

О. Н. ЛИБЕРЦЕВ, С. В. ЦИРЕЛЬ

МЕТОД РАСЧЕТА ПРОФИЛЕЙ РАЗВАЛА ПРИ МНОГОРЯДНОМ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОМ ВЗРЫВАНИИ

Быстрый рост объемов вскрышных работ на сланцевых разрезах, во-первых, требует удовлетворительного дробления вскрышных пород энергией взрыва в целях обеспечения высокой производительности и надежности экскаваторов, а во-вторых, выдвигает задачу формирования развала горной массы необходимой формы и размеров. Решение этой задачи позволит: 1) взрывом доставлять горные породы в границы постоянного отвала (при бестранспортной системе разработки), 2) устанавливать оптимальную для конкретных условий ширину заходки, 3) формировать развал, обеспечивающий максимальную производительность погрузочно-транспортного оборудования и т. д. В связи с этим становится актуальной разработка метода, позволяющего по параметрам буровзрывных работ (БВР) оценивать ожидаемую конфигурацию развала горной массы. Пользуясь подобным методом, можно, путем перебора различных вариантов параметров БВР, выбирать оптимальный для конкретных горно-геологических условий.

Существующие методики расчета начальной скорости и дальности полета взорванной горной массы (см., напр., [1—3]) сильно различаются как по предпосылкам (различный учет поршневого и волнового факторов взрыва), так и по численным результатам. К тому же в этих методиках рассматривается движение горной массы, отбиваемой только одним рядом скважин, вследствие чего использовать их для расчета профилей развала взрываемого блока горных пород с несколькими рядами скважин, как это обычно бывает на сланцевых разрезах, и тем более для выбора оптимальных параметров БВР практически невозможно. В работе [3] рассматривается процесс формирования развала, однако и там путь построения профилей развала лишь намечен.

Предлагаемая нами методика расчета ожидаемых профилей развала основана на приеме, используемом при решении задачи дробления. Ряд элементарных предположений относительно вектора начальной скорости полета взорванной массы постулирован, а параметры принятых зависимостей подбираются экспериментально — путем сравнения профилей, рассчитанных с помощью ЭВМ и полученных в промышленных условиях.

Согласно предлагаемой методике, считается, что разлет кусков разрушаемого массива начинается через время τ [3] после взрыва соответствующего ряда скважин и что эти куски летят независимо друг от друга — их взаимное влияние определяется с учетом изменения направления полета, величины его начальной скорости и в зависимости от номера ряда скважин. Соппротивление воздуха не учитывается, так как куски, с одной стороны, имеют относительно небольшую скорость полета (≤ 35 м/с), а с другой — образуют довольно компактную массу значительных размеров. Установлено, что в таких условиях

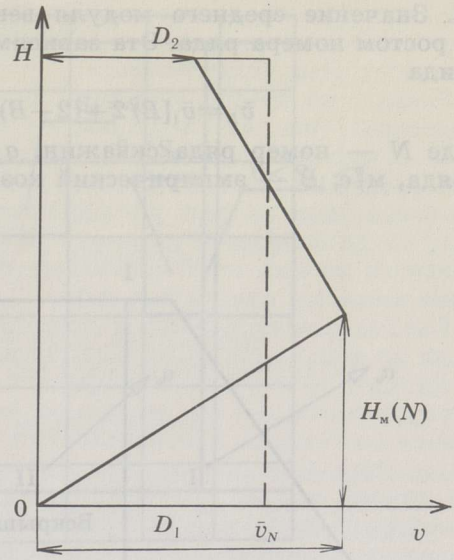


Рис. 1.
Распределение модуля вектора начальной скорости движения горной массы по высоте уступа

сопротивление воздуха уменьшает дальность перемещения не более чем на 5—10% [1] и, следовательно, для вычисления координат кусков в пространстве можно — с достаточной для практики точностью — использовать параболические формулы.

При разработке нового метода сделан ряд предположений относительно вектора начальной скорости движения взорванной горной массы.

