Записки Ленинградского орденов Ленина и Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. XLIV, вып. 1, 1961 г.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ КАРЬЕРА И ГОДОВЫХ ОБЪЕМОВ ВСКРЫШИ НА ОСНОВЕ ОПЫТА ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Н. Д. Золотарев

Уже на первом этапе проектирования возникает необходимость в определении объема общих и годовых перевозок руды, породы и верхнего контура карьера.

Из объема работ на расчетный год предварительно известна производительность карьера $A_р$ по руде и неизвестен объем породных работ $B_р$, который и необходимо определить для всех последующих расчетов. Проектные расчеты по годовому объему породных работ можно представить следующими зависимостями:

$$B_р = A_р n_{ср}; \tag{1}$$

$$B_р = A_р n_{ср.э}; \tag{2}$$

$$B_р = A_р K n_{ср.э}; \tag{3}$$

$$B_р = A_р n_р, \tag{4}$$

где $n_{ср} = \frac{B}{Q}$ — средний коэффициент вскрыши;

B — общий объем вынимаемой в контуре карьера породы;

Q — общий объем извлекаемой руды;

$n_{ср.э} = \frac{B - B'}{Q - Q'}$ — средний эксплуатационный коэффициент вскрыши;

B' — объем породы в контуре карьера, вынимаемой в период строительства;

Q' — попутная добыча, величиной которой часто можно пренебречь при расчете $n_{ср.э}$;

$K = \frac{n_р}{n_{ср.э}}$ — коэффициент неравномерности годовых объемов породных работ в период эксплуатации;

$n_р = \frac{B_р}{A_р}$ — коэффициент вскрыши на расчетный год.

Коэффициенты вскрыши $n_{ср}$ и $n_{ср,э}$ находятся в границах, определенных по методике П. И. Городецкого,

$$a_0 = a + bn_э = c;$$

$$n_э = \frac{c-a}{b}$$

$$n_э = n_к = n_р^I;$$

$$S = S'' - S' = S_{max}, \qquad (5)$$

где a_0 — полная себестоимость добычи карьера, *руб/м*^{3};

c — показатель допустимой себестоимости добычи с данного карьера, *руб/м*^{3};

b — себестоимость породных работ, *руб/м*^{3};

a — себестоимость добычи без погашения вскрыши, *руб/м*^{3};

$n_э$ — экономически допустимый коэффициент вскрыши, по которому определяется граница карьера;

$n_к$ — условный коэффициент вскрыши на границе карьера (рис. 1, *а*);

$n_р^I$ — расчетный коэффициент вскрыши (рис. 1, *б*);

S — сравнительная экономичность разработки запасов Q открытым способом;

$S' = aQ + bB$ — общие эксплуатационные затраты на разработку запасов Q открытым способом;

$S'' = cQ$ — общие расходы на получение запасов Q при затратах на каждый кубический метр, равных c.

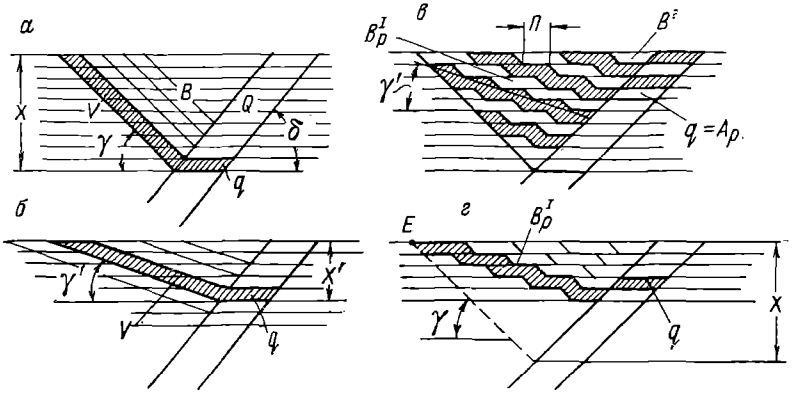


Рис. 1. К методике определения границ карьера

— по принципу $n_к = n_э$ при делении на слои под углом откоса γ конечного борта карьера, $n_к = \frac{V}{q} =$ *б* — по принципу $n_р^I = n_э$ при делении на слои под углом откоса γ' рабочего борта карьера, $n_р^I = \frac{V}{q} = n_э$; *в* — действительное развитие фронта работ в карьере, $n_р^I = \frac{B_р^I}{A_р} =$ *г* — построени борта карьера верхнего контура

Зависимость (5) отражает рентабельность открытой разработки, поэтому является главной в методике П. И. Городецкого и при конкретном проектировании.

