Записки Ленинградского ордена Ленина, ордена Октябрьской Революции и ордена Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. LXVII, вып. 1, 1975 г.

НАПРАВЛЕНИЕ И ИНТЕНСИВНОСТЬ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРНОМ ПОЛЕ

Доктор техн. наук *А. И. Арсентьев*
(Ленинградский горный ин-т)

Твердые полезные ископаемые добываются тремя способами: подземным, наземным (открытым) и подводным. Первые два способа широко развиты, третий начинает развиваться.

При проектировании и планировании разработки месторождения необходимо учитывать основные особенности способов разработки. Все влияющие на эффективность работ факторы полезно разбить на две части: объективные и субъективные. Природные условия залегания месторождений, физические свойства пород, климатические условия объективно заданы, изменить их очень трудно, а чаще невозможно, к ним приходится приспосабливаться.

При наземной разработке (по сравнению с подземной) легче следовать изменяющейся форме рудных залежей, больше возможностей для селективной выемки и усреднения качества товарной продукции, т. е. для полного использования богатств недр.

В то же время климатические факторы ощутимее влияют на работу карьера, чем шахты, и в районах с суровым (холодным или жарким) климатом снижают эффективность наземных работ.

Человеку необходимо учесть объективные факторы и принять решения по субъективным: выбору способа разработки, типа машин и механизмов, производительности рудника, границам, направлению и интенсивности развития горных работ.

При выборе методов выемки и способов механизации работ инженер ограничен современным уровнем и ближайшими перспективами развития техники как подземной, так и открытой разработки месторождений. При определении границ карьеров, направления и интенсивности развития работ в них значительно больше творческих возможностей влиять на эффективность работ, чем при подземной разработке месторождений.

Во многих случаях на месторождении можно построить карьер с заранее заданной себестоимостью полезного ископаемого. Допустимо создать карьер с себестоимостью, устойчивой в течение длительного времени и равной себестоимости при подземных работах. Уменьшив конечную глубину, можно снизить себестоимость руды. Приняв соответствующие объемы горнокапитальных работ и глубину карьера, можно обеспечить работу со все уменьшающимся текущим коэффициентом вскрыши, а значит и с уменьшающейся себестоимостью руды, или на-

оборот, строить карьер с сознательным расчетом на последующую реконструкцию и ввод нового совершенного оборудования, при котором окажется целесообразной работа со все увеличивающимся коэффициентом вскрыши.

Границы карьера оконтуривают некоторые объемы полезного ископаемого и пустых пород. В процессе работы эти объемы вынимаются из недр в определенном соотношении. Хотя за период отработки нужно вынуть весь объем пустых пород, далеко не безразлично, в какой последовательности и в каких объемах во времени это осуществлять.

Наилучшим образом экономические последствия от реализации принятого порядка и технологии отработки карьерного поля при принятых границах карьерах выражаются в виде суммы приведенной во времени прибыли от разработки месторождения и дополнительных средств от высвобождения части основных фондов в результате интенсификации производства и после прекращения работ в карьере

$$П = \sum_{i=-t}^{T} Ц_i - \sum_{i=-t}^{T} З_i + \sum_{i=-t}^{T} О_i, \qquad (1)$$

где $\sum_{i=-t}^{T} Ц_i$ — приведенная к моменту сдачи карьера в эксплуатацию стоимость полученной продукции, руб.; $\sum_{i=-t}^{T} З_i$ — сумма приведенных затрат на разработку месторождения, руб.; $\sum_{i=-t}^{T} О_i$ — приведенная реализуемая остаточная стоимость основных фондов, руб.; t, T — продолжительность, соответственно, строительства и эксплуатации карьера, лет.

Наилучшему варианту отработки месторождения в пределах принятых границ карьера будет соответствовать максимум прибыли $П$ или минимум следующего отношения (величину остаточной стоимости основных фондов в данном случае можно не учитывать):

$$\mu_{1i} = \frac{\sum_{i=-t}^{T} З_i}{\sum_{i=-t}^{T} Ц_i} \to \min. \qquad (2)$$

Воспользоваться этим критерием можно только после детальных, громоздких расчетов. При этом используются недостаточно достоверные данные. Поэтому целесообразно установить более простые критерии.

