1 м скважины, по объемной скорости бурения с глубиной и по рядам скважин, по степени раскрытия трещин и интенсивности фильтрации воды из скважины и др. Сопоставление показало, что, несмотря на использование косвенных показателей нарушенности массива, они в итоге

дают результаты, достаточно близко совпадающие с данными наших исследований.

Закономерности изменения свойств массива, установленные на основании расчетов по формуле (8.9), в полной мере справедливы лишь для пород однородных в петрофизическом и структурном отношении. Для неоднородных массивов общие закономерности сохраняются, но количественная картина в деталях становится более сложной.

Результаты этих исследований, обобщенные в виде зон относительной нарушенности массива (рис. 31), указывают на необходимость учета изменения его прочностных свойств в процессах горной технологии. Соответствующее изменение параметров буровзрывных работ, и особенно удельного расхода ВВ, позволит управлять интенсивностью и глубиной разрушения пород и использовать это явление в нужном направлении. Так, например, существует убеждение, что уменьшение перебура имеет только положительное значение, сокращая объем бурения, удельный расход ВВ и нарушение кровли нижележащего уступа. Однако, как показывает опыт, при этом резко возрастает выход негабарита из верхней части последующих уступов. Энергия заряда в перебуре не поглощается безрезультатно, а расходуется на дробление окружающей породы, и конечный практический эффект от этого действия зачастую превышает теоретический ущерб.

Значительные расстояния, на которых происходит осязательное изменение состояния массива, указывают также и на целесообразность снижения энергии и мощности зарядов при приближении горных работ к предельному контуру карьера или охраняемым объектам.

8.4. ПЕРСПЕКТИВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Статистические кривые распределения горных пород по удельной энергоемкости бурения разных месторождений, приведенные на рис. 25, свидетельствуют о наличии больших объемов горных пород, характеризующихся низкими прочностными свойствами и энергоемкостью разрушения. Математическое ожидание величины удельной энергоемкости шарошечного бурения составляет 1,5 кВт·ч/м, что в пересчете на выбуренный объем равно 33 кВт·м³. Такова средняя энергоемкость разрушения пород, слагающих верхние слои литосферы земной коры. Эти значения справедливы для условий диспергирования пород до уровня, при котором средний диаметр частиц равен 5 ± 1 мм. Показатель объемной энергоемкости разрушения может служить мерой сопротивляемости породы только при наличии этой характеристики гранулометрического состава или степени сокращения продукта, в противном случае он не несет никакой полезной информации.

Знание величины энергоемкости механического разрушения породы с известной степенью диспергирования позволяет на осно-

вании закона Риттингера рассчитать и предсказать энергоемкость ее разрушения при другом технологическом процессе с иной степенью дробления. Именно в этой возможности заключается основная ценность энергетического показателя.

Низкие значения энергоемкости бурения, зарегистрированные на месторождениях ПО «Якуталмаз», особенно в пределах кимберлитовых трубок, указывают на принципиальную возможность исключения комплекса буровзрывных работ и перехода на их механическое разрушение. Расчеты показывают, что технические, технологические и экономические преимущества этого способа в условиях алмазных месторождений или подобных им по крепости пород других месторождений очень значительны.

В последнее время на открытых горных работах за рубежом все более широкое распространение получает мобильная выемочно-погрузочная техника непрерывного действия. Толчком к ее развитию послужило успешное применение тракторных рыхлителей в сочетании с колесными скреперами. Эти комплексы на месторождениях, сложенных полускальными и слабыми скальными породами, позволили снизить стоимость выемки 1 м^3 горной массы на 15—20 % по сравнению с буровзрывным способом. Появление тракторных тягачей мощностью до 500 кВт расширило область применения этой технологии в породах с величиной коэффициента крепости $f = 10 \div 12$ или скоростью распространения продольных волн до 3000 м/с.

Однако тракторные рыхлители проводят разрушение массива по естественным макротрещинам, выворачивая на поверхность горизонта крупные отдельности, которые иногда требуют дополнительного дробления и затрудняют работу скреперов. Учитывая этот недостаток, в настоящее время создают агрегаты, способные разрушать породу в тонком слое и проводить ее подборку и погрузку в транспортные средства.

В литературе имеются сведения о конструкции и параметрах таких машин, используемых на предприятиях США, Бразилии, Австралии [39]. Наибольший интерес представляет выемочно-погрузочный агрегат фирмы «Гурон Мэнюфэччуринг» (США), смонтированный на четырех гусеничных тележках. За двумя передними поворотными гусеницами расположен вращающийся барабан диаметром 1,5—2,2 м и шириной 3,1—4,2 м, оснащенный длинными сменными резцами, расположенными по спирали. Гусеничные тележки снабжены гидравлической системой горизонтирования платформы, благодаря которой обеспечиваются необходимые заглабление барабана и толщина снимаемого слоя пород в зависимости от их прочностных свойств. Разрушенная порода поступает на приемный конвейер, а затем на разгрузочный. Машина применяется для тонкослойной выемки глин, сланцев и не слишком крепких горных пород. Фирма выпускает две модели подобных машин. Модель «1018» имеет массу 45 т и мощность привода 560 кВт, а машина модели «1224» соответственно 109 и 890 кВт. Производительность этих сравнительно небольших агрегатов составляет до 3000 $\text{м}^3/\text{ч}$.

Несмотря на очевидные преимущества таких агрегатов по сравнению с тракторными рыхлителями и скреперами, они имеют и определенные недостатки, ограничивающие область их применения. Разрушение пород резанием, используемое в этих машинах, отличается довольно высокой энергоемкостью, особенно при выемке пород с коэффициентом крепости $f = 6-8$ и выше. Процесс резания в таких породах сопряжен с интенсивным износом резцов и необходимостью их частой замены. В условиях нашей страны на производительность и эффективность использования машин и механизмов режущего типа большое влияние будет оказывать увеличение прочности пород и массива при низких температурах. Опыт эксплуатации мощных тракторных рыхлителей на карьерах Якутии и приисках Магаданской области показал, что при промерзании пород их производительность резко снижалась и учащались поломки зубьев.

Условия эксплуатации месторождений открытым способом и требования обеспечения большой производительности горного оборудования определяют необходимость принципиально нового подхода к конструкции выемочно-погрузочных машин непрерывного действия и технологии их применения. Способы разрушения пород и параметры горных комбайнов, используемых в настоящее время в шахтах и на карьерах, не удовлетворяют этим условиям и требованиям. Анализ показывает, что в горном машиностроении широко реализованы два основных способа разрушения пород — силовым резанием и динамическим ударом. Первый из этих способов используется в большинстве конструкций угледобывающих и породопроходческих комбайнов; разновидности динамического способа разрушения подробно рассмотрены в работе [40]. Технико-экономические показатели этих машин вполне удовлетворительно согласуются со специфическими особенностями их использования в условиях подземных горных работ: относительно невысокой производительностью, измеряемой десятками кубометров в смену, высокой степенью разрушения породы и соответственно высокими удельными энергозатратами. Ни один из этих количественных показателей не может соответствовать масштабам и условиям эффективного использования на открытых горных работах.

Сравнение различных способов разрушения горных пород по показателю удельных энергозатрат свидетельствует о том, что наиболее экономичным среди всех способов, удовлетворяющих условию непрерывности процесса, является шарошечный. Поэтому представляется целесообразным в агрегатах непрерывного действия, предназначенных для тонкослойной выемки полускальных горных пород, использовать способ разрушения, максимально приближенный к шарошечному. Однако при этом необходимо идти не по пути механического увеличения числа шарошек, как в комбайнах для проходки тоннелей и горных выработок, а в направлении увеличения их геометрических размеров. В практике горного машиностроения это направление не рассматривается в связи с тем, что увеличение размеров рабочего органа связано с обязательным

ростом давления, передаваемого на забой, и повышением мощности приводного двигателя. В условиях ограниченного подземного пространства такая задача далеко не всегда может быть технически реализована. В настоящее время на открытых горных работах масса экскаваторов непрерывного действия или шагающих драглайнов достигает нескольких тысяч тонн и растет опережающими темпами по сравнению с ростом их производительности. Высокая металлоемкость современных землеройных машин объясняется необходимостью размещения в конструктивном объеме **СИЛОВЫХ** и транспортирующих устройств, механизмов копания и шагания и т. д. Таким образом, основная часть этой массы является балластом, осложняющим эксплуатацию, ремонт и **ПОВЫШАЮЩИМ** стоимость машины. При создании мобильной техники имеется возможность использования этой пассивной массы в качестве составляющей активной разрушающей нагрузки. В технике имеется только один пример полезного использования большой **МАССЫ** — в ледокольных судах. Не вдаваясь в детали процесса и количественные характеристики агрегата, можно сформулировать **следующие** общие принципы его устройства и работы.

1. Агрегат должен обладать массой, достаточной для обеспечения удельных нагрузок на разрушающий орган, превышающих прочностные характеристики породы.

2. Гранулометрический состав продуктов разрушения должен соответствовать условию минимальной энергоемкости процесса.