При проектировании за показатель *с* обычно принимают себестоимость подземной добычи или существующую отпускную цену руды, угля или естественных строительных материалов. За показатель *с* можно при-

нимать и наибольшую экономически допустимую себестоимость руды или угля в данном экономическом районе. Например, не всегда целесообразно строить угольный разрез, устанавливая его границу по себестоимости подземной добычи. Надо проверить, не получится ли себестоимость угля с этого разреза больше цены привозного топлива. Если проверка подтвердит высокую стоимость добычи, то лучше ограничить размер карьера, построив его по заданной себестоимости, или в ряде случаев — не строить карьера совсем и пользоваться привозным топливом.

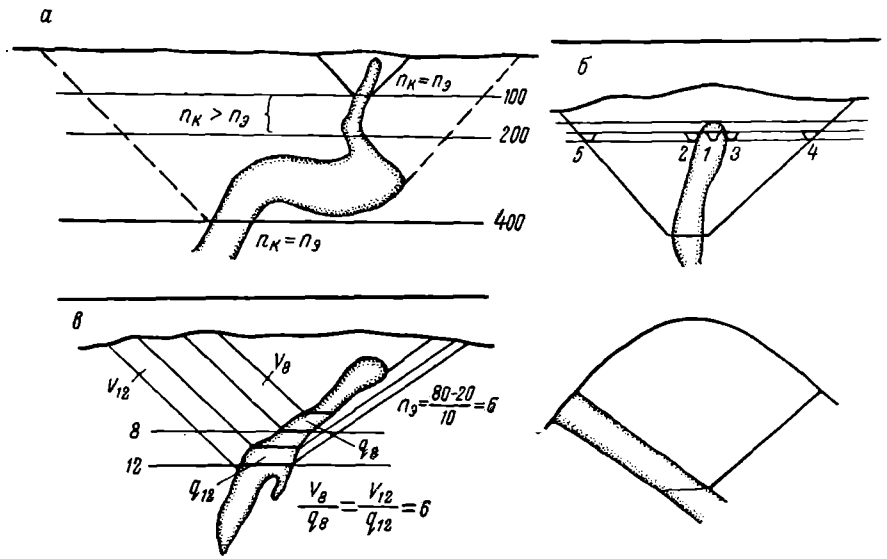


Рис. 2. Условия залегания, усложняющие определение границ карьера:
а — глубокое залегание основной части залежи; *б* — глубокое залегание и гористый рельеф (*1—5* — варианты начального положения фронта работ); *в* — изменяющаяся мощность залежи

При этом необходимо учитывать капитальные затраты на строительство карьера и подземного рудника, а также сроки строительства и достижения требуемой производительности предприятия. На рис. 2, *а* показан случай, когда организация большого карьера может оказаться нецелесообразной по капитальным затратам и длительному сроку строительства.

Для простых условий (рис. 1, *а*)

$$B = 0{,}5X^2 (\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\delta),$$

где X — глубина карьера;

γ, δ — углы откоса карьера.

$$n_{ср} = \frac{B}{Q} = 0{,}5\,\frac{X(\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\delta)}{m}$$

где m — горизонтальная мощность залежи.

$$X = \frac{n_э m}{\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\delta};$$

$$n_{ср} = 0{,}5 n_э \qquad (6)$$

Условие (6) отвечает наибольшей экономичности S построенного карьера. Поэтому при проектировании часто не подсчитывают абсолют-

ной экономичности S в стоимостном выражении для разных глубин карьера, а проверяют значение $n_{ср}$. При этом возможны три случая: 1) $n_{ср} < n_э$; 2) $n_{ср} = n_э$; 3) $n_{ср} > n_э$.

Наиболее характерен первый случай. Второй случай возможен при значительной толще пустых пород над выходом залежи, при неправильных залежах с переменными мощностями и углами падения или при гористом рельефе поверхности. Третий случай свидетельствует о грубых просчетах проектировщика, который не учел особенностей формы залежи и поверхности при установлении границ карьера на поперечных разрезах.