По мере развития горных работ дно карьера и вся рабочая зона перемещается в пространстве, охватывая все более глубокие горизонты. При этом изменяются: соотношение объемов пустых пород и полезного ископаемого, качество руды, длина фронта работ и другие параметры карьера.

Если границы карьерного поля определены, то во всех вариантах вскрытия общие объемы пустых пород и полезного ископаемого будут одинаковыми. Это значит, что прямая суммарная стоимость полученной продукции, а также прямые суммарные затраты на разработку месторождения также будут примерно одинаковыми, хотя их соотношение внутри периода эксплуатации будет изменяться по-разному в зависимости от рассматриваемого варианта развития работ. Это позволяет применить более простой критерий

$$\mu_{2i} = \frac{З_i}{Ц_i} \to \min, \tag{3}$$

где $З_i$ — прямые затраты на разработку месторождения с начала строительства до данного (i-й год) времени (нарастающий итог), руб.; $Ц_i$ — прямая стоимость полученной за это время продукции, руб.

С достаточной степенью точности можно считать, что ценность добытой продукции прямо пропорциональна добываемому количеству полезного компонента.

Изменяющаяся часть капитальных затрат складывается из двух основных элементов: затрат на приобретение оборудования и затрат на горнокапитальные работы (состоящих в основном из горнокапитальной вскрыши). Эти затраты прямо пропорциональны объемам работ. То же, но с еще большим приближением, относится к эксплуатационным затратам. Таким образом, можно допустить, что прямые (без учета фактора времени) затраты на разработку месторождения к данному моменту времени прямо пропорциональны объемам горной массы. Отсюда вытекает еще более простой критерий

$$\mu_{3i} = \frac{Q_i}{M_i} \to \min, \tag{4}$$

где Q_i — объем горной массы, вынутой из карьера до данного времени (i-й год), $м^3$; M_i — количество основного металла (полезного компонента), содержащееся в добытом до данного времени полезном ископаемом, $т$.

При разработке месторождений со сравнительно стабильным качеством полезного ископаемого ценность полученного продукта прямо пропорциональна количеству добытого полезного ископаемого. Затраты на добычные работы (при обычном условии равенства проектной производительности карьера по полезному ископаемому при всех вариантах вскрытия) практически одинаковы при всех вариантах вскрытия. Тогда основным изменяющимся параметром будут затраты на вскрышные работы. Сказанное позволяет сформулировать еще более простой критерий оценки

$$\mu_{4i} = \frac{V_i}{P_i} \to \min, \tag{5}$$

где V_i, P_i — объем, соответственно, пустых пород и полезного ископаемого, вынутых до данного (i-й год) времени, $м^3$.

По смыслу этот критерий является средним с начала отработки коэффициентом вскрыши.

Следовательно, в зависимости от разведанности и изменчивости месторождения, наличия данных по обогатимости, надежности оптовых цен и других факторов, можно рекомендовать такие критерии оценки эффективности способов вскрытия и направления развития горных работ (в порядке возрастания сложности расчетов и учета все большего количества факторов): минимум μ_4, μ_3, μ_2, μ_1.

Конечно, необходимы исследования по уточнению области применения тех или иных критериев в каждом конкретном случае.

Существует удобный метод решения задачи при помощи кумулятивного графика рассматриваемых параметров (рис. 1). Если точка O является начальным, а точка B — конечным моментом разработки карьерного поля, то задача сводится к поиску такой стратегии развития горных работ (перехода из точки O в точку B), при которой минимизируется принятый критерий эффективности.

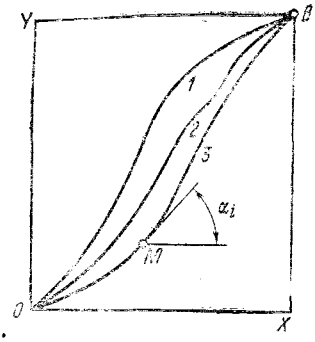


Рис. 1. Кумулятивный график $Y=f(X)$

Любой рассмотренный критерий можно представить в виде

$$\mu_i = \frac{Y_i}{X_i} = \operatorname{tg} \alpha_i . \qquad (6)$$

Если вместо Y_i и X_i брать соответственно прямые затраты на разработку и прямую стоимость продукции, то получим критерий μ_2; объем горной массы и количество металла — критерий μ_3 и т. д.

