ISSN 0135-3500. Записки Санкт-Петербургского государственного горного института. 1994. Том 139

УДК 622.3.012.3

В.А.ЛАДУКОВ

ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПРОЦЕССОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

На основе системного подхода предложена энергетическая модель процессов при открытой разработке рудных и нерудных месторождений. Удельная энергоемкость процессов зависит от среднего размера куска горной массы после взрыва. Энергетическая модель позволяет минимизировать энергоемкость добычи полезных ископаемых.

Идея энергетического подхода к анализу промышленного производства была выдвинута С.Подолинским в 1881 г. Он считал, что мерой производственных возможностей общества является энергетический бюджет. В этих условиях финансовая статистика должна дополняться энергетической. В 30-е годы XX в. идея энергетического анализа производства возрождается В.И.Вернадским и Н.М.Федоровским [3,8]. Таким образом, отечественная наука оказалась впереди по времени выдвижения, глубине и обоснованности идеи энергетического анализа производства. В то же время в практическом ее применении мы отстали. Так, в США функционирует Институт энергетического анализа, принят закон, в соответствии с которым федеральные программы должны иметь не только денежную, но и энергетическую расчетные части.

Преимущество энергетического анализа перед стоимостным заключается в следующем. Затраты энергии являются комплексной характеристикой технологических процессов. Качество производственной деятельности, степень совершенства технологии необходимо сравнивать по энергозатратам на единицу продукции. Энергетический анализ ценен при долгосрочном планировании, изменении производительности труда, так как ситуация не искажается недостатками ценообразования. В сравнении с традиционными стоимостными оценками преимущества энергетического анализа несомненны, так как он опирается на реальные затраты ресурсов, на определенный уровень технологии. Не подменяя стоимостной анализ, энергетический анализ позволяет анализировать ситуации, запутанные несовершенством ценообразования, планированием денежного вала от достигнутого.

Удельные затраты на основные процессы рудоподготовки примерно одного порядка. Их абсолютная величина в зависимости от прочностных свойств пород и степени их дробления может различаться в 9 раз, что свидетельст-

вует о широких возможностях регулирования энергозатрат при изменении среднего размера куска горной массы.

Количественной мерой деградации минерализованного массива при рудоподготовке является структурная энтропия. Приращение структурной энтропии при отбойке, дроблении, измельчении в единичном объеме минерализованного массива

$$\Delta H = \log (D_м / d_и),$$

где $D_м$ – средний размер отдельности массива; $d_и$ – средний размер куска измельченной руды.

Рост структурной энтропии в единице объема рудного потока от разрушения массива до измельчения рудной массы обусловлен соответствующими затратами энергии:

$$a_т = kT \ln 2 \Delta H,$$

где $a_т$ – теоретическая удельная энергоемкость процесса рудоподготовки; k – постоянная Больцмана; T – абсолютная температура; ΔH – приращение структурной энтропии.

Энергетический критерий оптимизации технологических процессов

$$\Sigma a = (a_б + a_в + a_э + a_{тр} + a_д) \longrightarrow min,$$

где $a_б$, $a_в$, $a_э$, $a_{тр}$ и $a_д$ – удельные энергозатраты соответственно на бурение, взрывание, экскавацию, транспорт и дробление.

Рассмотрим энергоемкость основных технологических процессов при открытой разработке месторождений.

I. Буровзрывные работы. Инвариантная зависимость для определения теоретических удельных затрат энергии при разрушении и дроблении горных пород была получена в результате рассмотрения процесса на основе цикла Карно:

$$a_т = 0{,}5 \sigma_р \ln (F_н / F_0),$$

где $a_т$ – удельные затраты энергии; $\sigma_р$ – прочность породы на растяжение; $F_н$ и F_0 – поверхность разрушаемого объема породы соответственно до и после дробления.

Учитывая, что численная характеристика куска горной массы является инвариантной и примерно равной $\sqrt{2}$, можно записать

$$\ln (F_н / F_0) = \ln 2^n = 0{,}7n,$$

где n – число стадий дробления.

С учетом этих формул получим гипотезу дробления горных пород, отражающую квантование физических характеристик кусков горной массы:

$$a_т = 0{,}35 \sigma_р n.$$

Таким образом, удельные затраты энергии на дробление породы пропорциональны прочности породы на растяжение и числу стадий дробления.

При определении фактических удельных затрат энергии при бурении, взрывании, дроблении и измельчении необходимо учитывать КПД процессов:

$$a_{\phi} = (0{,}35/\eta)\sigma_p n .$$

Коэффициент полезного использования энергии при бурении и взрывании оценивается несколькими процентами.

Согласно [7] зависимость между удельным расходом ВВ и средневзвешенным размером куска горной массы имеет вид

$$q = (0{,}16/d_{ср}) + 0{,}16 \text{ кг/м}^3,$$

где $d_{ср}$ – средневзвешенный размер куска горной массы, м.

