

**УДК 622.232****И.А. Паначев**

## **К ВОПРОСУ УПРАВЛЕНИЯ ГРАНСОСТАВОМ УГЛЯ ПРИ ВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКЕ К ЭКСКАВАЦИИ**

При открытом способе разработки выемка угольных пластов осуществляется экскаваторами с предварительным рыхлением угля взрывом или реже – без предварительного рыхления.

К взрывной подготовке угля на разрезах предъявляются требования ГОСТ 19242-73, в соответствии с которыми размер кусков угля, отгружаемого потребителю, не должен превышать 300 мм, и ширина развала взорванной угольной массы должна быть минимальной, позволяющей отрабатывать развал за один проход экскаватора. Лучшим вариантом подготовки угольного пласта к выемке является сотрясательное взрывание, когда развал практически отсутствует, пласт полностью сохраняет свою первоначальную форму, но в нем в результате взрыва произошло нарушение сплошности.

Максимально возможное сохранение структуры угольного пласта в процессе взрывной подготовки угля к экскавации диктуется необходимостью создания условий для селективной выемки угольных пластов, снижения зольности и потерь угля.

При этом добыча угля должна осуществляться с учетом не только минимальных его потерь и максимального использования извлекаемой из недр горной массы, но и с учетом того, что при выемке угля необходимо получить средне – и крупносортовые классы (+25 мм) с минимальным выходом штыба (0-6 мм) и соответственно минимальной запыленностью воздушного бассейна.

Наименьшие энергозатраты на резание характеризуют оптимальность процесса отделения угля от массива. Минимуму удельных энергозатрат соответствуют наибольшая производительность разрушения, лучшая сортность угля и наименьшее пылеобразование.

К числу выгодных параметров, качественно и количественно отражающих эффективность процесса разрушения, относятся качество (сортность) добываемого угля, пылеобразование при резании, энергоемкость разрушения и др.

Излишнее измельчение угля при выемке и вынужденное нерациональное использование угольной мелочи наносят народному хозяйству значительный экономический ущерб, а также приводят к увеличению запыленности воздуха. В связи с этим важной является проблема, связанная с разработкой методов, позволяющих повысить сортность углей управлением гранулометрическим составом.

Грансостав взорванной горной массы зависит от ряда природных и технологических факторов,

среди которых наиболее важными являются естественная блочность массива, его прочностные и акустические свойства, удельный расход ВВ и его тип, диаметр взрываемых зарядов и их конструкция, порядок инициирования зарядов и схема их взрывания, применение подпорной стенки и наклонных скважин.

Учет влияния этих факторов позволяет ближе подойти к решению проблемы управления действием взрыва. Известно, что при взрывании зарядов ВВ в массиве образуется зона дробления, внутри которой интенсивность разрушения различна.

На контакте “заряд-среда” имеют место сильные разрушения, характеризующиеся переизмельчением горной массы. Наличие этого явления, с одной стороны, приводит к таким нежелательным последствиям, как увеличение выхода несортового продукта (угля), возрастание вредных выбросов пыли и газов и большие потери энергии взрыва, а, с другой, это неотъемлемая часть работы взрыва.

Для снижения выхода переизмельченных фракций используют вышеназванные управляющие факторы, учет которых позволяет распределить энергию взрыва. В частности, известная концепция о роли бризантности ВВ о полезной работе взрыва заключается в том, что бризантное действие его ослабляется, когда заряд ВВ отделен от массива слоем воздуха, позволяет решать задачу по замедлению роста давления газов в зарядной полости и увеличению времени действия продуктов взрыва на массив [1].

Другим эффективным методом управления взрывом, обеспечивающим изменение амплитудно-временных характеристик и повышение качества взрывной подготовки, является взрывание в зажатой среде.

Применение оптимальной ширины подпорной стенки позволяет увеличить долю работы дробления, снизить выход переизмельченных фракций и, соответственно, вредные выбросы в атмосферу примерно в 2 раза.

Мощным средством управления действием взрыва в среде являются диаметр заряда, характер и тип забойки, тип ВВ, позволяющие существенно снизить выход переизмельченной фракции и уменьшить вредные выбросы газов и пыли в атмосферу в 1,5-3 раза.

Таким образом, можно отметить четкую связь свойств среды с механизмом ее разрушения, энергией взрыва и технологией взрывания. При этом наблюдается общность средств и методов решения основных задач взрывного дела – управление

дроблением и развалом горной массы при взрывах на разрезах, ресурсосбережение и обеспечение их экологической надежности.

В процессе добывчных работ гранулометрический состав угля подвержен преобразованию. Установление закономерностей этого преобразования позволяет решать задачи управления гранулометрическим составом, изменением параметров технологии или способов добычи.