Наилучшему варианту будет соответствовать самое низкое положение линии $Y=f(X)$. На рис. 1 этот вариант обозначен кривой *3*.

Чтобы реализовать рассмотренные критерии при поиске рационального направления развития горных работ в карьерном поле, можно воспользоваться методом изолиний и изоповерхностей. Если перемещать в карьере «трафарет» рабочей зоны Aa_0B (рис. 2), то каждой из точек дна карьера будет соответствовать конкретное количество руды P, попадаемой в рабочую зону. Можно найти и геометрические места точек, соответствующие наперед заданным значениям P, т. е. получить изолинии объемов руды (Oa_0O'; $1a_11'$ и т. д.).

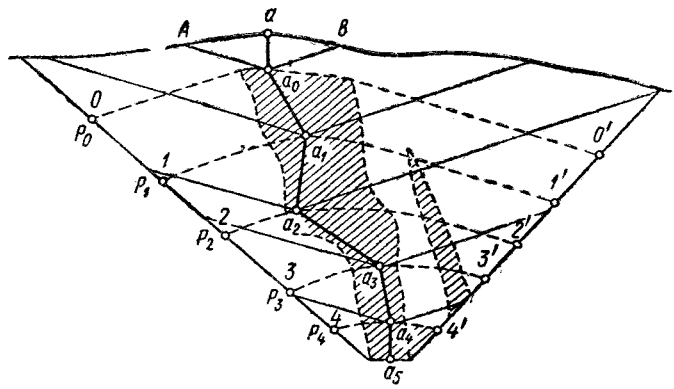


Рис. 2. Схема к определению рационального направления развития горных работ в карьере

Если перемещать «трафарет» рабочей зоны по изолинии и замерять объем горной массы, то можно найти точку с минимумом этого объема

$$\frac{Q_{\min}}{P} = \frac{V_{\min} + P}{P} = \mu_4 + 1, \qquad (7)$$

т. е. в этой точке соблюдается критерий μ_4. Переходя от одной изолинии к другой, найдем рациональное направление углубки карьера $aa_0a_1a_2a_3a_4a_5$.

Плоская задача сравнительно легко разрешается графо-аналитическим и аналитическим способами, удалось ее решить и на ЭВМ. Объемная задача значительно сложнее. Разработан один из графо-аналитических вариантов решения и ведутся поиски аналитического решения [1].

Аналогично можно строить изолинии и изоповерхности количества добываемого металла, концентрата, стоимости добываемой продукции и т. д. в зависимости от принятого критерия оценки эффективности принимаемого решения.

Производительность карьера определяется по двум группам факторов: горнотехническим и экономическим.

Не останавливаясь на методах определения производительности карьера, которые даны в монографиях [1, 2], рассмотрим некоторые общие вопросы этой проблемы.

Известно два метода определения возможной производительности карьеров по полезному ископаемому:

1) по возможной интенсивности развития горных работ

$$A_{Pi} = h_{Oi} S_i \frac{1-\eta_i}{1-\rho_i}, \ м^3/год, \tag{8}$$

где h_{Oi} — скорость понижения добычных работ в i-м периоде работы карьера с углубкой или скорость перемещения фронта добычных уступов при работе без углубки карьера, $м$/год; S_i — площадь залежи полезного ископаемого в i-м периоде: горизонтальная при работе с углубкой, вертикальная при работе без углубки, $м^2$; η_i, ρ_i — коэффициент, соответственно, потерь и объемного разубоживания;

2) по возможному количеству экскаваторных добычных забоев

$$A_{Pi} = Q_д K_i m_i, \ м^3/год, \tag{9}$$

где $Q_д$ — производительность добычного экскаватора, $м^3$/год; K_i — количество добычных уступов в i-м периоде, шт.; m_i — количество добычных экскаваторов на уступе, шт.