3. Объем разрушаемой в единицу времени породы должен обеспечивать высокую производительность агрегата при соблюдении требований технологии тонкослойной выемки.

4. Капитальные и удельные затраты при технологии тонкослойной выемки в сопоставимых условиях должны быть меньше, чем при буровзрывном способе разрушения и экскаваторной выемке горной массы.

В соответствии с перечисленными выше требованиями применительно к условиям разработки месторождений объединения «Якуталмаз» ОНИЛ ФПИ была разработана конструкция и определены основные параметры агрегата для непрерывного механического разрушения кимберлитов и полускальных вмещающих пород (рис. 32). Агрегат состоит из передней и задней платформ, сочлененных между собой с помощью вертикальной оси *1*. Передняя платформа опирается на массивный цилиндрический горизонтально расположенный барабан *4*, снабженный по всей поверхности зубьями *5*, армированными наконечниками из износостойкой стали. На передней платформе расположены: силовая дизель-генераторная установка *2*, приводная станция переднего барабана, включающая двигатель постоянного тока *8*, редуктор *7* и ведущую звездочку передачи *6*, кабину оператора *3* и пульт управления.

К нижней стороне передней платформы прикреплены опорные гидравлические домкраты *9* для подъема платформы и вывешивания барабана на случай ремонтов, а также **два** отвальные лемеха *10*, предназначенных для сгребания разрушенной породы в про-

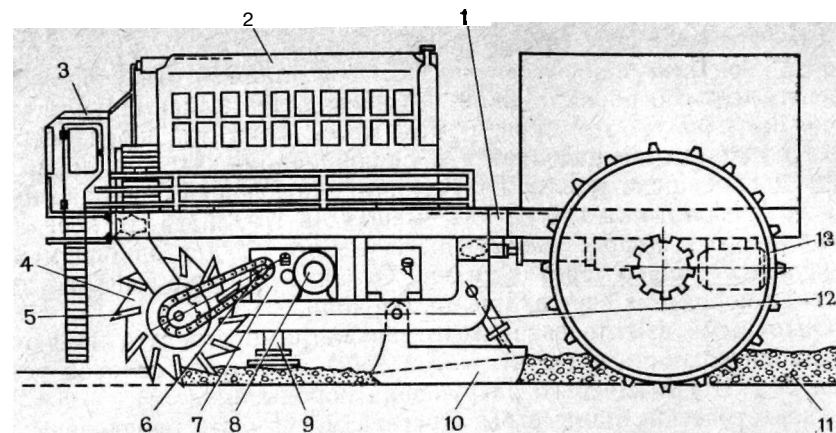


Рис. 32. Схема агрегата для непрерывного механического разрушения полускальных горных пород

долный вал *11*, пропускаемый между задними колесами комбайна. Отвальные лемехи могут подниматься или опускаться в рабочее положение с помощью гидроцилиндров *12*.

Задняя платформа опирается на приводную ось двух массивных колес большого диаметра *13*. На платформе размещены: маслостанция, двигатель постоянного тока с редуктором и дифференциалом. В нижней части платформы размещены гидроцилиндры, с помощью которых осуществляется поворот всего комбайна относительно его вертикальной оси *1*.

Передний барабан совмещает функции рабочего органа и двигателя. Благодаря большой массе барабана (свыше 200 т) и дополнительной массе, создаваемой передней платформой с размещенными на ней агрегатами, на кромке зуба, контактирующего с породой, развивается давление порядка 250 МПа. При предельном значении $\sigma_{сж} = 120$ МПа такое усилие достаточно для частичного внедрения зуба и начала разрушения породы. Основной объем разрушения обеспечивается за счет сил скола, создаваемых при вращении барабана.

Характерными особенностями агрегата, отличающими его от других колесных машин, являются следующие признаки:

передний барабан выполняет одновременно две функции: переднего двигателя и разрушающего устройства;

с целью повышения эффективности разрушения породы барабан вращается с большей линейной скоростью, чем задние колеса.

Благодаря кинематической разобщенности барабана при его вращении создается эффект проскальзывания, способствующий сколу породы. Таким образом, разрушение породы производится за счет одновременного воздействия высокого давления, передаваемого массой агрегата через зубья барабана, и силового скола, обеспечиваемого его ускоренным вращением.

Зубья барабана размещены вдоль его образующей со смещением относительно друг друга таким образом, что образуют винтовую линию. Благодаря этому достигается плавный без ударов ход агрегата и, что особенно важно, обеспечивается максимальное давление на породу, так как при этом масса агрегата, передаваемая через барабан, распределяется в любой промежуток времени на минимальное число зубьев. Так, если по образующей барабана имеется 10 зубьев и каждый из них смещен на 1/10 шага, то передача нормального к породе сжимающего усилия будет одновременно происходить только через один зуб. Остальные 9 уже **выйдут в фазу** скола породы за счет вращения барабана.

Основными взаимосвязанными параметрами агрегата являются производительность Q ($\text{м}^3/\text{ч}$), масса P (т), мощность силовой установки N (кВт) и качество разрушения породы $d_{\text{ср}}$ (мм).

Энергетические параметры агрегата могут быть определены по его заданной производительности, которую следует принять не меньшей, чем у экскаватора ЭКГ-12,5, обладающего следующими главными характеристиками, которые приведены ниже.

Производительность, $\text{м}^3/\text{ч}$	500
Мощность сетевого двигателя, кВт	708
Масса, т	660
Производительность, млн. $\text{м}^3/\text{год}$	2,5

Агрегат по принципу работы относится к механизмам, предназначенным для разрушения и выемки полускальных пород тонкими слоями. При эффективной глубине разрушения породы 0,15—0,25 м и ширине переднего барабана 5 м скорость движения агрегата ($\text{м}/\text{ч}$) для обеспечения проектной производительности на уровне 500 $\text{м}^3/\text{ч}$ должна быть

$$V = Q/(bm) = 400—675,$$

где b — ширина барабана, м; m — толщина (мощность) разрушаемого СЛОЯ, м.

При мощности слоя в указанных пределах средний диаметр кусков разрушенной горной массы составит 0,15—0,1 м. Для руд и пород с удельной энергоемкостью шарошечного бурения 15—45 $\text{кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$ затраты энергии при разрушении до указанной степени диспергирования согласно закону Риттингера будут в 15—20 раз меньше и не превысят 1,5—2 $\text{кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$. Следовательно, общий расход энергии на разрушение в объеме часовой производительности агрегата составит

$$F = Q_e = 750 \div 1000 \text{ кВт}\cdot\text{ч}.$$

Так как разрушение происходит при движении агрегата и под воздействием его массы, часовой расход энергии является в то же время показателем минимально необходимой мощности силовой установки. Приняв неучтенные расходы энергии, обусловленные потерями в узлах и на привод гидросистемы, равными 20 %, получим полную величину установленной мощности на уровне 1200 кВт.

Расчеты показали, что полная масса агрегата, необходимая для обеспечения заданной производительности и качества разрушения, должна находиться в пределах 600—660 т с распределением между передним и задним двигателями в соотношении 48 : 52 %.

В соответствии с детальным расчетом параметров агрегата выполнен выбор силовой установки и отдельных приводов по условию максимальной унификации с использованием систем и узлов серийно выпускаемых машин. В качестве силовой установки принят дизель-генераторный комплекс тепловоза ТЭ-3 со следующими основными параметрами.

<i>Дизель 2Д-100</i>	
Номинальная мощность, кВт	1470
Число цилиндров	10
Частота вращения вала, мин^{-1}	850
Удельный расход топлива, $\text{г}/(\text{кВт}\cdot\text{ч})$	230
	19
<i>Генератор МГТ-99/47А</i>	
Номинальная мощность, кВт	1350
Напряжение номинальное при длительном	
	550
Ток длительный, А	2460
	7,6

В качестве привода переднего барабана в соответствии с расчетными характеристиками выбраны электродвигатели постоянного тока ДПЭ-102.

Мощность, кВт	400
Напряжение, В	460
Частота вращения ротора, мин^{-1}	850

Два двигателя по одному на каждую сторону барабана. Двигатели ДПЭ-102 используют в качестве двигателей главной лебедки для подъема ковша экскаватора ЭКГ-12,5.

Ввод агрегата в эксплуатацию требует предварительной планировки карьерного поля, например, с помощью тракторных рыхлителей и скреперов. Работа агрегатов, число которых определяется их производительностью и планируемой производительностью карьера, начинается от его промежуточного контура к центру.

За работающими агрегатами остается разрушенная порода, собранная с помощью лемехов в продольные валки. Порода из валков грузится в автосамосвалы колесными погрузчиками и доставляется к магистральным конвейерам или другим видам непрерывного транспорта, например, трубопроводного.

После прохода плоской спирали от контуров к центру начинается обратное движение от центра к периферийным частям карьера. При этом разрушается следующий тонкий слой горной породы. Преимущества такой схемы отработки месторождений, сложенных породами и рудами ниже средней крепости, состоят в следующем.

1. Отпадает необходимость ведения буровзрывных работ, а вместе с ними — доставки ВМ, строительства базисных и расходных складов, использования буровых станков и т. д.