Максимальный КПД использования энергии при бурении скважин достигается при оптимальных значениях осевой нагрузки на долото и частоты его вращения. Максимальный КПД использования энергии взрыва при дроблении массива имеет место лишь при оптимальном значении приведенной к весу скважинного заряда линии наименьшего сопротивления (см. таблицу). Оптимальные приведенные параметры сетки скважин являются инвариантными характеристиками системы "заряд – взрываемый участок массива".

Оптимальные приведенные ЛСПП и сетка скважин для ряда карьеров

Карьер	Коэффициент крепости пород f	Приведенные к массе заряда, м/кг$^{1/3}$			Средний размер куска $d_{ср}$, м
		сетка скважин $\bar{S}_0$	ЛСПП $\bar{W}_0$	динамическая ЛСПП $\bar{W}_д$	
Лисьегорский	7–9	0,92	1,35	0,82	0,12
Южный	8–10	–	1,40	–	0,14
Агаповский	9–14	0,95	1,50	0,85	0,25
Оленегорский	12–16	1,07	1,60	0,86	–

Проектирование параметров массовых взрывов на основе инвариантных значений приведенных параметров сетки скважин позволяет повысить КПД взрывного дробления в 3–3,5 раза, уменьшить средний размер куска горной массы в 2–3 раза при одновременном снижении сейсмического эффекта в 5–7 раз [4,5].

2. Выемочно-погрузочные работы. Теоретическая удельная энергоемкость экскавации [2]

$$a_{т.э} = 10^3 K_F + 10\gamma(H_ч + H/2),$$

где K_F – удельное сопротивление копанию, МН/м; γ – плотность породы, т/м^3; $H_ц$ – высота центра тяжести кузова транспортного сосуда, м; H – высота забоя, м.

Влияние средневзвешенного размера куска горной массы на удельную энергоемкость экскавации можно учесть с помощью приведенного коэффициента экскавации $K_э$:

$$a'_{т.э} = \left[10^3 K_F + 10\gamma\left(H + H/2\right)\right] K'_э ,$$

где $K'_э = K_{э30}/K_{эi}$; $K_{э30}$ – коэффициент экскавации при $d_{ср} = 0{,}3$ м; $K_{эi}$ – коэффициент экскавации при $d_{ср_i}$.

Согласно [7] фактическая производительность экскаваторов в зависимости от качества дробления и удельной энергоемкости процесса погрузки может быть представлена в виде

$$Q_э = a \ln d_{ср} - b ;$$

$$Q_э = c a_э^{-m} \exp(-n a_э) ,$$

где $Q_э$ – производительность экскаватора, м^3/ч; $d_{ср}$ – средний размер куска, м; $a_э$ – удельная энергоемкость экскавации, кВт·ч/м^3; a, b, c, m, n – эмпирические коэффициенты, зависящие от типа экскаватора.

Коэффициент полезного использования энергии в процессе экскавации составляет примерно 5 %.

Вычисленные А.С.Чупровым значения теоретической и фактической удельной энергоемкости экскавации для экскаватора ЭКГ-4,6 при внемке и погрузке гранитной горной массы в автосамосвалы БелАЗ-548 следующие:

$d_{ср}$, м	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7
$a_{т.э}$, МДж/м^3	0,52	0,57	0,64	0,72	0,89	1,07
$a_{ф.э}$, МДж/м^3	4,8	5,5	6,5	8,0	10,4	13,8

3. Транспортирование пород. Теоретическая удельная энергоемкость транспортирования горной массы [I]

$$a_{т.т} = k_4 \frac{v_д^2}{2} + k_5 \omega_0 L_{тр} + k_6 H ,$$

где $v_д$ – средняя скорость перемещения горной массы в технологическом потоке, м/с; ω_0 – основное сопротивление движению транспорта, Н/м; $L_{тр}$ – расстояние перемещения горной массы в технологическом потоке, м; H – высота подъема груза, м; k_4, k_5, k_6 – коэффициенты пропорциональности.

Влияние кусковатости горной массы на удельную энергоемкость транспортирования может быть оценено с помощью приведенного коэффициента использования грузоподъемности:

$$K'_д = K_{д30}/K_{дi} ,$$

где $K_{д_{30}}$ – коэффициент использования грузоподъемности при $d_{ср}$ = 0,3 м; $K_{д_i}$ – коэффициент использования грузоподъемности при $d_{ср_i}$.

В свою очередь, коэффициент грузоподъемности

$$K_д = V_a \gamma / K_{р.а} g_a ,$$

где g_a – грузоподъемность автосамосвала, т; V_a – вместимость кузова автосамосвала, м³; γ – плотность породы, т/м³; $K_{р.а}$ – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала.