Производительность по горной массе A_i выражается через коэффициент вскрыши n_i, который обычно стремятся усреднять по периодам,

$$A_i = A_{Pi}(1+n_i), \ м^3/год. \tag{10}$$

При многоуступной разработке должно соблюдаться равенство скоростей перемещения рабочих уступов $l_р$. Этот принцип выражается уравнениями:

$$l_{pi} \geqslant l_{p(i+1)}, \ м/год, \tag{11}$$

или

$$\frac{Q_i N_i}{L_i h_i} \geqslant \frac{Q_{i+1} N_{i+1}}{L_{i+1} h_{i+1}}, \ м/год, \tag{12}$$

где Q_i, Q_{i+1} — производительность экскаваторов на i-м и $(i+1)$-м уступах, $м^3$/год; N_i, N_{i+1} — количество экскаваторов на i-м и $(i+1)$-м уступах, шт.; L_i, L_{i+1} — длина фронта работ i-го и $(i+1)$-го уступов, $м$; h_i, h_{i+1} — высота i-го и $(i+1)$-го уступов, $м$.

При работе с углубкой карьера скорость углубки $h_г$ ограничивается скоростью отгона верхних уступов $l_р$

$$h_{гi} \leqslant \frac{l_{pi}}{\operatorname{ctg}\varphi_i + \operatorname{ctg}\beta_i}, \ м/год, \tag{13}$$

где φ_i — угол откоса рабочего борта в i-м периоде, град.; β_i — угол направления углубки карьера, град.

Решение этих вопросов сильно усложняется из-за изменчивости во времени (по мере развития горных работ) всех рассматриваемых параметров.

Часто при проектировании и исследованиях не учитывают некоторые особенности влияния указанных выше закономерностей.

Изменение длины фронтов и количества рабочих уступов вызывает необходимость маневрировать экскаваторами и перегонять их с уступа на уступ. Фронт работ изменяется сравнительно плавно, а количество экскаваторов и уступов скачкообразно. Если экскаваторов меньше, чем рабочих уступов, то перегоны могут значительно отразиться на их производительности. Если же увеличивать высоту уступов, чтобы сократить их количество, то можно снизить интенсивность отработки месторождения, а значит, и производительность карьера. В последнее время всюду стремятся применять наиболее мощные экскаваторы и высокие уступы, хотя в некоторых случаях это ухудшает эффективность работ.

Изменчивость фронтов работ на уступах вызывает необходимость резервирования производительности экскаваторов с тем, чтобы обеспечить нужную скорость понижения горных работ. Этот факт не учитывается в нормах производительности экскаваторов и на крупных карьерах приводит к занижению расчетного количества экскаваторов. В то же время при современном развитии математических методов и вычислительной техники можно более точно определить потребное количество оборудования.

Следует также обратить внимание на закономерность, которая особенно ярко проявляется в период строительства глубоких карьеров, но может влиять и на эксплуатацию. Дело в том, что при строительстве фронт работ по мере углубки карьера непрерывно увеличивается, а количество экскаваторов после достижения проектного уровня остается постоянным. Если максимум количества оборудования не совпадает с максимумом длины фронта работ или нарушается прямая пропорциональность

$$N_{эj} = \frac{1}{L_б} L_{фj}, \qquad (14)$$

где $N_{э\,j}$ — общее количество экскаваторов в i-м периоде, шт.; $L_{ф\,j}$ — общая длина фронта работ, *м*; $L_б$ — нормативная длина экскаваторных блоков, *м*, то углубка карьера начинает тормозиться.

Так, при углубке H карьера на 150 *м* фронт работ $L_ф$ достигнет 20 *км* (рис. 3, *а*). Если количество экскаваторов $N_э$ составит 20 шт., то длина экскаваторных блоков изменится от 280 до 1000 *м*. В связи с этим возможная скорость углубки h постепенно снизится и в среднем составит 25,9 *м*/год (рис. 3, *б*).

Если же рассчитывать на среднюю длину блоков 300—350 *м*, то получится скорость углубки 35 *м*/год.

Эти данные получены при довольно схематичном рассмотрении вопроса. Если же по указанной схеме вести более подробные расчеты, то возможная скорость углубки, видимо, окажется еще меньше.

Проблема границы карьеров волнует всех исследователей и проектировщиков. Очень трудно определить экономические критерии целесообразности наземной разработки месторождений.