2. Исключено отрицательное влияние массовых взрывов на уступы и борта карьера, что обеспечивает возможность их отстройки под более крутыми углами (на 5—10 °С) с уменьшением объема вскрышных работ.

3. В связи с более мелким дроблением полезного ископаемого могут быть созданы благоприятные условия для использования поточных видов транспорта (конвейерного, трубопроводного), а также исключена необходимость крупного и среднего дробления на фабриках.

4. Агрегат может быть полностью автоматизирован и осуществлять движение и работу с помощью дистанционного управления.

В данной конструкции агрегата предусмотрено только разрушение породы и сгребание ее в продольный валок с последующим использованием колесных погрузчиков и автосамосвалов либо подборки и транспортировки с помощью самоходных скреперов и грейдер-элеваторов. Агрегат может быть также оснащен средствами погрузки разрушенной породы в параллельно идущие транспортные сосуды. Однако такой вариант менее целесообразен, так как при его использовании работа агрегата будет поставлена в зависимость от подачи транспорта.

Анализ показывает, что подобные агрегаты и технологические схемы тонкослойной выемки могут использоваться не только на алмазных месторождениях, но также на карьерах других отраслей, обрабатывающих месторождения или их участки с полускальными породами с коэффициентом крепости до 10—12 или со значениями удельной энергоемкости шарошечного бурения до 40—45 кВт·ч/м³. При этом может быть достигнут значительный экономический эффект, который обеспечивается за счет резкого сокращения капитальных затрат, снижения стоимости разрушения горной массы на 25—30 %, использования средств непрерывного транспорта и уменьшения объемов вскрышных работ:

9. ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ ПОДХОД К ПРОБЛЕМЕ ПРОЧНОСТИ И РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

9.1. ПРИНЦИПЫ ТЕРМОДИНАМИКИ В ПРИЛОЖЕНИИ К ПРОЦЕССАМ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

В последнее время к анализу вопросов разрушения горных пород и массивов все чаще стали привлекать основные законы термодинамики. Термодинамика есть феноменологическая теория макроскопических процессов, сопровождающихся превращениями энергии. Предметом изучения термодинамики являются закономерности превращения энергии в различных физических, химических и других процессах, поэтому термодинамика представляет собой в самом общем смысле науку об энергии [41]. В соответствии с этой формулировкой энергетический подход к анализу любых технологических процессов горного производства, связанных с разрушением породы, можно рассматривать с позиций общих законов термодинамики. Важной особенностью термодинамики является использование среди прочих видов энергии внутренней энергии тел и целых термодинамических систем.

Термодинамической системой называют совокупность материальных тел, взаимодействующих между собой и с окружающей средой.

Термодинамические системы разделяют на гомогенные, или однородные по химическому составу и физическим свойствам (например, чистые минералы), и гетерогенные — состоящие из двух или более гомогенных областей. Внутри гетерогенной системы имеются поверхности раздела гомогенных фаз, которые могут быть разделены механическим путем. Таким образом, все горные породы представляют собой гетерогенные термодинамические системы, обладающие определенным уровнем внутренней энергии.

Любая физическая система или материальное тело, в том числе горная порода или массив, обладает энергией E , представляющей сумму кинетической энергии движения системы E_k , потенциальной энергии E_p , обусловленной наличием силовых полей, например гравитационного поля, и внутренней энергии E_v

$$E = E_k + E_p + E_v. \quad (9.1)$$

Внутренняя энергия не связана с движением всей системы как целого или действием окружающей среды. Она является важнейшей характеристикой внутреннего состояния макроскопического тела. Ее величина определяется как среднее значение полной энер-

гии всех частиц тела. Если тело состоит из N классических материальных точек, то

$$E_{\text{в}} = \sum_{i=1}^N \frac{m_i v_i^2}{2} + \bar{U}, \quad (9.2)$$

где m_i , v_i — соответственно масса и скорость i -й частицы; \bar{U} — потенциальная энергия взаимодействия частиц друг с другом и с внешним полем.

В общем случае внутренняя энергия системы включает ее собственные ресурсы, заключенные в ней самой и обусловленные ее составом, строением и характером силовых полей. В качестве составных элементов во внутреннюю энергию кроме кинетической энергии хаотического движения молекул и потенциальной энергии их взаимодействия входят также внутримолекулярные запасы, а также энергия межатомного пространства системы. Перечисленные компоненты $E_{\text{в}}$ однозначно зависят от химического состава системы, ее строения, температуры и объема.

Для твердых тел, и в первую очередь горных пород, внутренняя энергия зависит также от их формы, так как частицы твердого тела локализованы на своих местах в кристаллической структуре.

Из-за множества факторов и параметров аналитический расчет внутренней энергии макроскопических тел представляет известные трудности. Что касается кристаллических веществ, то приближенное представление об их внутренней энергии можно получить на основании определения энергии кристаллической решетки. Такой расчет может быть выполнен, в частности, по методике А. Е. Ферсмана, согласно которой энергия кристаллической решетки для минерала из n ионов

$$U_{\text{кр}} = 256,1 (\mathcal{E}K_1 + \mathcal{E}K_2 + \dots + \mathcal{E}K_n).$$

В этой формуле $\mathcal{E}K$ — энергетический коэффициент. Для мало-зарядных ионов $\mathcal{E}K = \omega^2/2r$, где ω — валентность иона; r — его радиус.

Существующие методы расчетов являются приближенными и дают лишь ориентировочные представления о фактической величине энергий кристаллической решетки, а значит, и о внутренней энергии минерала. Трудность количественного расчета $E_{\text{в}}$ не снижает ценности этого термодинамического понятия, так как оно позволяет дать вполне логичное объяснение связи между энергией образования породы и энергией ее разрушения в технологических процессах горного производства.

В соответствии с геоэнергетической теорией А. Е. Ферсмана механическая прочность пород коррелирует с энергией кристаллической решетки, которая в конечном итоге отражает энергетические уровни элементов минералов и условий их образования.

Разрушение горных пород и руд в процессах добычи (бурение, взрывание) и переработки (дробление, измельчение) сопровождается затратами механической энергии. Механическая энергия, пе-

редаваемая породе при ее разрушении, расходуется в общем случае на следующие формы:

$$E = E_1 + E_2 + E_3 + E_4 + E_5 + E_6, \quad (9.3)$$

где E_1 — энергия упругих деформаций; E_2 — энергия пластических деформаций; E_3 — поверхностная энергия диспергированных частиц; E_4 — тепловая энергия; E_5 — кинетическая энергия, сообщенная продуктам измельчения; E_6 — энергия, затраченная на изменение химической активности материала, электрического потенциала, группирование дислокаций и т. д.

Аналитическое определение долевых затрат подведенной энергии в настоящее время не представляется возможным. Именно поэтому основное внимание при исследовании процессов разрушения уделяется экспериментальным методам. Вместе с тем эмпирический подход не исключает попыток теоретического решения вопроса, а наоборот, позволяет получить новый экспериментальный материал для проверки существующих гипотез и их дальнейшего совершенствования с целью разработки единой теории разрушения.

Энергетический баланс деформирования горной породы может быть выражен в виде первого закона термодинамики, т. е. закона сохранения и превращения энергии. Пользуясь этим положением, рассмотрим в общем виде процесс разрушения породы при бурении.

При бурении некоторый объем горной породы, обладающий определенным запасом внутренней энергии, подвергается воздействию внешней силы, передаваемой породе буровым наконечником. Известно, что действующая внешняя сила увеличивает энергию системы. Если рассматривать этот процесс за ограниченный промежуток времени t , то можно предположить с известным допущением, что внешняя механическая энергия долота $E_{\text{д}}$ полностью перешла во внутреннюю энергию взаимодействующих тел согласно уравнению баланса энергии (9.1).

Из всех слагаемых решающее значение имеют затраты, связанные с переходом механической энергии в тепловую и поверхностную энергию продуктов разрушения.

Тепловая энергия, возникающая в зоне контакта зубка с породой, частично способствует ее тонкому разрушению, а частично выносится из забоя с воздушно-водяной смесью и в продуктах разрушения. Действительно, в соответствии с кинетическим подходом разрушение рассматривается как процесс постепенного накопления нарушения сплошности, в котором решающую роль играют тепловые флуктуации. По этой гипотезе [4] процесс разрушения развивается с момента приложения нагрузки и состоит в разрыве межатомных связей, обусловленном тепловыми флуктуациями. В этом случае понятие предела прочности не имеет физического смысла. Вместо него основной величиной, характеризующей интегральную скорость разрушения при данной нагрузке и температуре, становится долговечность — время от момента приложения нагрузки до разрушения кристалла на части. Таким образом, кинетическая

часть внешней энергии не ограничивается **только** тепловым **рассеиванием**, но частично трансформируется в работу образования новой поверхности или в поверхностную **энергию** микрочастиц.