На рис. 2, *б* показаны примеры залегания, при которых средний коэффициент вскрыши может получиться примерно равным экономически допустимому. По рис. 2, *в* видно, что может быть несколько горизонтов или границ карьера по глубине, где

$$n_к = \frac{V}{q} = n_э.$$

Если отойти от условия $n_к = n_э = n_р^l$ и допустить, что $n_{ср} = n_э$, то глубина карьера увеличивается в 2 раза для условий рис. 1, расчетный коэффициент вскрыши $n_р^l$ будет равен 2 $n_э$, а сравнительная экономичность S открытых работ становится равной 0. Поэтому такой вариант карьера обычно не допускается, но в частных случаях, как указывает П. И. Городецкий, возможен по известным преимуществам открытой и недостаткам подземной разработок в конкретных условиях. Учет других факторов, кроме стоимостных показателей по эксплуатации, характерен для методики П. И. Городецкого, особенно подчеркивающего значение для экономической целесообразности сроков строительства карьера эффективности капитальных затрат и высокой производительности труда на открытых разработках.

Годовые объемы породных работ в принятом контуре карьера рассчитывают, как указывалось, по зависимостям (1)—(4). Зависимости (1), (2) пригодны только для частных случаев и грубых прикидок. Когда условия залегания соответствуют рис. 1 и $n_{ср} = 0{,}5\ n_э$, а $B_р = 0{,}5\ A_р n_э$, грубую прикидку можно сделать уже при определении границ карьера без построения его контура.

Зависимости (3), (4) наиболее полно и правильно отражают проектную практику и действительную работу карьеров. Коэффициент неравномерности годовых объемов породных работ K зависит от конкретных условий залегания, начального положения (рис. 2, *б*), вариантов подвигания фронта смежных уступов (рис. 3), а также от производительности карьера по руде, горизонтальной мощности залежи, запасов руды в пределах уступа и др. Судить о величине K можно путем изучения опыта действующих карьеров и анализа проектов, заполнив для этого анализа соответствующую таблицу величин, влияющих на K. Такие таблицы рекомендуется составлять, пополнять и анализировать каждой проектной организации, так как выводы из них помогут при конкретном проектировании новых объектов.

Определить величину K можно и специальными исследованиями характерных случаев разработки. Однако особых затруднений определения этой величины при проектировании конкретного объекта не встречается, а в процессе определения уясняются и уточняются детали разработки.

Обобщая проектную практику, рассмотрим положение и подвигание фронта смежных уступов в связи с годовыми объемами породных работ. При разработке любых месторождений возможны три варианта подви-

гания смежных уступов, показанных на рис. 3 применительно к разработке крутопадающих месторождений.

Вариант I — подвигание с минимальным опережением (см. рис. 3, *а*), когда площадка $П = П_{min}$, а годовые объемы породных работ $B_р$ постепенно возрастают до B^{I}_{max} и затем уменьшаются:

$$B_2^I < B_3^I < \quad . B_5^I = B^I_{max}. \quad > B^I_{n-1} > B_n^I.$$

Число рабочих уступов по породе переменное. Задержка работ на верхних уступах может привести к остановке нижних уступов и сниже-