1. Средний модуль вектора скорости для первого ряда скважин, по закону сохранения энергии, пропорционален корню квадратному из удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ):

$$\bar{v}_1 = A \sqrt{q_1}, \tag{1}$$

где \bar{v}_1 — средний модуль вектора скорости для массива горных пород первого ряда скважин, м/с, q_1 — удельный расход ВВ для первого ряда скважин, кг/м³, A — коэффициент пропорциональности, м^{5/2} · кг^{-1/2} · с⁻¹.

2. Величина модуля вектора начальной скорости изменяется по высоте уступа (рис. 1), причем она максимальна на уровне центра заряда ВВ, уменьшается к кровле уступа и падает до нуля на уровне подошвы [4]. Эта зависимость аппроксимирована ломаной линией вида

$$v_N(H) = \bar{v}_N \begin{cases} D_1 H [H_m(N)]^{-1} & \text{при } H \leq H_m(N), \\ D_1 + (D_2 - D_1) \frac{H_y - H}{H_y - H_m(N)} & \text{при } H > H_m(N), \end{cases} \tag{2}$$

$$\begin{aligned} D_1 &= 2H_y [H_y(K_n - 1) - K_n H_m(N)]^{-1}, \\ D_2 &= K_n D_1, \end{aligned} \tag{3}$$

где H_y — высота уступа горных пород, м, $H_m(N)$ — высота центра заряда ВВ над подошвой уступа для N -го ряда, м, D_1 — скорость кусков на уровне центра заряда $H_m(N)$, м/с, D_2 — скорость кусков на уровне кровли уступа H_y , м/с, K_n — отношение скоростей D_2 и D_1 .

3. Значение среднего модуля вектора начальной скорости убывает с ростом номера ряда. Эта зависимость аппроксимирована гиперболой вида

$$\bar{v}_N = \bar{v}_1 [B/2 + (2-B)/(N+1)] (q_N/q_1)^{1/2}, \quad (4)$$

где N — номер ряда скважин, q_N — удельный расход ВВ для N -го ряда, м/с, B — эмпирический коэффициент.

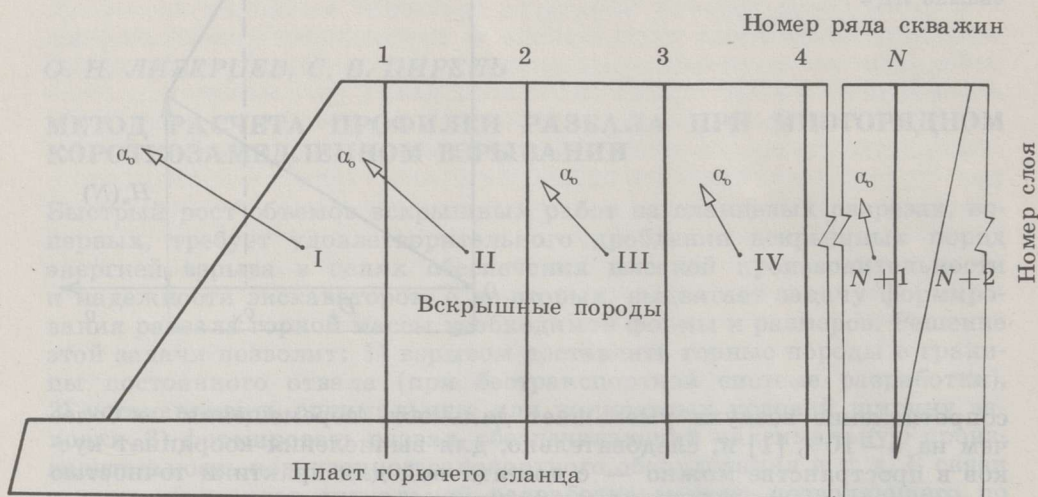


Рис. 2

Изменение моды угла наклона вектора начальной скорости движения горной массы в зависимости от номера ряда скважин

4. Экспериментально установлено, что для скальных трещиноватых пород угол наклона вектора начальной скорости полета взорванной горной массы к горизонту (рис. 2) — вероятностная величина, причем ее мода возрастает, а дисперсия падает с номером ряда. Это объясняется многократными столкновениями кусков породы с развалом, созданным взрывом предыдущих рядов скважин, с целиком и другими кусками. Результирующее модальное направление для основной части взорванной горной массы составляет $60-80^\circ$ к горизонту. Зависимость моды угла полета α_0 , с учетом данных скоростной киносъемки, выражена гиперболической функцией

$$\alpha_0 = \pi N [2(N + \beta)]^{-1}, \quad (5)$$

где β — эмпирический коэффициент.