Потенциальная часть внешней энергии преобразуется в поверхностную энергию продуктов диспергирования. Поверхностная энергия складывается из работы образования новой поверхности, т. е. работы, необходимой для преодоления энергии связей внутри кристаллической решетки и перевода частиц из объема фазы в поверхностный слой, и теплового эффекта, связанного с этим **процессом**. Согласно известным термодинамическим соотношениям

$$E_s = \sigma + q \sigma - T(d\sigma/dT), \quad (9.4)$$

где σ — удельная свободная поверхностная энергия; q — скрытая теплота (связанная энергия) единицы площади поверхности; T — абсолютная температура; $d\sigma/dT$ — удельная поверхностная **энтропия**.

Таким образом, при образовании новой поверхности часть потенциальной энергии, в свою очередь, переходит в тепловую энергию, которая также выносится из забоя и рассеивается.

Образование макрочастиц можно объяснить в соответствии с распространенной статической теорией хрупкого **разрушения**, развитой в работах Гриффитса. При этом процесс рассматривается как критическое событие мгновенной потери сплошности по достижении предельной нагрузки (предела прочности). В этой теории влияние теплового движения атомов и молекул на прочность не рассматривается. Совместный анализ показывает, что в реальном процессе кинетическая теория и теория хрупкого разрушения имеют равные права на участие в анализе причинно-следственных связей в зависимости от масштаба и уровня разрушения. Кинетический подход в большей мере является справедливым при изучении разрушения на внутрикристаллическом уровне, что наиболее вероятно в зонах непосредственного контакта разрушающей нагрузки (бурового наконечника, удара газов взрыва, плиты **дробилки**, стержня или шара мельницы) с породой.

Теория хрупкого разрушения Гриффитса исходит из наличия в среде множества мелких **трещин** — структурных дефектов, механически ослабленных мест. Математическая модель, разработанная Гриффитсом, согласуется с фактически наблюдаемыми низкими значениями прочности пород. Область применения этой модели следует отнести к **разрушению**, протекающему на некотором удалении от непосредственного контакта источника **натружения с породой**. Соответственно и энергетический уровень разрушения в этой области будет значительно более низким.

Таким образом, можно предположить, что с удалением от зоны непосредственного контакта силового поля с породой происходят не только качественные изменения в механизме разрушения, но меняются также и его количественные характеристики. Иллюстрацией, подтверждающей справедливость этого положения, служит диаграмма Хукки (см. рис. 2). И хотя эта диаграмма построена

для характеристики областей использования законов дробления, она тем не менее дает представление об энергоемкости разрушения в функции крупности продуктов диспергирования.

В **реальных** процессах разрушения, например при бурении и взрыве, дисперсный состав продуктов крайне **неоднороден** — от пылевидных частиц диаметром в несколько микрометров до 10—15 мм при бурении и 1,5—3 м при взрывании. Следовательно, образование частиц, кусочков и кусков разного размера происходит при различном механизме и на разных энергетических уровнях, а поверхностная энергия разрушения одной и той же породы является величиной, существенно зависящей от масштаба разрушения (степени диспергирования).

Внешняя энергия, сообщаемая породе при бурении, взрыве или другом способе разрушения, в соответствии с термодинамической терминологией переводит систему из одного состояния в другое. При этом происходит возрастание так называемой свободной энергии системы, которое согласно первому началу термодинамики имеет **вид**

В этом уравнении величина A представляет собой сумму обобщенных работ, характеризующих количественную меру взаимодействия системы с внешним источником. При шарошечном бурении это будет чисто механическая работа, при термодинамическом способе проведения скважин и взрыве — **сочетание** механического и теплового воздействия и т. д.

В термодинамике величина A рассматривается состоящей из двух слагаемых. К первому слагаемому относится работа, связанная с расширением или уменьшением объекта системы, измеряемая произведением PV . Ко второму относится вся остальная внешняя работа E .

Хотя такое рассмотрение исходит из классической термодинамики, не будет большой ошибкой использование этих принципов и в **приложении** к бурению и другим процессам горного дела. Если взять некоторый объем породы V , который предстоит разбурить при проведении скважины и взорвать впоследствии, то помимо внутренней энергии E_v , определяющей его прочность, ему будет свойствен дополнительный запас энергии в виде произведения PV . Количественное значение дополнительной энергии будет зависеть от давления P , т. е. от глубины, на которой находится этот объем U . Высокое давление на больших глубинах способствует упрочнению породы, так как при этом происходит закрытие дефектов и трещин, приводящее к увеличению сил сцепления и, как следствие, возрастанию поверхностной энергоемкости разрушения. Справедливость этого положения хорошо иллюстрируется сравнением энергоемкости бурения скважин на карьерах и при бурении на **нефть и газ**. В первом случае даже при бурении **очень крепких** пород полный расход энергии редко превышал 100-130 кВт·ч/м³, во втором, по данным М. И. Фоменко [11], на глубинах 2000 и более

метров расход энергии электробуром в осадочных породах невысокой крепости доходил до 350—400 кВт·ч/м³.

Расчет внутренней энергии гетерогенной термодинамической системы, каковой является любая горная порода, в настоящее время не представляется возможным. Тем не менее может быть дана относительная оценка внутренней энергии разных пород по величине удельных затрат энергии на выбуривание единицы объема шпура или СКВАЖИНЫ. С использованием основных положений термодинамики возможно логичное объяснение связи между энергией образования и разрушения пород. Эти соотношения подтверждают справедливость геоэнергетической теории А. Е. Ферсмана и энергетического подхода к оценке сопротивляемости пород разрушению в технологических процессах горного производства и обогащения.

Накопление сведений об энергоемкости бурения пород при достаточном числе измерений позволит получить представление об относительной величине внутренней энергии больших массивов горных пород, в том числе и объемах, представляющих собой целые месторождения.

9.2. ПРИНЦИПЫ ТЕРМОДИНАМИКИ В ПРИЛОЖЕНИИ К АНАЛИЗУ СТАТИСТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Статистические модели месторождений (см. рис. 25), в основе которых лежит плотность распределения удельной энергоемкости разрушения пород при шарошечном бурении, с полным основанием можно рассматривать в качестве представительных характеристик конкретных участков земной коры. По статистической сути они представляют собой отдельные выборки с достаточно большим числом проб, полученных с соблюдением постоянства условий их отбора. Испытания прочностных свойств пород по величине удельной энергоемкости бурения выполнены на десяти карьерах при общем числе проб, превышающем 15 тыс.

Большие объемы выборок, полученные на каждом объекте, вполне достаточны для анализа распределения прочностных свойств пород в пределах карьерного поля и их сопоставления с зависимыми энергетическими, техническими и экономическими параметрами технологических процессов. Такой анализ выполнен в работе [8].

Определения удельной энергоемкости бурения, выполненные по единой методике на карьерах, разрабатывающих месторождения разных генетических типов, находящихся в разных регионах, а следовательно, и с различными горно-геологическими условиями, позволяют произвести их совокупный анализ. При этом большое количество опытных данных допускает рассмотрению их в качестве достаточно представительной выборки из генеральной совокупности, которой являются породы верхней части земной коры (см. подразд. 2.1).

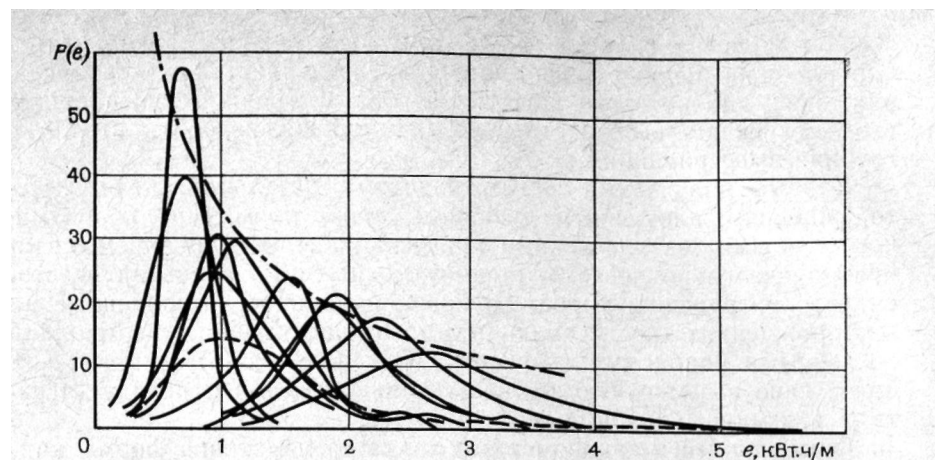


Рис. 33. Сводный график статистических кривых распределения энергоемкости разрушения пород при бурении на различных месторождениях с обобщающей экспонентой

Особый интерес представляет результат объединения статистических кривых распределения энергоемкости бурения разных месторождений на графике в единой системе координат (рис. 33). Характер этого распределения такой, что через вершины статистических моделей с некоторым допущением может быть проведена объединяющая кривая, представляющая собой часть симметричной гиперболы. Для графика, на котором крепость пород выражена в размерности кВт·ч/м³, уравнение гиперболы достаточно хорошо соответствует выражению

$$p = 790/e. \quad (9.5)$$

Закономерный характер убывания вероятности с ростом среднего значения крепости пород обусловлен наличием связи между средней и предельной величиной энергоемкости разрушения. Среднее значение крепости пород растет одновременно с ростом верхнего предела крепости, при этом на любом месторождении всегда имеются участки, на которых крепость пород стремится к нулю. Такая связь определяет гармоничный характер убывания вероятности среднего значения прочностных свойств пород на месторождении с ростом верхнего предела их прочности. Соответственно меняется и форма кривых распределения или форма его статистической модели.

