

вання нової техніки та впровадження нових технологій.

Висновки та напрямок подальших досліджень. У результаті досліджень встановлено, що запаси залізистих кварцитів доцільно відробляти комбінованим відкрито-підземним способом. Подальша розробка багатих залізних руд підземним способом до глибини 2000-2500 м перспективна, якщо при цьому здійснюється видобуток бідних руд та супутньої мінеральної сировини на незначних глибинах. Це дозволить подовжити роботу гірничим підприємствам з незначними питомими витратами. При цьому необхідно вирішити ряд важливих питань, щоб видобуток корисних копалин був ефективним: визначити оптимальну глибину відкритих та підземних гірничих робіт, розробити малоопераційну технологію видобутку, зменшити втрати та засмічення руди за рахунок удосконалення систем розробки.

Список літератури

1. Щелканов В.А., Сторчак С.А. Комбинированная разработка месторождений / В.А.Щелканов, С.А.Сторчак // Кривой Рог: КТУ, 1996. – 293 с.
2. Черных А.Д., Гушко П.И. Комплексная открыто-подземная железорудных месторождений / А.Д.Черных, П.И.Гушко // К.:Техника, 1991. – 279 с.
3. Сторчак С.А. Подземные работы в зоне влияния открытых // С.А. Сторчак АГН Украины. – Кривой Рог: КТУ, 1997. – 251 с.
4. Черных А.Д., Колосов В.А., Брюховецкий О.С. Комплексная разработка рудных месторождений // А.Д. Черных, В.А. Колосов, О.С. Брюховецкий и др.// Под ред. А.Д. Черных. – К.: Техніка, 2005. – 376 с. Рукопис подано до редакції 21.02.12

УДК 622.235

Ю.Г. ВИЛКУЛ, д-р техн. наук, проф., А.П. СТАНКОВ, канд. техн. наук,
А.В. ШАПУРИН, д-р техн. наук, проф., Э.В. СЕРЕБРЕНИКОВ, канд. техн. наук,
В.В. АНДРИЕНКО, научн. сотр., М.К. КОРОЛЕНКО, В.С. ГАЙ,
С.В. ШЕВЧЕНКО, канд. техн. наук, ОАО «ЮГОК»

ИССЛЕДОВАНИЕ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПОДПОРНОЙ СТЕНКИ ПРИ ВЗРЫВАНИИ В УСЛОВИЯХ «ЗАЖАТОЙ» СРЕДЫ

Разработан алгоритм определения параметров подпорной стенки при взрывании в условиях «зажатой» среды. Приведены формулы для расчета начальной скорости полета горной массы, для определения дальности полета куска и для определения ширины подпорной стенки.

Проблема и ее связь с научными и практическими знаниями. При проведении взрывных работ на рабочих площадках в карьерах неизбежным фактором является развал. Во многих случаях открытой разработки железных руд целесообразной является отбойка пород на необрунную горную массу, что позволяет, при определенных условиях, повысить качество дробления горной массы и уменьшить ширину развала. Последнее обстоятельство помогает избежать затруднений, связанных с уборкой транспортных и энергетических коммуникаций в пределах взрываемого блока, а также нарушения производственного цикла из-за завала технологических дорог.

Анализ исследований и публикаций. Изучение отечественной и зарубежной литературы по разрушению пород взрывом показало, что немало работ посвящено взрыванию на необрунную горную массу. В этом направлении достигнуты значительные результаты, теоретическая и практическая ценность которых отражена в работах М.А.Лаврентьева, Н.В.Мельникова, М.Ф. Друкованого, Э.И. Ефремова, В.М. Комира, Д.М. Бронникова, И.А. Садовского, В.М. Кузнецова, В.Н. Родионова, А.А. Черниговского и др.

При этом отмечается, что развал взорванной горной массы оказывает влияние на работу карьера. Поэтому важной задачей является управление развалом пород, которое осуществляется путем применения различных схем взрывания, а также оставлением в забое перед взрывом подпорной стенки.

Вместе с тем, вопросам оптимизации ширины подпорной стенки посвящено недостаточно работ, причем, как правило, они рассматриваются для применения гранулированных типов ВВ и инициирования зарядов с помощью ДШ.