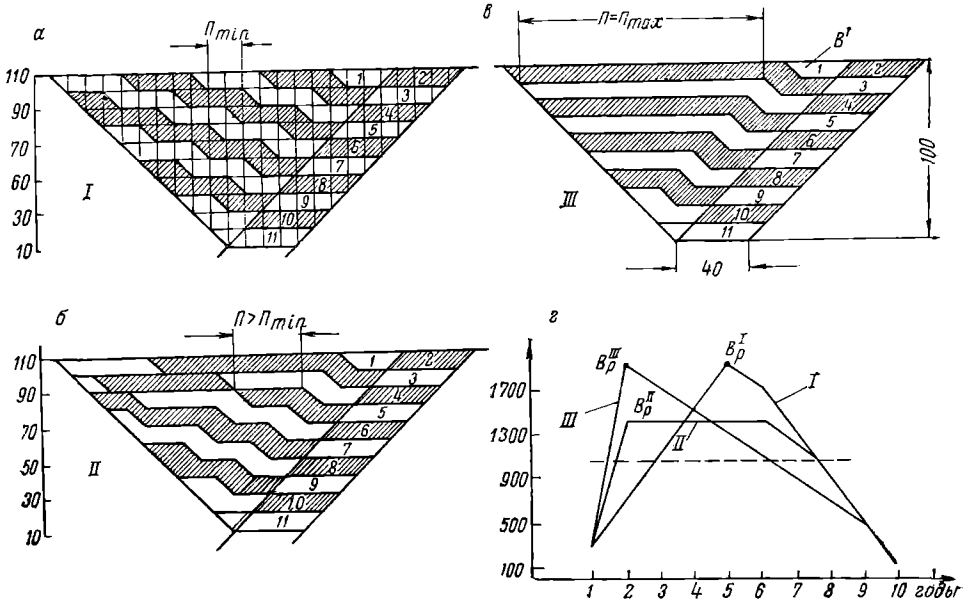


Рис. 3. К методике расчета годовых объемов и коэффициентов неравномерности породных работ:
I, II, III — варианты подвигания уступов

нию добычи. Расчетный годовой объем породных работ $B^{I}_{р}$ принимается равным B^{I}_{max}:

$$B_р^I = n_р^I A_р,$$

где $A_р$ — годовая добыча, равная в частном случае запасам руды на уступе;

$n_р^I = K^I n_{ср.\,э}$ — коэффициент вскрыши на расчетный год.

Выражение для $n_р^I$ можно представить следующим образом:

$$n_р^I = K^I (n_{ср} - n'),$$

где $n' = \frac{B'}{Q}$ — коэффициент первоначальной вскрыши.

Вариант II — подвигание с необходимым опережением по условию усреднения годовых объемов породных работ, когда $П \geqslant П_{min}$, а годовые объемы породных работ $B^{II}_{р}$ принимаются на несколько лет неизменными, а затем уменьшаются (см. рис. 3, *б*):

$$B_2^{II} = B_3^{II} \ldots = B_6^{II} = B^{II}_{max} \ldots > B^{II}_{n-1} > B_n^{II}.$$

Наибольшее число рабочих уступов по породе обычно несколько меньше, чем при варианте *I* Жесткой зависимости в подвигании фронта верхних уступов нет Расчетный годовой объем породных работ $B_{\text{р}}^{\text{II}}$ принимается $B_{\max}^{\text{II}}$:

$$B_{\text{р}}^{\text{II}} = n_{\text{р}}^{\text{II}} A_{\text{р}} \quad n_{\text{р}}^{\text{II}} < n_{\text{р}}^{\text{I}};$$
$$B_{\text{р}}^{\text{II}} < B_{\text{р}}^{\text{I}} \quad n_{\text{р}}^{\text{II}} = K^{\text{II}} n_{\text{ср. э}};$$
$$n_{\text{р}}^{\text{II}} = K^{\text{II}} (n_{\text{ср}} - n').$$

Вариант III — подвигание с наибольшим опережением когда $П \leqslant \leqslant П_{\max}$, а годовые объемы породных работ $B_{\text{р}}^{\text{III}}$постепенно уменьшаются от $B_2^{\text{III}} = B_{\max}^{\text{III}}$ до $B_n^{\text{III}} = B_{\min}^{\text{III}}$ (см. рис. 3, *в*)

Число рабочих уступов по породе наименьшее. Расчетный годовой объем породных работ $B_{\text{р}}^{\text{III}}$ принимается $B_{\max}^{\text{III}}$

$$B_{\text{р}}^{\text{III}} = n_{\text{р}}^{\text{III}} A_{\text{р}} \quad n_{\text{р}}^{\text{III}} \geqslant n_{\text{р}}^{\text{I}}$$
$$B_{\text{р}}^{\text{III}} \geqslant B_{\text{р}}^{\text{I}} \quad n_{\text{р}}^{\text{III}} = K^{\text{III}} n_{\text{ср. э}} = K^{\text{III}} (n_{\text{ср}} - n').$$

Изменение годовых объемов породных работ за срок существования карьера зависит от многих природных и организационно-технических факторов. Так, например, случай рис. 3, *в* характерен при разработке крутопадающего месторождения, выходящего на относительно крутой склон горы, а случай рис. 3, *а* — при равнинном рельефе местности, когда работают с минимальными затратами по породным работам в первые годы существования карьера.