Уголь в естественном и раздробленном состоянии представляет собой дисперсную систему со случайным диаметром частиц, распределенным с некоторой плотностью  $f(x)$ . Пусть  $m_k$  и  $m_k(x)$  – моменты и неполные моменты распределения диаметра частиц раздробленного угля, а  $m_k$  и  $m_k(x)$  – аналогичные характеристики диаметра естественных отдельностей (структурных блоков) угольного пласта. Напомним, что моменты и неполные моменты распределения случайной величины  $x$  равны интегралу от произведения  $x^k f(x)$  в границах соответственно  $(0, \infty)$  и  $(0, x)$ . При этом отношения

$$V(x) = m_3(x) / m_3, \quad \bar{V}(x) = \bar{m}_3(x) / \bar{m}_3 \quad (1)$$

равны объемному содержанию фракции  $(-x)$  и являются функциями гранулометрического состава соответствующих дисперсных систем [2]. Так, например, для экспоненциального распределения с плотностью  $f(x) = \exp(-x/m_1) / m_1$  функция гранулометрического состава имеет вид:

$$V(x) = 1 - \exp(-x/m_1) \cdot (1 + x/m_1 + x^2/2m_1^2 + x^3/6m_1^3). \quad (2)$$

В процессах дробления основную роль играет удельная (в единице объема) площадь поверхности частиц. При известном законе распределения диаметра эта характеристика дисперсной системы равна  $Cm_2/m_3$ , где  $C$  – средняя мера сферичности частиц [3].

Мера сферичности по определению есть отношение произведения диаметра и площади поверхности частицы к ее объему. Наименьшее значение этой характеристики формы, равное 6, отвечает случаю, когда частица является точным шаром. Для реальных дисперсных систем (геоматериалов) мера сферичности частиц обладает случайной вариацией с центром рассеяния  $C = 10$ .

Известно, что процесс дробления сопровождается образованием новой поверхности с затратой определенного количества энергии. Обозначим через  $P$  энергоемкость дробления, т.е. количество энергии, затрачиваемое на образование единицы площади новой поверхности. Тогда уравнение баланса энергии дробления угольного пласта можно представить в следующем общем виде:

$$PC(m_2/m_3 - m_2/m_3) = SW, \quad (3)$$

где  $W$  – общие удельные затраты энергии, а  $S$  – доля от  $W$ , затрачиваемая непосредственно на дробление.

Величина  $m_3/m_2$  представляет собой средне-

взвешенный по площади поверхности диаметр структурных блоков угольного пласта. По экспериментальным данным [4] величины  $m_3/m_2$  и  $P$  пропорциональны пределу прочности угля при одноосном сжатии:

$$P = a\sigma, \quad \bar{m}_3 / \bar{m}_2 = b\sigma, \quad (4)$$

где  $a, b$  – коэффициенты пропорциональности,  $\sigma$  – предел прочности угля. Если величины  $\bar{m}_3 / \bar{m}_2, P, \sigma$  измеряются соответственно в м, Кдж/м<sup>2</sup>, МПа, то  $a = 0,1, b = 0,02$ . С учетом этого и при  $C = 10$  уравнение (3) принимает вид:

$$m_3/m_2 = \sigma(SW + 50) \quad (5)$$

В классе однопараметрических законов распределения момент  $k$ -го порядка пропорционален  $k$ -ой степени математического ожидания случайной величины, т.е.  $k$ -ой степени первого момента. Используя здесь этот класс распределений, введем обозначения:

$$m_3/m_2 = tm_1, \quad \bar{m}_3 / \bar{m}_2 = t\bar{m}_1, \quad m_1 = \bar{m}_1/n \quad (6)$$

где величину  $n$  можно рассматривать в качестве показателя степени дробления структурных блоков угольного пласта. Поскольку  $tm_1 = \sigma/50$ , то с учетом (5) имеем:

$$n = I + SW / 50 \quad (7)$$

При технологическом дроблении угля (взрывание, экскавация) происходит нежелательное его переизмельчение. В связи с этим представляют интерес количественное сопоставление содержания мелочи в угольном пласте и продуктах дробления угля. Пусть в общем случае содержание мелочи характеризуется выходом фракции  $(-\bar{m}_1)$ , а аппроксимирующим законом служит экспоненциальное распределение ( $t = 3$ ) с функцией гранулометрического состава (2). Тогда искомое сопоставление определяется соотношением:

$$\frac{V(\bar{m}_1)}{V(m_1)} = \frac{1 - e^{-\tau n} (1 + \tau n)}{1 - e^{-\tau} (1 + \tau)} \quad (8)$$

Например, для угля с прочностью  $\sigma = 18$  МПа имеем  $\bar{m}_1 = 18/150 = 0,12$  м. Если в качестве мелочи рассматривать фракцию ( $=0,006$  м), то  $\tau = 0,05$ . При этом об изменении отношения (8) в зависимости от степени дробления  $n$  можно судить по следующим результатам вычислений:

$n$	2	3	4	5	6	7
$V/\bar{V}$	4	8	14	22	31	40

Отсюда видно, что при степени дробления, например,  $n = 4$  объемное содержание мелочи в продуктах дробления в 14 раз превосходит ее содержание в угольном пласте.