© Вилкул Ю.Г., Станков А.П., Шапулин А.В., Серебренников Э.В., Андриенко В.В., Короленко М.К., Гай В.С., Шевченко С.В., 2012

Постановка задачи. Целью исследования взрывания пород в «зажатой» среде является изыскание инженерных способов эффективного управления развалом пород для сокращения подготовительно-восстановительных операций при взрыве на уступе, повышения безопасности и увеличения производительности работы погрузочно-транспортного оборудования в условиях сведения к минимуму «замораживания средств» с помощью применения эмульсионных ВВ и неэлектрических способов инициирования взрывов типа «нонель». Последнее означает необходимость исследования параметров закладываемых зарядов для создания оптимальных размеров подпорной стенки.

Изложение материала и результаты. При взрывании на подпорную стенку кинетическая энергия отбиваемого слоя передается подпорной стенке, что вызовет ее подвижку, однако при этом возможно перебрасывание части породы через подпорную стенку. Следует учитывать, что необходимость взрывания на неубранную горную массу обычно возникает при использовании для транспортировки железнодорожного или конвейерного транспорта. При этом расстояние между откосом забоя и местоположением железнодорожного полотна или конвейера должно быть увязано с шириной заходки экскаватора. На рис.1 показан поперечный профиль уступа при отбойке пород на неубранную горную массу.

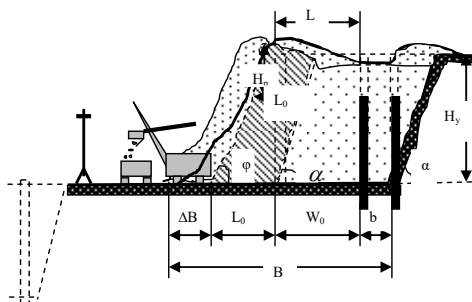


Рис. 1. Поперечный профиль уступа при отбойке пород на неубранную горную массу: ΔB_p - приращение ширины развала при взрыве, м; L_0 - ширина подпорной стенки понизу, м; W_0 - линия сопротивления по подошве уступа, м; φ - угол откоса подпорной стенки, град; α - угол откоса борта уступа, град; B_p - максимальная дальность полета куса горной массы, м; H_p - высота подпорной стенки, м; L_c - ширина подпорной стенки, м; L - ширина развала, м; H_y - высота уступа, м; b - расстояние между скважинами, м

Требования к развалу породы при взрыве сводятся к тому, чтобы его ширина была равна ширине заходки экскаватора за вычетом безопасного расстояния от оси пути до нижней бровки развала (рис. 1). Это позволит уменьшить количество «замороженных средств» и сократить расходы по переоборудованию рабочей площадки. На рис.1 показано, как при наличии подпорной стенки происходит перемещение породы на величину, равную ширине заходки экскаватора (за вычетом 2,5-3 м). При этом возможны два пути движения горной массы: перемещение передней части подпорной стенки за счет импульса, полученного от взрывания первого и последующего рядов зарядов, и перебрасывание части породы через подпорную стенку по воздуху.

Прежде чем проводить математическое моделирование этих путей движения горной массы, целесообразно рассмотреть общие вопросы формирования развала при таком способе взрывания. Одним из таких вопросов является определение поля начальных скоростей частей горного массива по известным параметрам заряда ВВ, физическим свойствам взрывающей среды и геометрии заложения заряда. При отбойке пород взрывают, как правило, не один, а систему зарядов, поэтому от исследования развала горной массы при взрыве одиночного заряда необходимо в последующем перейти к рассмотрению формирования развала при взрыве системы зарядов с учетом их взаимного действия.

Форма развала определяется начальным полем скоростей частей уступа. При взрыве движение горной массы происходит по радиальным прямым, вдоль которых величина скорости постоянна. Так как скорость детонации зарядов примерно на два порядка выше начальной скорости смещения пород, естественно принять допущение о мгновенности детонации по скважинному заряду. Это позволяет, опираясь на результаты экспериментов, представить зависимость скорости смещения горной массы от расстояния до заряда по формуле

$$v = v_0 / (r / r_0)^m, \quad (1)$$

где v_0, m - экспериментальные константы, зависящие от конструкции заряда и физических свойств взрывающей среды; r - расстояние от заряда, м; r_0 - радиус заряда, м.