Взаимосвязь коэффициента разрыхления горной массы в кузове автосамосвала $K_{р.а}$ со средним размером куска $d_{ср}$ следующая:

$$K_{р.а} = \frac{d_{ср}^2}{0{,}855\sqrt[3]{V_a}} \exp\left(1 - \frac{d_{ср}^2}{0{,}73\sqrt[3]{V_a}}\right) + 1{,}35 .$$

Фактическая удельная энергоемкость транспортирования породы автосамосвалами

$$a_{т.ф} = 0{,}78\left[(1+2K_т)/L_{тр}\frac{\omega_0}{1000} + \frac{H(1+K_т)}{1000}\right] q_{д.т}\gamma / K'_д ,$$

где $K_т$ – коэффициент тары автосамосвала; $L_{тр}$ – расстояние транспортирования, км; H – высота подъема горной массы, м; $q_{д.т}$ – грузоподъемность автосамосвала; $K'_д$ – приведенный коэффициент использования грузоподъемности.

Результаты выполненных А.С.Чупровым расчетов по определению теоретической и фактической удельной энергоемкости транспортирования горной массы автосамосвалами БелАЗ-548 на гранитном карьере "Эркиля" до дробилки следующие:

$d_{ср}$, м	0,20	0,30	0,40	0,50	0,60	0,70
$a_{т.т}$, МДж/м³	2,36	2,41	2,48	2,51	2,60	2,68
$a_{т.ф}$, МДж/м³	15,1	15,4	15,7	16,0	16,6	17,1

4. Дробление пород. Теоретическая удельная энергоемкость дробления

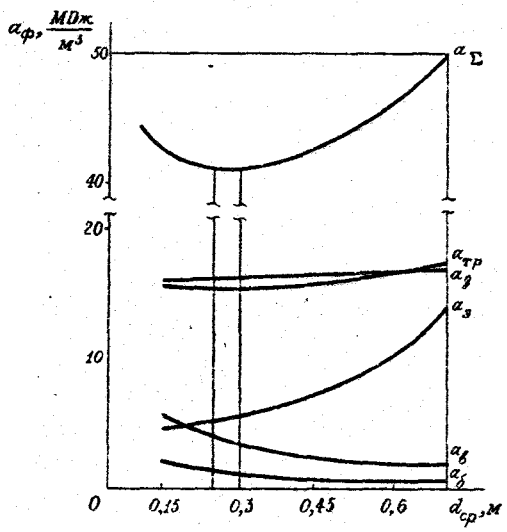
$$a_{д.т} = 0{,}5\sigma_р \ln(D/d),$$

где D и d – средневзвешенный размер куска горной массы до и после дробления; $\sigma_р$ – предел прочности на растяжение.

Фактическая удельная энергоемкость дробления определяется по формуле Ф.Бонда [6]

$$a_{д.ф} = 10W_i(\sqrt{D_c} - \sqrt{D_к})/\sqrt{D_c D_к},$$

где W_i – индекс работы дробления по Бонду, кВт·ч/т; D_c и $D_к$ – размеры кусков до и после дробления, соответствующие суммарному выходу 80 %, мкм.



Зависимости удельных энергозатрат на транспортирование, дробление, экскавацию, взрывание и бурение горных пород (f = 14÷16) от среднего размера куска горной массы после взрыва

Энергетические характеристики дробилок крупного, среднего и мелкого дробления независимо от их типа одинаковы, фактическая энергоемкость в основном зависит от производительности агрегата. Коэффициент полезного использования энергии при механическом дроблении составляет несколько процентов. Например, сравнение теоретической и фактической удельной энергоемкости дробления гранитов показывает, что КПД механического дробления составляет 5–7 %.

Принципиальная схема энергосберегающей модели добычи апробирована при определении теоретической и фактической удельной энергоемкости основных технологических процессов при разработке скальных пород крепостью f = = I4÷I6 (см. рисунок). Анализ теоретической и фактической энергоемкости производства в зависимости от среднего размера куска горной массы после взрыва позволяет оценить КПД процессов и технологии в целом, обосновать метод оценки энергоемкости продукции и пути ее снижения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Анистратов Ю.И. Технология открытых горных работ. М.: Недра, 1984.

2. Беляков Ю.И. Проектирование экскаваторных работ. М.: Недра, 1983.

3. Вернадский В.И. Размышления натуралиста. Научная мысль как планетное явление. М.: Наука, 1970.

4. Мишеняков А.В. Управление энергией взрыва скважинных зарядов для повышения эффективности работы известняково-доломитовых карьеров: Автореф. ... канд.техн.наук / Каз. политехн. ин-т. Алма-Ата, 1988.

5. Падуков В.А., Маляров И.П. Механика разрушения горных пород при взрыве / Иркутск. ун-т. Иркутск, 1985.

6. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. М.: Недра, 1982.

7. Т а н г а е в И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986.

8. Ф е д о р о в с к и й Н.М. Классификация полезных ископаемых по энергетическим показателям. М.-Л.: Изд-во АН СССР, 1935.