При анализе причин, определяющих различие в характере распределений и таких его параметров, как математическое ожидание и размах, обращает внимание факт их тесной связи с возрастом и происхождением горных пород. Наиболее энергоемкими во всех случаях оказывались относительно молодые магматические и метаморфизованные породы, а наименее энергоемкими — осадочные или древние магматические. Производя измерения энергоемкости разрушения, мы определяем характеристики пород на их совре-

менном уровне, т. е. «остаточную» прочность пород. В этом отношении наиболее ценную информацию представляет Саякское месторождение, для которого характерны большое количество диоритовых даек позднего возраста и незначительная, не более 40—50 м, глубина выветривания.

Данные, полученные по Коунрадскому и Кальмакырскому месторождениям, сложенным древними магматическими породами, нарушенными тектоническими процессами и выветриванием, сдвинуты значительно левее, в сторону пониженных значений энергоемкости разрушения пород. Наконец, измерения, выполненные на месторождениях, представленных преимущественно гипергенными осадочными породами (карьеры ПО «Якуталмаз»), имеют еще более явно выраженную тенденцию приближения к началу отсчета, т. е. к минимальной прочности пород.

Гармоничный и закономерный характер изменения формы кривых распределений позволяет рассматривать их в качестве иллюстрации изменения прочности пород во времени. Левая ветвь объединяющей кривой, асимптотически приближающаяся к оси ординат, характеризует будущее значение крепости пород, а правая часть, уходящая в область высоких значений энергоемкости разрушения, — ее предшествующую величину.

Такой подход позволяет оценивать прошлое, текущее и будущее значения прочности пород с единых позиций истории Земли, а для качественного и количественного описания процессов ее изменения использовать основные положения статистической термодинамики.

Практически все природные процессы являются необратимыми. Согласно второму началу термодинамики в необратимых неравновесных процессах энтропия возрастает при условии изолированности макросистемы. Применительно к техногенным процессам разрушения закон возрастания энтропии может быть применен только в том случае, если будет соблюдено условие изолированности системы. Термодинамика допускает набор таких систем, который удовлетворял бы этому условию. Для процессов добычи и переработки закон возрастания энтропии справедлив в том случае, если энергия разрушения получена вследствие преобразования внутренних энергетических ресурсов Земли (угля, нефти, газа, урана, термальных источников) в электрическую энергию и механическую работу.

Несколько сложнее обстоит дело с разрушением пород в процессах эрозии, которые в основном происходят под влиянием энергии Солнца, являющейся внешней по отношению к Земле. Сейчас нет данных, которые позволили бы высказать определенное суждение об уменьшении или увеличении энтропии Земли. Считается, что Земля получает, производит и излучает энтропию [42]. Тем не менее некоторые общие положения термодинамики позволяют сделать заключение о том, что разрушение горных пород и массивов под воздействием природных факторов ведет к увеличению энтропии литосферы. Внешними признаками этого явления можно считать два фундаментальных положения термодинамики: энтропия

системы возрастает, когда в результате какого-либо процесса происходит переход от более упорядоченного состояния к менее упорядоченному; энтропия системы возрастает, если процесс сопровождается образованием новой поверхности (см. уравнение 9.4).

Оба этих явления происходят с горными системами и кристаллическими массивами в процессах эрозии. Таким образом, объединяющая кривая на рис. 33 отражает общую направленность изменения крепости горных пород, которая со временем стремится приблизиться к нулевому значению. Очевидно, эта картина не противоречит историческому развитию Земли. В отдаленном геологическом будущем верхняя часть земной коры должна полностью разрушиться. Монолитные горные массивы превратятся в щебень, песок, глину. Подобное направление процесса находится в полном соответствии с формулировкой Больцмана, согласно которой Природа в своих процессах стремится от менее вероятных состояний к более вероятным.

9.3. ЭНЕРГИЯ, ЭНТРОПИЯ, ИНФОРМАЦИЯ

Статистические кривые распределения энергоемкости бурения по месторождениям, приведенные на сводном графике рис. 33, характеризуются определенным своеобразием, геологическая и физическая природа которого нуждается в объяснении. Кроме того, закономерности распределений допускают также возможность их математического описания. Можно предположить, что природная, физическая и математическая стороны этой закономерности тесно связаны между собой и дополняют друг друга.

В статистической термодинамике известны распределения, которые по внешней форме аналогичны кривым, приведенным на рис. 33. Так, например, распределение молекул идеального газа по их энергии в зависимости от температуры газа подчиняется зависимости [43]

$$P(\epsilon)d(r) = \frac{2}{\sqrt{\pi}} \frac{UT}{(kT)^{3/2}} e^{-\epsilon/kT} d\epsilon, \quad (9.6)$$

где ϵ — кинетическая энергия молекул газа; k — постоянная Больцмана; T — абсолютная температура.

Это выражение для определения вероятности того, что энергия частицы заключается в интервале значений от ϵ до $\epsilon + d\epsilon$, известно в кинетической теории материи, статистической физике и термодинамике как распределение Максвелла по энергии.

В связи с тем, что кинетическая энергия частиц пропорциональна их скорости, существует зависимость, позволяющая выразить распределение Максвелла по скоростям в функции температуры газа

$$P(v) = 4\pi \left(\frac{m}{2\pi T} \right)^{3/2} v^2 e^{-mv^2/2T}. \quad (9.7)$$

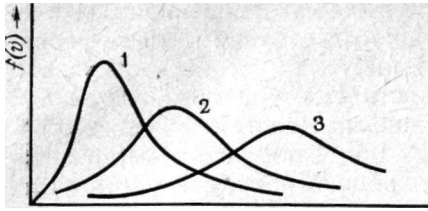


Рис. 34. Максвелловское распределение молекул в газе по скоростям при различных абсолютных температурах:

1 — 10000 К, 2 — 150 К, 3 — 200 К

Кривая смещается в сторону более высоких энергий, а кривая становится плосковершинной.

На первый взгляд совпадение в форме статистических распределений месторождений, являющихся геологическими объектами, и скоростей молекул идеального газа чисто случайное. Однако если учесть энергетический аспект того и другого явления, то физическая природа этой аналогии становится объяснимой и вполне закономерной. Чем выше внутренняя энергия системы, тем больше ее энергетические флуктуации и вероятность появления состояний с максимальными значениями определяемого признака.

Распределения (9.6) и (9.7) могут быть использованы для расчета и построения теоретических моделей месторождений по энергоемкости разрушения пород. При этом вместо аргумента T необходимо использовать среднее значение удельной энергоемкости бурения \bar{e} , а вместо e и v — ее интервальные значения, например, через $0,2 \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{м}$, как было принято при построении статистических моделей месторождений.

Удобство математических зависимостей для построения теоретических моделей заключается в возможности использования минимального количества экспериментальных данных, достаточного лишь для получения статистически достоверного среднего значения величины e . Количество таких наблюдений зависит от неоднородности месторождения и приведено в подразд. 8.1. Таким образом, для построения математической модели необходимо значительно меньшее количество данных, чем для экспериментальной. Однако не следует забывать, что теоретические модели в приложении к природным объектам могут давать существенные отклонения.

Многие физические свойства горных пород и массивов подчиняются логарифмически-нормальному закону распределения, который вообще характерен для систем с выраженной неоднородностью свойств.

Проверка статистических моделей показала, что их форма в ряде случаев действительно неплохо соответствует логнормальному распределению, например, для Коунрадского, Кальмакырского

Расчет по этой формуле для трех различных абсолютных температур, произведенный в графическом виде на рис. 34, свидетельствует о том, что максвелловское распределение молекул идеального газа по энергиям достаточно близко соответствует характеру распределения месторождений по энергоемкости разрушения пород. Так же, как на рис. 33, по мере возрастания температуры (внутренней энергии молекул) максимум распределения смещается в сторону более высоких энергий, а кривая становится плосковершинной.

На первый взгляд совпадение в форме статистических распределений месторождений, являющихся геологическими объектами, и скоростей молекул идеального газа чисто случайное. Однако если учесть энергетический аспект того и другого явления, то физическая природа этой аналогии становится объяснимой и вполне закономерной. Чем выше внутренняя энергия системы, тем больше ее энергетические флуктуации и вероятность появления состояний с максимальными значениями определяемого признака.

На первый взгляд совпадение в форме статистических распределений месторождений, являющихся геологическими объектами, и скоростей молекул идеального газа чисто случайное. Однако если учесть энергетический аспект того и другого явления, то физическая природа этой аналогии становится объяснимой и вполне закономерной. Чем выше внутренняя энергия системы, тем больше ее энергетические флуктуации и вероятность появления состояний с максимальными значениями определяемого признака.