Порядок развития фронта, показанный на рис. 3, *б*, *в*, применяется, когда форсируют породные работы в начале разработки, используя простые коммуникации внешних траншей, небольшую глубину разработки и значительную длину фронта работ на верхних горизонтах с целью создания надежных условий подготовки фронта добычи на средних горизонтах месторождения. Этот порядок почти неизбежно создается на малых карьерах, когда на породных работах достаточен один экскаватор скального типа, справляющийся с годовым объемом работ. Форсировать подвигание фронта по верхним уступам приходится, когда рудное тело в зоне средних уступов меняет угол падения (выпуклость висячего бока), а начальное положение фронта остается по контакту с висячим боком или когда трасса съездов переносится с борта лежачего бока на борт висячего бока.

Абсолютная величина годовых объемов породных работ, очевидно, зависит от производительности карьера $A_{\text{р}}$ по руде, элементов карьера и условий залегания месторождения. При этом возможны три случая по размеру годовой добычи: 1) $A_{\text{р}} < q$; 2) $A_{\text{р}} \approx q$; 3) $A_{\text{р}} > q$ (q — запасы руды на одном уступе). Система разработки, вскрытие и размещение транспортных коммуникаций карьера решаются относительно просто при $A_{\text{р}} < q$, за исключением некоторых случаев, когда горизонтальная мощность залежи незначительна. Эти решения осложняются при $A_{\text{р}} \approx q$. Случай $A_{\text{р}} > q$ наиболее сложен и решается относительно просто только при разработке верхних горизонтов, вскрытых внешними траншеями, или при косогорном рельефе местности, когда возможны непосредственные заезды с поверхности на все уступы.

Технические возможности подготовки фронта добычи зависят от элементов залегания и размеров залежи, например от горизонтальной

мощности. Здесь также возможны три случая соотношения горизонтальной мощности m с размером площадок $П$ на уступах: 1) $m > П_{min}$; 2) $m \approx П_{min}$; 3) $m < П_{min}$.

Рассмотрим определение $B_р$ и коэффициентов K на простом цифровом примере, когда конечная глубина карьера небольшая, $m \approx 2П_{min}$; и начальное положение фронта принято вдоль контакта с висячим боком залежи (см. рис. 3).

Исходные данные следующие:

1) глубина карьера $H = 100$ *м*;
2) объем породы на единице длины карьера $B = 10\,000$ *м*³;
3) запас руды на единице длины карьера $Q = 4\,000$ *м*³;
4) объем горнокапитальных работ на единице длины карьера $B' = 300$ *м*³;
5) средний коэффициент вскрыши $n_{ср} = \frac{B}{Q} = 2{,}5$ *м*³/*м*³;
6) коэффициент первоначальной вскрыши $n' = \frac{B'}{Q} = 0{,}075$;
7) средний эксплуатационный коэффициент вскрыши

$$n_{ср \cdot э} = \frac{B - B'}{Q} = n_{ср} - n' = 2{,}43;$$

8) высота уступа $h = 10$ *м*;
9) минимальная ширина площадки $П_{min} = b = 20$ *м* (b — ширина дна разрезной траншеи);
10) горизонтальная мощность залежи $m \approx 2П_{min} = 40$ *м*;
11) объем руды на единице длины уступа $q = hm = 400$ *м*³;
12) годовая добыча $A_р \approx q = 400$ *м*³.

Определим технико-экономические показатели разработки при трех вариантах подвигания фронта смежных уступов (см. табл. 1):

вариант I при $П = П_{min}$ (рис. 3,*а*);
вариант II при $П \geqslant П_{min}$ (рис. 3,*б*);
вариант III при $П \leqslant П_{max}$ (рис. 3,*в*).

Совмещенный график трех вариантов представлен на рис. 3, *г*, где пунктиром показан годовой объем породных работ, определенный по среднему эксплуатационному коэффициенту вскрыши [зависимость (2)].

Обобщения и экономические обоснования рассмотренных вариантов обстоятельно даны В. В. Ржевским [3]. Нас интересует методика определения коэффициентов K.

В данном конкретном случае, когда начальное положение фронта принято по контакту с висячим боком залежи, коэффициент K изменяется от 1,45 до 1,96. При проектировании рекомендуется прежде всего рассматривать вариант I развития фронта при принятой ширине рабочей площадки $П$. Годовые границы добычи и вскрыши строят на характерном разрезе, а результаты подсчетов сводят в таблицу и на график (см. рис. 3, *а, г*).