Весьма популярной идеей расчетов является получение при разработке месторождения максимума прибыли. Причем исторически сложилась ситуация, при которой себестоимость руды на открытых работах в 1,5—2 раза ниже, чем на подземных. Это стали считать одной из основных особенностей открытых работ, и никого не удивляет, что рядом работающие карьер и шахта дают себестоимость руды, соответственно, 1,5 и 3,0 руб./*т*. Попытка повысить производительность карьера, увеличив себестоимость руды до 2—2,5 руб./*т*, воспринимается как крамольная.

Идею максимума прибыли при разработке месторождения комбинированным (наземным и подземным) способом успешно развил П. И. Городецкий [6], а в последние годы В. С. Хохряков [7], который в расчетах учитывает фактор времени, эффективность капитальных вложений и влияние технического прогресса.

По этим методам прибыль повышается за счет уменьшения конечной глубины карьеров и снижения себестоимости руды на открытых работах. Так, по методу П. И. Городецкого, себестоимость руды из карьера получается обычно в 1,5—1,8 раза ниже, чем из шахт, а по методу В. С. Хохрякова — в 1,8—2,0 раза. Это сильно занижает производственную мощность и границы карьеров в случае, когда возможна последующая подземная разработка месторождения.

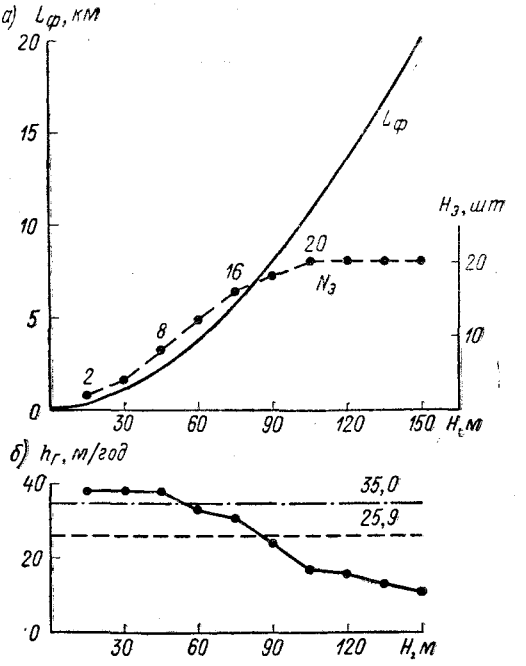


Рис. 3. Изменение по мере углубки карьера в период строительства общей длины фронта работ и количества экскаваторов (*а*), а также скорости углубки карьера (*б*)

В лучшем положении оказались месторождения, для которых вариант подземных работ неприемлем. Тогда границы карьера определяют, исходя из соображений рентабельности и народнохозяйственной эффективности.

Иллюстрацией недостаточной обоснованности использования максимума прибыли является тот факт, что почти все карьеры, границы которых определены по этому принципу, благополучно перешли через конечный контур и успешно работают до настоящего времени. Более того, на некоторых месторождениях наблюдается тенденция перехода с подземного на открытый способ разработки.

Применительно к определению границ открытых работ и границ разработки месторождений вообще идея максимума прибыли должна использоваться осторожно, так как речь идет о невосполнимых сырьевых ресурсах, и нужно разумно использовать их наиболее полно, что в конечном счете приведет к росту эффективности производства в масштабе страны. Недостаточно оценивается также и тот факт, что подземная разработка во многих случаях вызывает большие потери полезного ископаемого.

При определении границ карьеров нужно руководствоваться такими же соображениями, как и при определении границ шахтных полей. Нужно проектировать современное высокомеханизированное предприятие, обеспечивающее нормальную экономическую эффективность и наиболее полное использование недр Земли. В качестве меры эффективности можно использовать уровень прибыли, рентабельности, окупаемость капиталовложений в нормативный срок.

Для определения границ карьеров применяются две группы методов: 1) методы вариантов в различных разновидностях, включая и применение мощных ЭВМ; 2) методы, использующие в качестве эта-

лонов граничный (экономически целесообразный, предельный) коэффициент вскрыши.

Методы второй группы обладают простотой и наглядностью. Методы вариантов учитывают значительно большее количество факторов и считаются более точными. Но, к сожалению, их точность в большинстве случаев кажущаяся. Недостаточная достоверность многих исходных стоимостных данных снижает надежность расчетов.