Согласно формуле (1) учет влияния многочисленных факторов на величину скорости смещения горной массы сводится к определению двух параметров. Анализ особенностей распространения взрывных волн в грунтах показывает, что параметр m изменяется от двух (для цилиндрического заряда) до трех (для сферического заряда), принимая в реальных условиях промежуточное значение. Если известна зависимость (1), то при расчете начальных ско-

ростей горной массы на поверхности уступа могут быть учтены геометрия уступа и положение заряда. На рис. 2 показаны геометрия уступа и расположение заряда в нем.

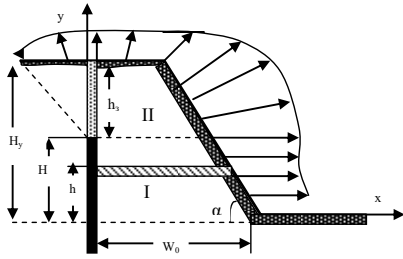


Рис. 2. Поперечный профиль уступа с изображением расположения заряда и эпюры поля начальных скоростей горной массы на поверхности уступа

Геометрия уступа задается высотой уступа H_v , углом откоса α , положение заряда - величиной ЛСПП W_o , а также длиной забойки h_3 . Согласно рис. 2, ЛНС на некоторой высоте h от уровня подошвы уступа будет равна

$$W = W_o - h \cdot ctg\alpha. \quad (2)$$

Тогда, учитывая (2), формула (1) примет вид

$$v(h) = v_o \cdot (r_o \cdot (W_o - h \cdot ctg\alpha)^{-1})^m. \quad (3)$$

Для построения эпюры начальных скоростей и определения разлета частей уступа целесообразно разделить отбываемую взрывом часть массива на две области (рис.2). Первая область (I), занимает часть уступа до верхнего уровня колонки заряда, а вторая область (II) - часть уступа над зарядом. В области I направления начальных скоростей горизонтально подошве уступа, а в области II эти направления определяются векторами, проведенными из верхнего уровня колонки заряда в данную точку уступа. При расчете величин начальных скоростей следует учитывать различное действие заряда в его цилиндрической части и у верхнего уровня колонки, где его естественно рассматривать как сферический. На рис. 2 стрелками задана эпюра начальных скоростей поверхностей уступа, а сплошной линией - положение поверхности уступа в первый момент после взрыва.

Для математического моделирования перемещения уступа при взрыве одиночного заряда естественно воспользоваться методами кинематики, приняв допущение, что вся масса в областях I и II перемещается как единое целое. Тогда задача моделирования формы развала сводится к определению дальности полета кусков уступа с учетом последовательности их укладки в этот развал. Анализ скорости перемещения кусков породы после взрыва указывает на то, что при взрывной отбойке уступами сопротивлением воздуха можно пренебречь и воспользоваться формулами внешней баллистики для этого случая. При построении профиля развала в области I необходимо учесть, что скорости кусков породы направлены горизонтально и зависят от расстояния до подошвы уступа согласно формуле (3). Первоначально эти куски скользят горизонтально относительно друг друга, но после достижения границы уступа падают. Пусть в начальный момент времени кусок породы располагался в точке $M_o(x_o, h)$. Тогда время, за которое этот кусок достигнет границы уступа, может быть найдено по формуле

$$t_o = (W_o - h \cdot ctg\alpha - x_o) / v(h). \quad (4)$$

При условии $t < t_o$ кусок породы скользит горизонтально, и его уравнение движения имеет вид

$$\begin{cases} x = x_o + v(h) \cdot t, \\ y = h. \end{cases} \quad (5)$$

Если $t \geq t_o$, кусок начинает свободно падать, и его уравнение движения принимает вид

$$\begin{cases} x = x_o + v(h) \cdot t, \\ y = h - g(t - t_o)^2 / 2. \end{cases} \quad (6)$$

В этом случае, с учетом (4) и (6), уравнение траектории куска задается формулой

$$y = h - g(x - W_o + h \cdot ctg\alpha)^2 / (2v^2(h)) \quad (7)$$

Время падения куска находится по формуле

$$t_n = \sqrt{2h/g}. \quad (8)$$

Принимая во внимание формулы (3), (5) и (6), максимальное расстояние, на которое отлетит кусок из области I от границы подошвы уступа, может быть найдено по формуле

$$l = v_o (r_o (W_o - h \cdot ctg\alpha)^{-1})^m \sqrt{2h/g} - h \cdot ctg\alpha. \quad (9)$$