Затем решают вариант II развития фронта, выполняя соответствующее усреднение годовых объемов породных работ (см. рис. 3, *б, г*). При усреднении исключают объем горнокапитальных работ B', производимый в контуре карьера до пуска его в эксплуатацию. В данном случае объем породы, вынимаемой в период эксплуатации (B—B'), равен 9700. Суммируют годовые объемы породных работ по варианту I, включая год максимального объема:

$$B_2^{I} + B_3^{I} + \quad + B_{max}^{I} = \sum B.$$

В данном случае

$$B_2^{I} + B_3^{I} + B_4^{I} + B_{5\,max}^{I} = 700 + 1100 + 1500 + 1900 = 5200.$$

Таблица

Технико-экономические показатели карьера

Показатели	Варианты		
	I	II	III
Наибольший годовой объем породных работ $B_р$	1900	1400	1900
Год наибольшего объема породных работ	5	2, 3, 4, 5, 6	2 *
Наибольший годовой коэффициент вскрыши $n_р = \frac{B_р}{A_р}$	4,75	3,5	4,75
Коэффициент неравномерности породных работ в период эксплуатации $K = \frac{n_р}{n_{ср.э}}$	1,96	1,45	1,96
Наибольшее число рабочих уступов по породе	4—5	3—4	1—2
Капитальные затраты на оборудование и сооружения	Наибольшие	Меньше, чем по варианту I	Примерно равны варианту I
Организация строительства предприятия	Ввод в эксплуатацию сооружений карьера		
	Постепенный	Немедленный	
Сложность обслуживания рабочих площадок	Наибольшая	Средняя	Наименьшая
Себестоимость добычи в расчетном году		Наименьшая	
$a_0 = a + n_р b$	$a_0 = a + n_р^{I} b$	$a_0 = a + n_р^{II} b$	$a_0 = a + n_р^{III} b$

Сумму делят на число лет усреднения (в данном случае на 4 года):

$$\sum B : 4 = 5200 : 4 = 1300 < B_6^{I} = 1700.$$

Годовые объемы породных работ по варианту I в области максимума близки между собой (рис. 3, *а*), и в усреднение включают обычно следующие — ближайшие к максимальному годы.

В данном случае достаточно включить один год:

$$\sum B = B_2^{I} + B_3^{I} + B_4^{I} + B_5^{I}{}_{max} + B_6^{I} = 700 + 1000 + 1500 + 1900 + 1700 = 6900;$$

$$\sum B : 5 + 6900 : 5 = 1380 (\sim 1400) > B_7^{I} = 1300.$$

Принимается $B_р^{II} = 1400$.

Таким образом, окончательно получают годовые объемы породных работ по варианту II и откладывают их на чертеже (см. рис. 3, *б*). Как видно из рис. 3, *а, б,* начиная с седьмого года, развитие горных работ по варианту II аналогично варианту I.

До седьмого года

$$n_р^{II} = \frac{B_р}{A_р} = \frac{1400}{400} = 3{,}5;$$

$$K_р^{II} = \frac{n_р^{II}}{n_{ср.э}} = \frac{3{,}5}{2{,}43} = 1{,}45.$$

Правильность усреднений проверяют подсчетом нарастающего объема породных работ по вариантам I и II.

Год			
2	700		1400
3	1800		2800
4	3300		4200
5	5200		5600
6	6900		7000
7	8200	(8400)*	8200
8	9100	(9700)	9100
9	9600		9600
10	—		—
11	9700		9700

$B' = 300$; $B - B' = 10000 - 300 = 9700$;
2—6 — годы усреднения

При этом следят, чтобы нарастающие объемы по варианту II были больше, чем по варианту I, за все годы усреднения. Иначе будут подрезаться рабочие площадки $П$ и работа в карьере станет невозможной. Как видно из приведенных данных, усреднение можно вести до шестого-седьмого года. Если работать с усреднением дальше, то породные работы уже в восьмом году опустятся значительно ниже добычных (в данном случае до дна карьера), что ненужно и технически невозможно, так как затруднит доступ к фронту добычи или подрежет этот фронт на высоте последних трех уступов (см. рис. 3, *а, б*).

Разобранные в простейшем примере графические построения и расчеты неизбежны при проектировании, так как они позволяют выявить условия и детали разработки.

Посмотрим, как влияет на основные показатели изменение условий залегания, положения фронта работ, глубины карьера и ширины рабочих площадок.