Исследования [1, 3, 4] показали, что граничный коэффициент вскрыши является величиной переменной для разных участков рудной залежи и изменяется во времени. Наиболее простая форма зависимости

$$n_{эi} = \frac{C_{дi} - a_i}{b_i}, \qquad (15)$$

где $n_{эi}$ — граничный коэффициент вскрыши в i-м периоде, $м^3/м^3$; $C_{д\,i}$ — допустимая себестоимость руды, выдаваемой из карьера, руб./$м^3$; a_i, b_i — себестоимость, соответственно, руды и вскрышных пород в i-м периоде, руб./$м^3$.

Существует много уравнений для определения $n_э$ [1, 3]. Не затрагивая их, рассмотрим некоторые особенности использования при установлении границ карьера эталона — граничного коэффициента вскрыши.

Необходимо запроектировать карьер, в котором себестоимость руды $C_{o\,i}$ в любом периоде работы не будет превосходить допустимую $C_{д\,i}$. Чем ближе фактическая себестоимость к допустимой, тем ближе показатели работы карьера к нормальным по данной отрасли в настоящий момент. Если $C_{o\,i} < C_{д\,i}$, то карьер работает более эффективно, чем задано.

Значит, нужно проектировать карьер с заранее заданной себестоимостью руды. Довольно близко к этой цели подходит принцип, предложенный нами в 1956 г. [1, 5]. Во всех периодах работы карьера должно соблюдаться условие

$$n_{эi} \geqslant n_0 + n_i, \qquad (16)$$

где n_0 — первоначальный коэффициент вскрыши, приведенный по стоимости к нормальному периоду работы; n_i — эксплуатационный коэффициент вскрыши i-го периода.

В проектной практике наиболее часто используется принцип

$$n_э \geqslant n_к, \qquad (17)$$

где $n_к$ — контурный коэффициент вскрыши.

Особенностью этого принципа является незнание ожидаемой себестоимости руды в проектируемом карьере. Если же на месторождении мощность налегающих пород окажется небольшой, то себестоимость руды будет меньше допустимой. При принятии в качестве допустимой себестоимости из подземных работ $C_п$ считается возможным равенство $C_o = C_п$, а на деле проектируется карьер, в котором $C_o < C_п$. За счет этого занижаются границы открытых работ, производительность карьера и приходится для компенсации строить другие карьеры или шахты с меньшей эффективностью.

Распространенным способом повышения эффективности работ является разбивка карьера на очереди разработки. Это значительно расширяет область наземных работ и увеличивает глубину карьеров.

При разбивке на очереди обычно руководствуются следующими предпосылками: 1) включить в первую очередь запасы руды, обеспечивающие работу карьера в течение нормативного срока амортизации;

2) снизить коэффициент вскрыши первого периода работы и отнести выемку части вскрышных пород с первого периода на последующие.

По этой проблеме есть интересные исследования В. С. Хохрякова [7], которые предлагают отнести на более отдаленный срок наиболее трудный (по эксплуатационным коэффициентам вскрыши) период работы карьера. При этом считается, что за счет экономии, полученной в первый период, можно окупить перерасходы последующих периодов.

Однако если карьер в каком-то из периодов начнет выдавать руду по непомерно высокой себестоимости, ему вряд ли зачтут ранее полу-