Распределения (9.6) и (9.7) могут быть использованы для расчета и построения теоретических моделей месторождений по энергоемкости разрушения пород. При этом вместо аргумента T необходимо использовать среднее значение удельной энергоемкости бурения \bar{e} , а вместо e и v — ее интервальные значения, например, через $0,2 \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{м}$, как было принято при построении статистических моделей месторождений.

Удобство математических зависимостей для построения теоретических моделей заключается в возможности использования минимального количества экспериментальных данных, достаточного лишь для получения статистически достоверного среднего значения величины e . Количество таких наблюдений зависит от неоднородности месторождения и приведено в подразд. 8.1. Таким образом, для построения математической модели необходимо значительно меньшее количество данных, чем для экспериментальной. Однако не следует забывать, что теоретические модели в приложении к природным объектам могут давать существенные отклонения.

Многие физические свойства горных пород и массивов подчиняются логарифмически-нормальному закону распределения, который вообще характерен для систем с выраженной неоднородностью свойств.

Проверка статистических моделей показала, что их форма в ряде случаев действительно неплохо соответствует логнормальному распределению, например, для Коунрадского, Кальмакырского

карьеров и карьера Удачный. Но вместе с тем в каждой статистической модели проявляются индивидуальные признаки, затрудняющие ее математическую интерпретацию.

Экспериментальные данные, полученные при изучении трещиноватости горных пород, гранулометрического состава при дроблении пород механическим и взрывным способами, а также при анализе распределения энергоемкости шарошечного бурения, показывают, что форма графиков распределения подчиняется в основном природным закономерностям, характерным для анализируемого объема. В связи с тем, что объемы изучаемых участков пространственно ограничены, форма распределения главных свойств трещиноватости или прочности пород будет определяться в зависимости от преобладающего параметра. Действительно, так как и по размеру отдельностей, и по прочности всегда существует ограничение справа (оба эти показателя конечны), то максимум (мода) распределения может занимать любое положение между нулевым и верхним предельным значением измеряемой величины. Соответственно этому распределения могут быть симметричными (нормальными) или обладать право- и левосторонней асимметрией.

Главным фактором, определяющим форму распределения, следует полагать масштаб наблюдения. Чем меньше объем изучаемого объекта, тем больше вероятность получения графика, в котором максимум будет отражать преобладающий признак или свойство в этом ограниченном объеме.

Если при больших объемах наблюдений распределение пород по прочности стремится к некоторому пределу, хорошо согласующемуся с теоретической кривой, то в относительно малых выборках в большей мере проявляются признаки, отражающие геологическое строение участка. На рис. 35 представлена гистограмма распределения пород по удельной энергоемкости бурения на участке опытных блоков гор. 570 м месторождения Саяк-1. Очевидная трехвершинность распределения хорошо объясняется при наложении результатов измерения удельной энергоемкости на подробный

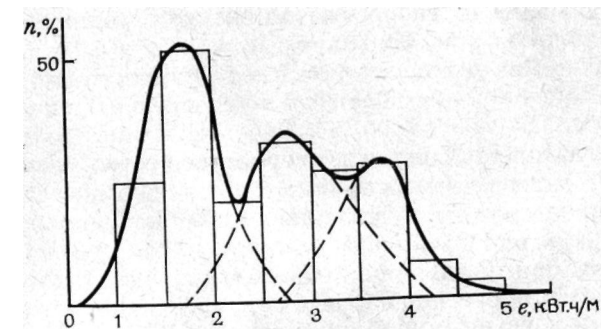


Рис. 35 Гистограмма распределения пород по удельной энергоемкости бурения на одном из технологических блоков карьера Саяк-1

геологический план участка. Первый пик графика с числом наблюдений 51 приходится на измерения по скважинам, пробуренным в известняках и мраморе, для которых характерны колебания прочности от 1 до 2,5 кВт·ч/м. Второй максимум, охватывающий диапазон изменения прочности пород от 2 до 3,5 кВт·ч/м, соответствует скарнированным рудосодержащим участкам блоков и третий $e = 3,5 \div 4$ кВт·ч/м и выше — дайкам диабазовых порфиритов и роговикам.

По аналогии с характеристиками распределения гранулометрического состава продуктов разрушения, где бимодальность трактуется как следствие разного механизма разрушения, при оценке прочностных свойств пород проявление бимодальности или тримодальности свидетельствует о различии, в первую очередь, петрографического состава, а значит, и о происхождении пород.

При увеличении объема наблюдений путем увеличения площади блоков или при статистической обработке данных по большому числу отдельных блоков определяющая кривая начинает сглаживаться и приобретать все более правильную одновершинную форму. Тем не менее в ней продолжают проявляться генетические и петрографические характеристики как самого месторождения, так и слагающих его руд и пород, придающие кривой определенное своеобразие.

Статистические модели месторождений помимо отражения энергетических характеристик слагающих пород имеют еще одну интересную сторону — информационную. В работе [8] отмечено, что кривые распределения содержат информацию о буримости, взрываемости и экскавируемости пород месторождения в энергетическом содержании этих процессов. В этом отношении они лишь повторяют существование тесной связи между термодинамикой и теорией информации — информация представляется связанной с энтропией. Это открытие впервые сделано в 1929 г. Л. Сциллардом и в 1949 г. развито С. Шэнноном в работах по теории информации.

Соотношение между энтропией и информацией может быть пояснено на примере, иллюстрацией которому служит максвелловское распределение по скоростям движения молекул идеального газа, приведенное на рис. 34.

При уменьшении температуры газа скорости его молекул, а значит, и их кинетические энергии уменьшаются. При температуре близкой к абсолютному нулю тепловое движение замедляется, а при $T = 0$ К газ превращается в твердое вещество, в котором всякое движение молекулы может быть определено достаточно точно, а информация о системе будет максимальной. Одновременно, как следует из уравнения $dS = dQ/T$,

энтропия газа при $T = 0$ приближается к нулю. Таким образом, устанавливается простейшая связь — информация о системе максимальна, когда ее энтропия минимальна. Как видно из рис. 34, при высокой температуре газа информация о положении хаотично движущихся молекул крайне неопределенна. В этом случае энтропия максимальна, а информация близка к нулю.

Аналогия максвелловского распределения и статистических моделей позволяет использовать энтропийный принцип информации для характеристики степени неоднородности месторождений. Пользуясь терминологией теории информации, можно рассматривать месторождение в качестве физической системы, обладающей некоторой степенью неопределенности. В качестве меры неопределенности системы применяется энтропия, которая согласно определению, данному в [44], представляет сумму произведений вероятностей различных состояний системы на логарифмы этих вероятностей, взятую с обратным знаком:

$$H(x) = - \sum_{i=1} p_i \lg p_i. \quad (9.8)$$

Логарифм в этой формуле может быть взят при любом основании. Он может быть десятичным для удобства вычислений или равным 2, когда энтропия измеряется в двоичных единицах, применяемых в ЭВМ.

Статистическая модель месторождения представляет собой физическую систему, аналогичную непрерывным случайным величинам x с плотностью распределения $f(x)$. Непрерывность моделей несколько условна, так как они построены посредством определения вероятности встречи пород с энергоемкостью бурения в интервале через 0,2 кВт·ч/м.

Энтропия статистической модели при интервале группирования пород Δe будет определяться выражением

$$H(e) = - \sum f(e_i) \Delta e \lg \{f(e_i) \Delta e\}. \quad (9.9)$$

В связи с тем, что величина Δe во всех случаях измерений принята одинаковой, общее количество интервалов будет пропорционально размаху значений энергоемкости бурения на месторождении. Чем больше величина размаха, тем более плосковершинна статистическая модель и выше ее неопределенность как физической системы.

Сравнение статистических моделей показывает, что для устранения этой неопределенности или для получения достоверной информации о прочностных свойствах пород месторождения в условиях карьеров Мир и Саяк-1 необходимо выполнить различное количество измерений. Следовательно, информационная энтропия объекта Саяк-1 значительно выше таковой для объекта трубки Мир.

Вычисление энтропии возможно и по более простой теореме, особенно при отсутствии априорной информации об объекте. Если предположить, что любое значение Δe на данном месторождении является равновероятным состоянием n , то энтропия его как физической системы определится выражением

$$H(e) = \lg n. \quad (9.10)$$

На этом основании можно рассчитать энтропию при числе состояний в пределах известных значений размаха

$$n = e_{\max} - e_{\min} / \Delta e. \quad (9.11)$$

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Для карьера трубки Мир $n=6$, а для карьера Саяк-1 $n=24$. Соответственно энтропии этих месторождений в двоичных единицах равны: $H_1=2,53$ и $H_2=4,58$.

Количество информации, приобретаемой при полном выяснении состояния физической системы, равно энтропии этой системы. Следовательно, ценность и содержание информации, полученной при изучении месторождения Саяк-1, почти в 2 раза выше, чем при изучении месторождения трубки Мир. Действительно, Саякское месторождение отличается разнообразным набором пород разного происхождения с различными физико-механическими свойствами. При их изучении приобретается обширная информация, пропорциональная количеству петрографических разностей пород. Относительно простая геология месторождения трубки Мир при ее изучении дает сведения более ограниченного объема — по кимберлитам и вмещающим породам довольно однообразных прочностных свойств.