1. При всех прочих равных условиях (см. рис. 3) изменим угол падения залежи δ с 45 до 90° Тогда $n_р$ и K для трех вариантов подвигания смежных уступов получат соответствующие значения (табл. 2). Увеличение угла падения залежи приводит к некоторому уменьшению значений $n_р$ и K.

Таблица 2

Коэффициент	Вариант					
	I		II		III	
	$\delta=45°$	$\delta=90°$	$\delta=45°$	$\delta=90°$	$\delta=45°$	$\delta=90°$
$n_р$	4,75	4,1	3,5	3,25	4,75	4,5
K	1,96	1,7	1,45	1,34	1,96	1,85

2. При всех прочих равных условиях (см. рис. 3) принимается начальное положение фронта в породах висячего бока (см. рис. 2, положение *5*). При этом объем B' увеличивается с 300 до 1900. Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши уменьшается:

$$n_{ср.\,э} = \frac{B - B'}{Q} = \frac{10\,000 - 1900}{4000} = 2,$$

* В скобках даны нарастающие объемы, которые получились бы при работе с усреднением после шестого года.

расчетный коэффициент вскрыши $n_р^{III} = 4{,}25$ и коэффициент

$$K^{III} = \frac{n_р^{III}}{n_{ср.э}} = \frac{4{,}25}{2} = 2{,}1$$

увеличивается за счет уменьшения $n_{ср.э}$. Этот вариант может оказаться целесообразным в некоторых частных случаях (небольшой карьер, необходимость расположения трассы съездов на конечном борту висячего бока, незначительный объем $B_р^{III}$), в глубоких же карьерах он нецелесообразен.

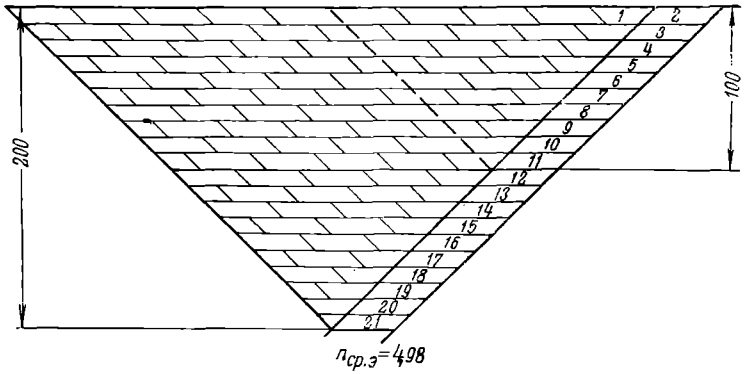


Рис. 4. К обоснованию целесообразности подвигания уступов по варианту II в глубоких карьерах:
$n^I = 9{,}75$; $K^I = 1{,}96$; $n_р^{II} = 6{,}4$; $K^{II} = 1{,}28$

3. Увеличим глубину карьера в 2 раза (рис. 4), оставив прочие исходные данные без изменения, за исключением зависящих от глубины:

$$B = 40\,000; \quad Q = 8000; \quad n_{ср} = \frac{B}{Q} = 5.$$

Тогда

$$n_{ср.э} = \frac{B - B'}{Q} = \frac{40\,000 - 300}{8000} = 4{,}98\ (\sim 5).$$

При варианте I подвигания смежных уступов получим

$$B_р^I = 3900;$$

год наибольшего объема породных работ — десятый;

$$n_р^I = 9{,}75;$$

$$K^I = \frac{n_р^I}{n_{ср.э}} = 1{,}96;$$

наибольшее число рабочих уступов по породе 9—10.

При варианте II подвигания смежных уступов получим:

усреднение годовых объемов породных работ на период второй — тринадцатый годы, т. е. на 12 лет,

$$B_р^{II} = 2560; \quad n_р^{II} = 6{,}4; \quad K^{II} = 1{,}28.$$

В глубоких карьерах вариант II дает значительный экономический эффект в смысле уменьшения $B_р$ (в данном случае с 3900 по варианту I

до 2560) Увеличивается период работы карьера с постоянным годовым объемом породных работ. Величина $n_р^{II}$ приближается к $n_{ср.э}$, значение K^{II} приближается к единице. Последнее позволяет в ряде ориентировочных расчетов пользоваться значениями среднего коэффициента вскрыши.