Конкретизируя рассмотренные модели приведенными числовыми значениями  $a = 0,1; b = 0,02; C = 10; t = 3$ , получим:

$$m_1 = \sigma/3(SW + 50), \quad \bar{m}_1 = \sigma/150, \quad , \\ n = 1 + SW/50 \quad (9)$$

Большинство эмпирических распределений диаметра частиц и геоматериалов обладает тем свойством, что плотность распределения является монотонно убывающей. Поэтому, выбирая в классе однопараметрических распределений соответствующую адекватную аппроксимацию (в частности, экспоненциальной или степенной законы) и используя параметры  $m_1$ ,  $\bar{m}_1$ , найденные из соотношений (9), получаем аналитическое описание гранулометрического состава угольного пласта и продуктов дробления построением функций гранулометрического состава (1). Для этого необходимо лишь знать удельные затраты энергии, расходуемой на дробление, т.е. величины  $S$  и  $W$ .

Основными источниками энергии дробления угля являются взрывание ( $S_1 W_1$ ) и экскавация ( $S_2 W_2$ ). При этом суммарные затраты энергии дробления представимы в виде  $SW = S_1 W_1 + S_2 W_2$ . По данным производственных измерений [4,5] при взрывном и механическом (экскавации) дроблении горных пород доля общих затрат энергии, расходуемая на образование новой поверхности, примерно одинакова и составляет около 25%. Это позволяет приближенно полагать  $S_1 = S_2 = 0.25$  и, следовательно,  $W = (W_1 + W_2)/4$ .

Представим слагаемые суммы в виде:  $W_1 = iq$ ,  $W_2 = gh/E$ , где  $q$  – удельный расход взрывчатых веществ,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $i$  – энергетический потенциал взрывчатых веществ,  $\text{кДж}/\text{кг}$ ;  $g$  – усилие на зубьях

экскаваторного ковша при копании,  $\text{кН}$ ;  $h$  – длина пути наполнения ковша,  $\text{м}$ ;  $E$  – вместимость ковша,  $\text{м}^3$ . Обработка эмпирической информации, содержащейся в исследованиях [6,7] показывает, что усилие копания пропорционально пределу прочности породы и вместимости ковша с соответствующей регрессией  $g = 2E\sigma$ , а длина пути наполнения ковша в среднем равна 8м. Отсюда непосредственно получаем:

$$SW = (iq + 16\sigma)/4 \quad (10)$$

$$m_1 = 4\sigma/3(iq + 16\sigma + 200) \quad (11)$$

$$n = 1 + (iq + 16\sigma)/200 \quad (12)$$

Приведем следующий пример расчетов. При сотрясательном взрывании угольного пласта величина  $q$  обычно составляет 0,2  $\text{кг}/\text{м}^3$ . Среднее значение энергетического потенциала применяемых в угольной промышленности взрывчатых веществ равно 1000  $\text{кДж}/\text{кг}$ . Предел прочности угля в зависимости от его стадии метаморфизма колеблется от 10 до 40 МПа. Положим в среднем  $\sigma = 25 \text{ МПа}$ . Тогда в силу (10)-(12) имеем:  $SW = 150 \text{ кДж}/\text{м}^3$ ;  $m_1 = 0.04 \text{ м}$ ;  $n = 4$ ;  $m_1 = \sigma/150 = nm_1 = 0.16 \text{ м}$ .

Пользуясь соотношением (8) при  $\tau = 0.05$  и  $n = 4$  устанавливаем, что содержание фракции (-0,006 м) в раздробленном угле превышает ее содержание в угольном пласте в 14 раз. В абсолютных значениях это равно 2 и 28%.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мельников Н.В., Марченко Л.П. Энергия взрыва и конструкция заряда. –М.: Недра, 1964. – 173 с.
2. Батугин С.А., Бирюков А.В. Гранулометрия геоматериалов.- Новосибирск: Наука, 1989.- 172с.
3. Бирюков А.В., Кузнецов В.И., Ташиков А.С. Статистические модели в процессах горного производства. – Кемерово: Кузбассвязиздат, 1996.- 228с.
4. Паначев И.А., Бирюков А.В. Об энергоемкости дробления горных пород. Изв. вузов. Горн. журнал, 1986. -№2.
5. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1980. – 415с.
6. Зеленин А.Н., Баловнев В.И., Керов И.П. Машины для земляных работ. –М.: Машиностроение, 1975. – 422с.
7. Беляков Ю.И. Выемочно-погрузочные работы на карьерах. – М.: Недра, 1987. – 268с.

□ Автор статьи:

Паначев  
Иван Андреевич  
– доктор техн. наук, проф. каф.  
“Сопротивление материалов“