Л. Бриллюэн указывает, что любой опыт, имеющий целью получение информации о какой-либо системе, связан с затратами энергии, а значит, приводит к увеличению термодинамической энтропии системы или ее окружения. Для того чтобы определить физико-механические свойства пород в лабораторных условиях, а потом использовать эти данные для оценки показателей трудности их разрушения в технологических процессах горного производства, необходимо затратить энергию разных видов — от механической до умственной. Одни виды энергии поддаются измерению, другие — нет. Тем не менее на всех стадиях процесса познания — от эксперимента до анализа его результатов возрастает термодинамическая энтропия системы и убывает информационная энтропия. Особенность оценки сопротивляемости пород разрушению и добычанию по показателям удельной энергоёмкости соответствующих технологических процессов заключается в том, что после установления основных количественных показателей, получаемых на стадии производственного эксперимента и сопровождающихся затратами энергии, в дальнейшем необходимость в расходовании энергии на получение информации об объекте отпадает. Она совмещается с реальным производственным процессом, в котором удельные энергозатраты отражают свойства объекта. Остаются лишь неизбежные затраты энергии, связанные с изготовлением и питанием информационных устройств; сбором, накоплением и обработкой поступающих сведений и управлением технологическим процессом.

При таком подходе существенно изменяются принципы управления технологическими процессами и производством. Вместо традиционной информационно-кибернетической системы управления появляется возможность развития и эффективного использования энергетического подхода, основанного на изучении потоков и превращений энергии в регулируемых и управляемых системах.

Экономия энергоресурсов в настоящее время и на перспективу становится главным фактором, определяющим эффективность производства и направления совершенствования техники и технологии. Основными положениями Энергетической программы СССР в качестве первоочередного мероприятия предусматривается проведение активной энергосберегающей политики на базе ускоренного научно-технического прогресса во всех звеньях народного хозяйства, всемерную экономию топлива и энергии, обеспечение на этой основе значительного снижения удельной энергоёмкости национального дохода.

Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года предусмотрено превратить ресурсосбережение в решающий источник удовлетворения растущих потребностей народного хозяйства и на этой основе снизить энергоёмкость национального дохода не менее чем, в 1,4 раза. Масштабность поставленной цели определяет и сложность ее решения, которое возможно только на основе комплексного, системного подхода к вопросам упорядочения и совершенствования энергопотребления посредством разработки организационных и технических мероприятий.

Результаты анализа энергопотребления, изложенные в данной книге, свидетельствуют о наличии на горнодобывающих предприятиях значительных резервов снижения удельных энергозатрат на единицу конечного продукта. Однако далеко не везде этой проблеме уделяется должное внимание. Лишь в отдельных случаях, там где взят решительный курс на совершенствование организации и технологии производства, удалось достичь реальных результатов.

Анализ показывает, что первым шагом в решении этой проблемы являются мероприятия, направленные на упорядочение учета и контроля за расходованием энергоресурсов. Они не связаны с большими капитальными затратами, ограничиваются установкой измерительных устройств и введением в штат специальных контролеров, численность которых определяется масштабами предприятия и не превышает нескольких человек. В этой связи Энергетической программой СССР намечается решить в ближайшие годы задачи по обеспечению массового выпуска технических средств для регулирования потребления энергоресурсов и контроля за рациональным и экономным их расходованием.

Основой реализации Энергетической программы является энергосберегающая политика, представляющая собой ориентированный на длительную перспективу комплекс мер по повышению эффективности использования энергоресурсов в народном хозяйстве путем: сокращения расхода конечной энергии на удовлетворение соответствующего объема общественных потребностей; повышения

коэффициента полезного использования энергии путем **совершенствования** всего аппарата добычи (**производства**), преобразования, распределения и использования энергетических ресурсов; **замещения** дорогих и ограниченных на современном этапе по **ресурсным** возможностям источников энергии более дешевыми и нелимитированными [46].

Комплексное решение этих задач в различных отраслях **дает** разный конечный результат. Естественно, значительная экономия энергоресурсов не может быть достигнута только в **результате** организационных мероприятий, но требует значительного изменения техники и технологии добычи полезных ископаемых. Результаты анализа удельных энергозатрат в технологических процессах открытых горных работ и переработки полезных ископаемых позволяют выделить следующие основные направления экономии энергоресурсов.

1. Организационные мероприятия.

Оснащение единичных агрегатов и технологических линий индивидуальными и групповыми средствами учета расхода **энергии** на единицу продукции. Осуществление постоянного контроля **за** коэффициентом использования установленной мощности, производительностью агрегатов и их удельным энергопотреблением. Разработка и реализация мер по моральному и материальному стимулированию повышения производительности агрегатов и снижения удельного расхода энергии. Установление научно обоснованных нормативов удельного потребления всех видов энергоресурсов **и** разработка рекомендаций по их оптимизации с учетом требований последующих технологических процессов.

2. Технические мероприятия.

Разработка локальных средств и систем управления и **ОПТИМИЗАЦИИ** режимных параметров горного и перерабатывающего оборудования по критерию минимума удельных энергозатрат. Разработка комплексной системы автоматизированного управления и **ОПТИМИЗАЦИИ** производства по критерию минимума удельных энергозатрат на единицу конечной продукции. Разработка и **СОЗДАНИЕ** технических средств и технологических процессов со **значительно** более низким уровнем удельного энергопотребления по **сравнению** с существующим. В горном деле дальнейшее совершенствование должно идти в направлении разработки и освоения механизмов **и** технологий, максимально соответствующих **горно-геологическим** условиям эксплуатируемых месторождений. Наиболее перспективным представляется переход, где это возможно и **целесообразно**, на применение средств и технологии непрерывного механического разрушения, погрузки и транспорта горной массы. Для большой группы месторождений, представленных породами с невысокими прочностными характеристиками и показателями удельной энергоемкости разрушения, этот путь позволит снизить удельное энергопотребление по сравнению с традиционной технологией, основанной на буровзрывном способе подготовки горной массы и использовании механических лопат, на **25—30 %**.