Для описания отмеченного выше явления выбрано распределение, обладающее подобным свойством и имеющее всего один свободный параметр (α_0 — мода):

$$\alpha = C_{\text{exp}}(-a\alpha) \sin \gamma \alpha. \quad (6)$$

Из условий нормировки определены параметры, входящие в данное выражение:

$$\begin{aligned} \gamma &= 2; \quad a = \gamma \text{ctg } \gamma \alpha_0; \\ C &= [0,5 \sin^2 2\alpha_0 (1 + e^{-\pi \text{ctg } 2\alpha_0})]^{-1}. \end{aligned} \quad (7)$$

В формулах (1)–(5) A , B , K_N и β необходимо определять путем сравнения экспериментальных и расчетных профилей.

При построении профиля развала по отдельности рассматриваются $N+2$ слоев (см. рис. 2), где слой I — навал разрушенной породы пе-

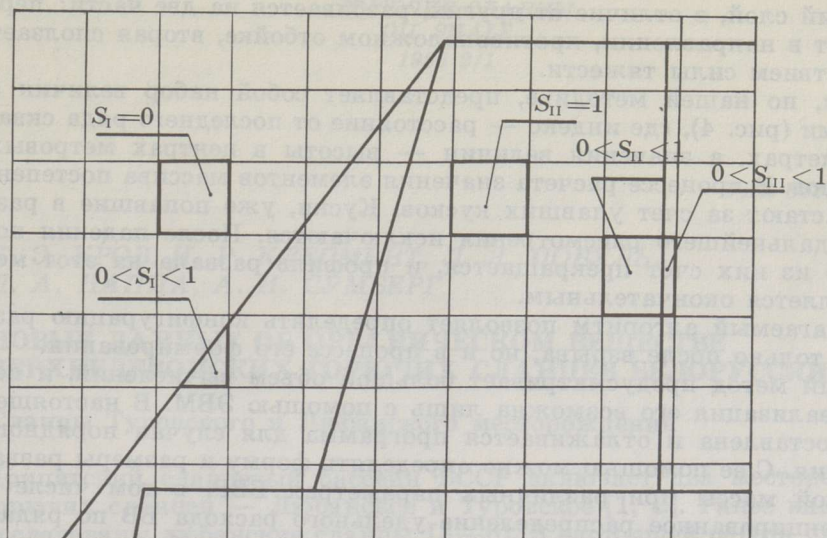


Рис. 3

Принцип наложения сетки на изображение массива: S_I , S_{II} , S_{III} — площади ячеек, приходящиеся соответственно на I, II и III слой

ред блоком, оставшийся после экскавации предыдущего, II—(N+1) — слой, разрушаемые зарядами ВВ рядов скважин от первого до N-го, соответственно, а последний слой — объем, разрушаемый за последним рядом. На изображение массива накладывается сетка с ячейками 1×1 м и вычисляется, какая доля объема ячейки (на рис. 3 — площади S_{I-III}) подлежит разрушению данным слоем; S принимает значения от 0 до 1. Этот объем разбивается на 30 кусков, имеющих различный угол полета ($0-3^\circ$, $3-6^\circ$ и т. д.). Те куски, объем (площадь) которых меньше 2% от объема куска с максимальным (модальным) объемом, условно переносятся в центр слоя и составляют одну особую ячейку. Для каждого куска подсчитывается начальная скорость и угол полета ($1,5^\circ$, $4,5^\circ$ и т. д.) и по параболическим формулам определяется положение его центра тяжести в данный момент времени t . Если кусок оказывается ниже верхней кромки развала, он считается упавшим в него. Место падения куска представляет собой интервал между точками падения его краев (по углу), например, для первого куска — это интервал между его первоначальным положением и концом траектории полета с начальным углом 3° .