Скорости в области II имеют различное направление к горизонту. Вертикальная составляющая скорости в области II направлена вверх, а в области I она отсутствует. Поэтому первоначально в развал уложится порода из области I, а затем на нее начнет укладываться

порода из области II. Траектория кусков породы, вылетающих из области II, описывается системой уравнений

$$\begin{cases} x = v \cdot \cos \beta \cdot t, \\ y = H - v \cdot \sin \beta \cdot t - g \cdot t^2 / 2, \end{cases} \quad (10)$$

где β – угол вылета куска породы из области II.

Для явной записи уравнения траектории таких кусков породы необходимо исключить из уравнений (11) время как параметр

$$y = H + x \cdot \operatorname{tg} \beta - g \cdot x^2 / (2 \cdot v^2 \cdot \cos^2 \beta). \quad (11)$$

Для нахождения координаты точки наибольшего подъема куска породы, движущегося согласно уравнению (11), необходимо воспользоваться свойством производной функции в точке максимума

$$y' = \operatorname{tg} \beta - g \cdot x / (v^2 \cdot \cos^2 \beta) = 0. \quad (12)$$

Из уравнения (12) получаем

$$x_0 = v^2 \sin 2\beta / (2g). \quad (13)$$

Подставляя (13) в формулу (12), вычисляем наибольшее удаление куска породы от подошвы уступа

$$y_{\max} = H + v^2 \sin^2 \beta / (2g). \quad (14)$$

Для нахождения наибольшей высоты развала необходимо также учесть высоту развала, образованного породой из области II, на которую падают куски из области I.

Наибольшая дальность полета куска породы из области II имеет место при угле вылета 45° из верхней кромки уступа. В результате, согласно (15), максимальная высота подъема составит

$$\bar{y}_{\max} = H + v^2 / (4g). \quad (15)$$

Наибольшее расстояние от оси скважины до места падения куска горной массы из области II определится как сумма

$$l_{\max} = W_0 - H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha + v^2 / (2g) + v \sqrt{(H + v^2 / (4g)) / g}. \quad (16)$$

Минимальная дальность полета куска из области II равна нулю, что соответствует вертикальному вылету. Очевидно, что часть породы, лежащая за осью скважины вглубь массива, будет выброшена на верхнюю площадку уступа, образуя обратный выброс.

На практике при взрывах используется не одиночный заряд, а система скважинных зарядов. Рассмотренное выше математическое моделирование профиля развала при взрыве одиночного заряда может быть распространено на систему скважинных зарядов. Однако при этом, нужно учесть изменение поля начальных скоростей, связанное с наложением полей скоростей от соседних зарядов. Если взрывание производится несколькими рядами, то форму развала будет определять подталкивание развалом, образованным от взрыва первого ряда зарядов, за счет воздействия последующих рядов зарядов. Окончательная форма развала будет определяться взаимодействием зарядов вдоль и вкострости простирающегося блока и в значительной мере зависит от схемы взрывания.

При рассмотрении перемещения передней части подпорной стенки за счет импульса, полученного от взорванных первого и последующих рядов зарядов, естественно выделить слои массива, где начальные скорости постоянны и горизонтальны. Эти слои массива ударяются о подпорную стенку и передают ей определенный импульс, который равен

$$\rho \cdot W \cdot v = \rho(W + L_c / k) \cdot u, \quad (17)$$

где u – скорость после соударения, м/с, k – коэффициент разрыхления горной массы после взрыва.

Из уравнения (17) находим скорость, которая определит движение горной массы

$$u = v / (1 + L_c / (k \cdot W)). \quad (18)$$

Согласно рис. 2 находим

$$W = W_0 - h \cdot \operatorname{ctg} \alpha, \quad L_c = L_0 - h \cdot \operatorname{ctg} \varphi. \quad (19)$$

Подставляя (19) в (18) получаем формулу для скорости горной массы на подпорной стенке

$$u = v / (1 + (W_0 + L_0 - h \cdot (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \varphi)) / (k(W_0 - h \cdot \operatorname{ctg} \alpha))). \quad (20)$$

Наибольшее перемещение из области I будет иметь слой, располагающийся на уровне верхней колонки заряда, так как он имеет наибольшую начальную скорость и находится на са-

мой большой высоте. Часть породы из области II на пути своего движения встречает подпорную стенку, которая выше уступа. Другая часть породы перемещается выше подпорной стенки, причем наибольшая дальность полета будет при вылете под углом 45° . Для области II оценка дальности перемещения породы производится, как и в случае взрывания на подобранный забой, и определяется формулой (16).