В заключение необходимо отметить следующее. Опыт исследований энергоемкости технологических процессов разрушения, добычи, транспортировки и переработки горных пород и руд показал, что выявленные закономерности не ограничиваются только областью горного дела, а имеют всеобщий характер, указывающий на возможность более широкого использования энергетического подхода. Действительно, удельное энергопотребление вполне допустимо рассматривать в качестве универсального показателя эффективности любого технологического процесса в любой отрасли народного хозяйства. Он имеет очевидные **преимущества** по сравнению с показателями трудоемкости и себестоимости, которые не свободны от конъюнктурных и экономических факторов. Показатель удельных энергозатрат представляет собой физическую характеристику процесса, которая в оптимальном варианте имеет обязательный минимум. Энергия во всех ее формах и проявлениях есть мера созидания и разрушения, исследования и информации, управления и оптимизации, поэтому минимизация ее затрат является обязательным условием совершенствования материального производства.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Марчук Г. И.* Неиссякаемый источник прогресса.— В кн.: Будущее науки. М., Знание, 1982, с. 5—15.
- ✓ 2. *Черепанов Г. П.* Механика хрупкого разрушения. М., Наука, 1974.
- ✓ 3. *Мосинец В. Н.* Деформация горных пород взрывом. Фрунзе, Илим, 1971.
4. *Регель В. В., Слуцкера И., Томашевский Э. И.* Кинетическая природа прочности твердых тел. М., Наука, 1974.
5. *Воробьев А. А.* Накопление нарушений, повреждения структуры, разрушение минералов и горных пород. Томск, Изд-во Томс. ун-та, 1973.
6. *Ржевский В. В., Новик Г. Я.* Основы физики горных пород. М., Недра, 1985.
- ✓ 7. *Тангаев И. А.* Технологические свойства горного массива и методы их определения. Фрунзе, Илим, 1975.
- ✓ 8. *Тангаев И. А.* Буримость и взрываемость горных пород. М., Недра, 1978.
9. *Курузов Б. Н.* Теория, техника и технология буровых работ. М., Недра, 1972.
10. *Буткин В. Д.* Проектирование режимных параметров автоматизированных станков шарошечного бурения. М., Недра, 1979.
11. *Фоменко Ф. Н.* Бурение скважин электробуром. М., Недра, 1974.
12. *Алимов О. Д., Фролов А. В.* Научно-методические основы синтеза параметров привода буровых машин. Фрунзе, Илим, 1981.
13. *Алимов О. Д., Дворников Л. Т.* Закономерности вращательного бурения шпуров. Фрунзе, Илим, 1975.
14. *Оценка буримости горных пород по удельной энергоёмкости шарошечного бурения/И. А. Тангаев, Я. М. Додис, И. Е. Шумсков и др.—Горный журнал, 1974, № 10, с. 56—59.*
15. *Тангаев И. А., Додис Я. М., Голопухов А. Г.* Оценка относительной крепости пород по величине удельной энергоёмкости шарошечного бурения.— Горный журнал, 1975, № 3, с. 54—56.
- ✓ 16. *Эйгелес Р. М., Стрекалова Р. В.* Расчет и оптимизация процессов бурения скважин. М., Недра, 1977.
17. *Васильев М. В., Штукатуров К. М., Ткачев А. Ф.* Железорудные карьеры. М., Недра, 1982.
18. *Потребление энергии и перспективы развития угольной промышленности: Обзор. М., изд. ЦНИИЭИЛуголь, 1980.*
- ✓ 19. *Каипов Ш. Ш.* Влияние качества дробления взорванной горной массы на производительность экскаватора и автотранспорта.—Тр. Фрунзенского политехнического института. Фрунзе, 1976, вып. 91, с. 98—101.
20. *Дубнов Л. В., Бахаревич Н. С., Романов А. И.* Промышленные взрывчатые вещества. М., Недра, 1973.
21. *Мосинец В. Н.* Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М., Недра, 1976.
- ✓ 22. *Тангаев И. А.* О показателях энергоёмкости разрушения горных пород.— В кн.: Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых.—Тр. Фрунзенского политехнического института. 1979, вып. 112, с. 39—46.
23. *Кук М. А.* Наука о промышленных взрывчатых веществах. М., Недра, 1980.
24. *Баранов Е. Г.* Пути повышения интенсификации процессов отбойки, дробления и измельчения железных руд.— Горный журнал, 1982, № 8, с. 40—42.
25. *Беляков Ю. И.* Совершенствование технологии выемочно-погрузочных работ на карьерах. М., Недра, 1977.
26. *Репин Н. Я.* Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. М., Недра, 1978.
27. *Белых Б. П., Свердель И. С., Олейников В. К.* Электрические нагрузки и электропотребление на горнорудных предприятиях. М., Недра, 1971.
- ✓ 28. *Ходинов А. С., Тимченко А. И., Санот Ф. Ф.* Распределение негабаритной фракции в развале взорванной горной массы.— В кн.: Разработка месторождений горнохимического сырья открытым способом. М., 1971, с. 58—65.
29. *Штейн В. Д., Циперфин И. М.* Справочник работника карьерного автотранспорта. М., Недра, 1976.
30. *Олевский В. А.* Потребляемая мощность и производительность дробилки.— Обогащение руд, 1967, № 6, с. 29—35.
- ✓ 31. *Белецкий Е. П.* Энергоёмкость процесса дробления в конусных дробилках для крупного дробления.— Изв. вузов, Горный журнал, 1976, № 5, с. 139—140.
32. *Справочник по обогащению руд черных металлов/Под ред. С. Ф. Шинкоренко. М., Недра, 1980.*
33. *Промышленные испытания мелющих шаров усовершенствованной термической обработки/Г. Н. Редькин, С. Ф. Дятлов и др.—Горный журнал, 1983, № 4, с. 61.*
34. *Курочкин А. Н., Головин Ю. П.* Основы научной организации горнорудного производства. М., Недра, 1975.
- ✓ 35. *К проблеме снижения материалоемкости продукции в железорудной промышленности./И. В. Сергеев, И. Г. Горбунов и др.—Горный журнал, 1983, № 7, с. 8—10.*
36. *Васильев М. В.* Влияние возрастающей глубины карьеров на эффективность горного производства.— Горный журнал, 1983, № 2, с. 29—33.
37. *Рукомойкин В. Н.* Экономии электроэнергии — постоянное внимание.— Горный журнал, 1982, № 6, с. 17.
38. *Глушко В. Т., Борисенко В. Г.* Инженерно-геологические особенности железорудных месторождений. М., Недра, 1978.
39. *Машины непрерывного действия для открытых разработок.— Черная металлургия, Экспресс-информация, Горнорудное производство, вып. 9, М., 1983, с. 1—3.*
40. *Подэрни Р. Ю.* Горные машины и автоматизированные комплексы для открытых работ. М., Недра, 1979.
41. *Вукалович М. П., Новиков И. И.* Термодинамика. М., Машиностроение, 1972.
42. *Киттель Ч.* Статистическая термодинамика. М., Наука, 1977.
43. *Васильев А. М.* Введение в статистическую физику. М., Высшая школа, 1980.
44. *Вентцель Е. С.* Теория вероятностей. М., Наука, 1969.
45. *Основные положения энергетической программы СССР на длительную перспективу. М., Политиздат, 1984.*
46. *Современные проблемы энергетики.— Сб. статей под ред. А. Г. Жимерина. М., Энергоатомиздат, 1984.*
47. *Гафаров С. У., Голишиников Ю. П., Крячко В. Р.* Испытания дизель-троллейвоза на базе БелАЗ-549 в карьере ССГОКа. Горный журнал, 1985, № 10.
48. *Nicolas P. Chironis.* Dragline Computer Improves Control.— Coal Age, 1981, vol. 86, № 4, p. 108—112.
49. *Kellog H. K.* Sizing up the energy requirements for producing primary materials.— Eng. and Mining journal, 1977, vol. 178, № 4, p. 61—65.
50. *Федоров В. И.* Экономия топливно-энергетических ресурсов в цветной металлургии за рубежом. Цветная металлургия, 1982, № 8, с. 31—32.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	3
1. Теоретические и экспериментальные основы энергетического подхода к проблеме прочности и разрушения горных пород	7
1.1. Теории прочности и концепция квазихрупкого разрушения твердых тел	7
1.2. Современное состояние оценки сопротивляемости пород разрушению в технологических процессах горного производства	17
1.3. Законы дробления. Особенности гранулометрии и анализа ее результатов	21
1.4. Методика КОМПЛЕКСНЫХ экспериментальных исследований	27
2. Энергоемкость разрушения горных пород при бурении	32
2.1. Современное состояние и развитие буровой техники на карьерах	32
2.2. Основные характеристики процесса бурения	33
2.3. Мощность, потребляемая при бурении	35
2.4. Энергоемкость бурения горных пород	42
2.5. Скорость бурения	49
2.6. Шарошечные долота	52
2.7. Статистические показатели энергоемкости разрушения горных пород	55
2.8. Некоторые направления повышения эффективности использования бурового парка на карьерах	58
3. Энергоемкость разрушения горных пород взрывом	62
3.1. Анализ современного состояния взрывных работ на карьерах	62
3.2. Статистический анализ энергоемкости взрывного разрушения горных пород	64
3.3. Энергетические основы оценки взрываемости пород	67
3.4. Выбор параметров взрывчатых веществ на основе энергетического импеданса	74
3.5. Низкоплотные взрывчатые смеси с регулируемыми энергетическими и детонационными параметрами	78
3.6. Энергетический метод выбора параметров буровзрывных работ	84
4. Энергоемкость экскаваторных работ	91
4.1. Показатели сопротивляемости пород процессу копания	91
4.2. Закономерности дробления горной массы	93
4.3. Влияние физико-технических параметров забоя на показатели его экскавируемости	97
5. Энергоемкость транспортирования горной массы	104
5.1. Автомобильный транспорт	105
5.2. Электровозный транспорт	111
5.3. Непрерывные виды транспорта	113
6. Энергоемкость процессов дробления и измельчения	117
6.1. Энергоемкость дробления	117
6.2. Энергоемкость измельчения	126
7. Энергетический принцип оптимизации технологических процессов	133
7.1. Удельное энергопотребление — универсальная характеристика технологического процесса	133
7.2. Принципы оптимизации технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых	138

7.3. Энергетические основы оптимизации технологических процессов добычи и переработки руд	143
7.4. Принципы автоматизированного управления технологическими процессами добычи и переработки полезных ископаемых	152
7.5. Совокупный анализ энергопотребления при добыче, обогащении и переработке полезных ископаемых	164
8. Энергетический принцип оценки объектов разработки	175
8.1. Методические основы количественной оценки объектов разработки	175
8.2. Исследование свойств горных пород и массивов на карьерах	184
8.3. Прогнозирование свойств горных пород	190
8.4. Перспективы совершенствования техники и технологии открытых горных работ	203
9. Термодинамический подход к проблеме прочности и разрушения горных пород	211
9.1. Принципы термодинамики в приложении к процессам разрушения горных пород	211
9.2. Принципы термодинамики в приложении к анализу статистических моделей месторождений	216
9.3. Энергия, энтропия, информация	219
Заключение	225
Список литературы	2281

ИГОРЬ АЛЕКСАНДРОВИЧ ТАНГАЕВ

**ЭНЕРГОЕМКОСТЬ ПРОЦЕССОВ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Редактор издательства *С. В. Мельник*
Дизайнер *И. А. Слюсарева*
Художественный редактор *В. В. Шутько*
Технический редактор *А. В. Трофимов*
Корректор *Е. М. Федорова*

ИБ № 5643

Сдано в набор 14.10.85. Подписано в печать 19.03.86. Т-07931. Формат 60×90^{1/16}.
Бумага книжно-журнальная имп. Гарнитура Литературная. Печать высокая.
Усл. печ. л. 14,5. Усл. кр.-отт. 14,75. Уч.-изд. л. 16,15. Тираж 1700 экз. Заказ 534/9387--9.
Цена 1 р. 20 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 103633, Москва.
Третьяковский проезд, 1/19
Ленинградская картографическая фабрика ВСЕГЕИ