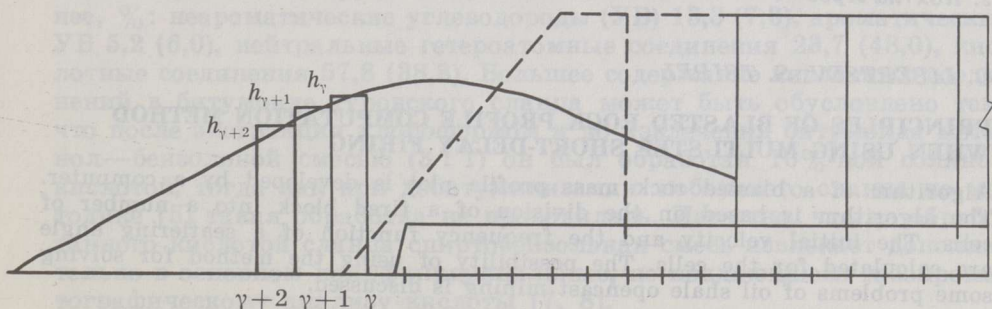


Рис. 4

Математическое описание развала: γ , $\gamma+1$, $\gamma+2$ — индексы, h_γ , $h_{\gamma+1}$, $h_{\gamma+2}$ — соответствующие им величины (высоты развала)

Последний слой, в отличие от других, разбивается на две части: первая летит в направлении, противоположном отбойке, вторая сползает под действием силы тяжести.

Развал, по нашей методике, представляет собой набор величин с индексами (рис. 4), где индекс — расстояние от последнего ряда скважин в метрах, а значения величин — высоты в центрах метровых интервалов. В процессе расчета значения элементов массива постепенно возрастают за счет упавших кусков. Куски, уже попавшие в развал, из дальнейшего рассмотрения исключаются. После падения последнего из них счет прекращается, и профиль развала на этот момент является окончательным.

Предлагаемый алгоритм позволяет определять конфигурацию развала не только после взрыва, но и в процессе его формирования.

Данный метод предусматривает большой объем вычислений, и поэтому реализация его возможна лишь с помощью ЭВМ. В настоящее время составлена и отлаживается программа для случая порядного взрывания. С ее помощью можно определять форму и размеры развала горной массы при различных параметрах БВР, в том числе и дифференцированное распределение удельного расхода ВВ по рядам скважин. Применение этого метода позволит, после небольшой серии экспериментов для установления параметров в формулах (1)–(5), расчетным путем выбирать оптимальное размещение массы ВВ по взрываемому блоку, что обеспечит максимальный коэффициент сброса вскрышных пород в границы постоянного отвала. Это будет способствовать существенному увеличению (по предварительным оценкам на 20–25%) объема вскрышных работ на сланцевых разрезах без привлечения новых капитальных вложений в экскавационное оборудование.

ЛИТЕРАТУРА

1. *Бронников Д. М., Буцев Л. И., Медведев Г. Н.* Взрывная доставка руды в шахтах. — М., 1972.
2. *Временная методика расчета параметров взрывной отбойки пород на угольных разрезах / ИГД им. А. А. Скочинского.* — М., 1976.
3. *Черниговский А. А.* Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве. — М., 1976.
4. *Баранов Е. Г., Додис Я. М.* Корреляционные связи процесса перемещения горной массы при взрыве скважинных зарядов. — В кн.: *Физика и механика разрушения горных пород взрывом.* — Фрунзе, 1970, с. 16–28.

*Эстонский филиал
Института горного дела
им. А. А. Скочинского
г. Кохтла-Ярве*

*Представил Э. Кальювек
Поступила в редакцию
12. 09. 1984*

O. LIBERTSEV, S. TSIREL

PRINCIPLES OF BLASTED ROCK PROFILE COMPUTATION METHOD WHEN USING MULTI-STEP SHORT-DELAY FIRING

Algorithm of a blasted rock mass profile plot is developed by a computer. The algorithm is based on the division of a fired block into a number of cells. The initial velocity and the frequency function of a seatling angle are calculated for the cells. The possibility of using the method for solving some problems of oil shale opencast mining is discussed.

*A. Skochinsky Mining Research Institute,
Estonian Branch
Kohila-Järve*