Учитывая представленные выше результаты моделирования формирования развала при отбойке пород на неубранную породу, можно описать алгоритм определения ширины подпорной стенки, при которой величина ее сдвига AB равнялась бы ширине заходки экскаватора:

1. По формуле (16) вычисляется максимальная дальность полета куска породы B_p из области II, предполагая, что подпорная стенка отсутствует.

2. Принимается ширина подпорной стенки, равная

$$L_0 = B_p - W_0 - \Delta B. \quad (21)$$

3. При выбранной ширине подпорной стенки определяется максимальная дальность горизонтального перемещения породы из области I, которая находится на уровне верхней части колонки, ее обозначим AB' .

4. Если выполняется $AB \geq AB'$, то оставляется принятая ширина подпорной стенки. Если $AB < AB'$, то ширина подпорной стенки рассчитывается по дальности горизонтального полета куска породы, расположенного на уровне верхней части колонки заряда.

5. Во втором случае наибольшая дальность определяется по формуле (16), но при неизвестной величине начальной скорости. Эта скорость должна быть такой, чтобы выполнялось

$$\Delta B = u\sqrt{2h/g} - h \cdot \operatorname{ctg} \varphi. \quad (22)$$

Из формулы (22) находится выражение для определения начальной скорости

$$u = (\Delta B + h \cdot \operatorname{ctg} \varphi) / \sqrt{2h/g}. \quad (23)$$

Подсчитав величину начальной скорости по формуле (23), которая дает приращение развала на величину ΔB , затем с помощью формулы (21) определим искомую ширину подпорной стенки L_0 .

Необходимо отметить, что рассмотренный алгоритм расчета ширины подпорной стенки не учитывает того, что в реальных условиях некоторые куски породы будут скатываться с откоса с последующим перемещением по подошве уступа. Это приведет к тому, что ширина развала будет несколько больше. Эта величина может быть определена на практике, и при проведении расчетов величина ΔB должна приниматься меньше ширины заходки экскаватора на величину перекачивания кусков горной массы.

В качестве примера рассмотрим расчет ширины неубранной горной породы, которая будет формировать развал во время взрыва без повреждения транспортных коммуникаций и линий контактных сетей. Пусть при взрыве приращение ширины развала $\Delta B \leq 10$ м, превышающее ширину подпорной стенки B , что составляет половину от ширины заходки экскаватора. Высота верхней кромки заряда над подошвой уступа, при условиях длины забойки 5 м, составит $h=10$ м. Поверхность экскаваторного забоя обычно представляется двумя плоскостями. Нижняя плоскость, более пологая (собственно – осыпь), формируется под углом естественного откоса (φ) в пределах $38-41^\circ$. Верхняя устоявшаяся часть представлена достаточно крутой плоскостью (с углом откоса γ около 80°). Эта верхняя часть менее устойчивая и опирается на осыпь. В определенный момент времени, когда нижняя часть практически вычерпана экскаватором, верхняя обваливается, формируя осыпь. В нашем примере принимаем, что нижняя часть занимает 40% высоты уступа, а верхняя, соответственно, 60%. Находим сначала скорость по формуле (23)

$$u = (10 + 10 \cdot \operatorname{ctg} 39^\circ) / \sqrt{2h/g} = 23,35 / 1,429 = 16,5 \text{ м/сек}$$

Дальше, пользуясь формулой (16), находим дальность полета куска из зоны, м

$$l_{\max} = 10,5 - 15 \cdot 0,5317 + 16,5^2 / (2 \cdot 9,8) + 16,5 \sqrt{(15 + 16,5^2 / (4 \cdot 9,8)) / 9,8} = 10,5 - 7,68 + 13,89 + 16,5 \cdot 1,496 = 41,4$$