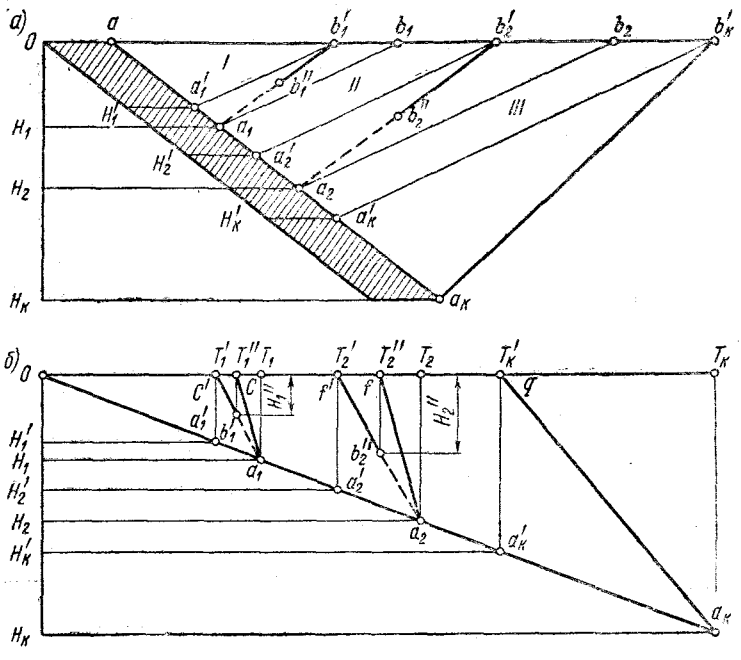


Рис. 4. Отработка карьера в три этапа (*а*) и график $H=f(T)$ взаимодействия горных работ (*б*)

ченную высокую прибыль. Очевидно, будет поставлен вопрос о прекращении работ. Значит, во всех периодах должно соблюдаться условие

$$C_{oi} \leqslant C_{дi}. \tag{18}$$

Есть еще одна особенность поэтапной отработки, которая пока плохо отражена в методах расчета. Ни одна очередь карьера не должна отрабатываться до конца. Задолго до этого нужно начинать разнос временного нерабочего борта, а значит при экономических расчетах нельзя ориентироваться на запасы в карьерах первой очереди, второй и т. д., а следует рассматривать процесс динамически.

Эту проблему можно решить, воспользовавшись графо-аналитическим методом [1, 2].

Если карьерное поле разбито на три этапа (рис. 4, *а*), то процесс развития горных работ можно представить на графике (рис. 4, *б*).

Понижение дна карьера изображается на графике $H=f(T)$ линией $Oa_1a_2a_к$, скорость понижения характеризуется тангенсом угла наклона этой линии к оси T. Когда дно карьера опустится на глубину H_1' в точку a_1', начнется формирование временного нерабочего борта a_1b_1' первой очереди (на графике линия $c'a_1$). При достижении им высоты H_1''

нужно начинать разнос борта (на графике линия ca_1), который закончится через T_1 лет и рабочий борт займет положение a_1b_1 уже в пределах второго этапа отработки.

Продолжительность остановки борта (рис. 4, *б*)

$$T_{01} = T_1'' - T_1', \text{ лет.} \tag{19}$$

На разнос борта до глубины H_1 остается $T_1 — T_1''$ лет, и его нужно вести со средней скоростью

$$h_р = \frac{H_1}{T_1 - T_1''}, \ м/год. \tag{20}$$

На втором этапе отработки формирование временного нерабочего борта a_2b_2' начнется при глубине карьера H_2'. Процесс изобразится на графике линией $f'a_2$. Разнос борта (на графике линия fa_2) нужно начинать через T_2'' лет. Продолжительность остановки борта

$$T_{02} = T_2'' - T_2', \text{ лет.} \tag{21}$$

При глубине карьера $H_к'$ рабочий борт выйдет на конечный контур карьера (точка $b_к'$) и начнется формирование конечного борта погашения $a_к b_к'$ (на графике линия $qa_к$).

После подсчета объемов работ по известной методике [1] определяются все необходимые параметры работ. Серьезной проблемой является технология и организация работ по разносу временного нерабочего борта, а также экономические аспекты этого разноса, но в этом направлении сделаны пока только первые шаги.

ЛИТЕРАТУРА

1. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. Недра, 1970.
2. Арсентьев А. И. и др. Планирование развития горных работ в карьерах. Недра, 1972.
3. Арсентьев А. И., Полищук А. К. Развитие методов определения границ карьеров. Наука, 1967.
4. Арсентьев А. И., Полищук А. К., Захваткин Б. Н. Открытая разработка руд, потерянных при подземной добыче. Наука, 1970.
5. Арсентьев А. И. Определение производительности и глубины карьеров. Сб. трудов Криворожского горнорудного ин-та, вып. V. Гостехиздат, 1956.
6. Городецкий П. И. Основы проектирования горнорудных предприятий. Металлургиздат, 1955.
7. Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений этапами. Изв. вузов, Горн. ж., 1965, № 10.