Считая, что

$$l_{\max} = \Delta B + L_0 + W_0,$$

находим ширину полосы неубранной горной массы на уровне подошвы уступа, м

$$L_0 = l_{\max} - \Delta B - W_0 = 41,4 - 10 - 10,5 = 20,9.$$

Тогда на уровне верхнего торца заряда она будет равна, м

$$l_c = l_o - h \cdot ctg\varphi - h_1 \cdot ctg\gamma = 20,9 - 6 \cdot 1,235 - 4 \cdot 0,176 = 12,8.$$

Полученный результат рассчитан согласно законам баллистики движения пород при взрыве, поэтому может считаться точным. Однако на практике ширину неубранной горной массы на уровне верхнего торца заряда целесообразно брать с запасом. Например, среднее значение линии сопротивления по подошве перед 1-м рядом скважин в паспортах берут равной 10,5 м. Фактически имеет место случай, когда значение ЛСПП меньше проектных значений. Соответственно и ширина развала будет увеличена. Поэтому ширину неубранной горной массы берут на 30 % выше, чем теоретически рассчитанный результат, что будет составлять порядка 17 м. Тогда на уровне подошвы уступа ширина подпорной стенки должна равняться 25 м.

Список литературы

1. Лаврентьев М.А., Шабат Б.В. Проблемы гидродинамики и их математические модели. - М.: Наука, 1973. - 416 с.
 2. Мельников Н.В. Определение устойчивости откосов уступов на карьерах КМА. - М., 1964. 42 с.
 3. Бронников Д.М. Исследование закономерностей дробления руды при ее отбойке взрывными скважинами». - М., 1963.
 4. Садовский М.А. Взрывная волна и защита от нее. - Свердловск: ОГИЗ, 1942. - 45 с.
 5. Малахов Г.М. Управление горным давлением при разработке рудных месторождений Криворожского бассейна. - Киев: Наук. думка, 1990. - 199 с.
 6. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. – Новосибирск: Наука, Сиб. отд., 1977. - 262 с.
 7. Родионов В.Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. - М., 1962. - 30 с.
 8. Черниговский А.А. Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве. - М.: Недра. 1976. - 319 с.
 9. Ильин В.И. Буровзрывные работы на карьерах. - М., 1978.
 10. Клевцов И.В. Схемы взрывания на карьерах и качество дробления горной массы. - К.: Техника, 1981. – 103 с.
 11. Кушко А.А. Исследование и разработка методов управления параметрами развала горной массы при взрывной отбойке пород в карьере. - Кривой Рог, 1976. - 40 с.
- Рукопись поступила в редакцию 16.03.12

УДК 622.271:622.7.012

С.А. ЛУЦЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
И.В. БАРАНОВ, О.Ю. БЛИЗНЮКОВА, ассистенты
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО РУДЕ ПРИ ЗАДАННОМ НАПРАВЛЕНИИ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Предложена новая методика определения производительности карьера по руде, которая учитывает заданное направление развития горных работ в карьере.

Производительность по руде один из основных параметров карьера, определяющих экономические показатели открытой разработки любого месторождения полезных ископаемых. Она устанавливается в пределах горных возможностей месторождения по потребности в полезном ископаемом. Какова бы не была потребность в полезном ископаемом, ее стремятся удовлетворить с минимальными затратами на вскрышные работы.

Поэтому в практике проектирования чаще всего выбирают направление развития горных работ, обеспечивающее работу карьера с минимальными текущими коэффициентами вскрыши. Однако такая работа на некоторое время может исключать добычу руды на участках, не обеспечивающих минимальные текущие коэффициенты вскрыши, что исключит возможность увеличения производительности карьера. Если развивать горные работы во всех направлениях, где прослеживается полезное ископаемое, то производительность увеличится, но текущий коэффициент вскрыши выйдет за рамки минимального.

В конечном итоге необходимо будет решать экономическую задачу: выгодно работать с меньшей производительностью и меньшими коэффициентами вскрыши или с большей производительностью и большими текущими коэффициентами вскрыши. Но при любом ответе на этот вопрос, учитывая взаимосвязь направления развития горных работ в карьере и его производительности, необходимо определять максимально возможную производительность при заданном направлении развития горных работ.