На рис. 4 пунктиром показан борт карьера глубиной 100 *м*. При развитии фронта по варианту II себестоимость добычи в контуре этого карьера составит

$$a_0 = a + K^{II} n_{ср.э} b = 15 + 1{,}45 \quad 2{,}43 \quad 10 = 50 \ руб/м^3 *$$

В этой же зоне глубины большого карьера, начиная с первых лет работы,

$$a_0 = a + K^{II} n_{ср.э} b = 15 + 1{,}28 \quad 4{,}98 \quad 10 = 79 \ руб/м^3$$

Следовательно, на практике может встать вопрос о работе в первые годы по варианту I или вопрос о выделении карьера первой очереди на ближайшие 10—12 лет с заданной и относительно небольшой себестоимостью добычи.

4. Если при прежних данных (см. рис. 3) изменить ширину площадки до 40 и 60 *м*, получим следующие значения:

$П$	20	40	60
K^{II}	1,45	1,55	1,60

С увеличением ширины площадки K^{II} возрастает, так как условия усреднения ухудшаются в связи с быстрым подвиганием уступов к конечному положению борта карьера.

Коэффициент K^{II} зависит от производительности карьера. Например, для карьера глубиной 120 *м* при высоте уступа 20 *м* и других размерах и условиях залегания по рис. 3 получим следующие значения:

$$A_р = q \quad K^{II} = 1{,}41;$$
$$A_р = 0{,}5q \quad K^{II} = 1{,}69.$$

После обобщения проектной практики остановимся кратко на критике этой практики и некоторых новых предложениях.

А. И. Арсентьев, например, считает вопрос определения границ карьера нерешенным, потому что в основе применяющихся способов лежит неверное представление о равенстве углов откоса рабочего борта и углов погашения бортов карьера [4, 5]. Он полагает, что при проектировании применяются произвольные коэффициенты увеличения (1,1—1,2) при определении объема вскрыши на расчетный год. Эти утверждения опровергаются предыдущим обобщением проектной практики.

П. И. Городецкий пояснил условности принципа $n_э = n_к$, подчеркнув, что календарный план разработки может быть построен различно и календарное изменение коэффициента вскрыши не имеет отношения к определению экономически целесообразной границы открытых работ [1]. Предварительная граница карьера устанавливается, когда полная себестоимость добычи a_0 с открытых работ достигает допустимой себестоимости c. Это происходит не на последнем уступе, где $n_э = n_к$, а в средней зоне глубины карьера.

Математически легко доказывается, что глубина карьера X, определенная с допущением $n_э = n_к$ (см. рис. 1, *а*) и подсчитанная с учетом

---

* Стоимостные показатели *a* и *b* приняты ориентировочно для скальных пород.

действительного развития фронта работ в карьере, когда $n_к = n_р^I = n_э$ (см. рис. 1, *в, г*), получается одна и та же.

Действительно, для условий рис. 1, *а*

$$X = \frac{n_к m}{\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\delta}, \qquad (7)$$

где γ — угол откоса конечного борта карьера.

Для тех же условий рис. 1, *б*

$$X' = \frac{n_к m}{\operatorname{ctg}\gamma' + \operatorname{ctg}\delta},$$

где γ' — угол откоса рабочего борта карьера.

При этом верхний контур карьера, полученный построением конечного борта с глубины X под углом γ в первом случае и рабочего борта с глубины X' под углом γ' во втором, получится на разрезе в одной и той же точке E (см. рис. 1, *г*) Если из точки E построить конечный борт карьера под углом γ, то получим отметку дна на глубине X, найденной по выражению (7) без учета действительного подвигания рабочих уступов под углом γ'

Строя карьер из точки E, легко доказать, что глубина карьера будет больше, если горизонтальная мощность залежи с глубиной уменьшается, и меньше, если она увеличивается по сравнению с глубиной карьера, построенного при условии $n_к = n_э$. Поэтому при проектировании всегда анализируют конкретные разрезы, учитывая форму, размеры и углы падения рудного тела по зонам глубины, а также рельеф поверхности.

Формальный подход к использованию условия $n_к = n_э$ может привести к необоснованному занижению или увеличению глубины карьера.

Вместо принципа $n_к = n_р^I = n_э$ предлагается принцип

$$n_э = n_р^{II} + n'$$

Работа карьера ограничивается подвиганием уступов по варианту II при равномерном объеме породных работ в первые годы существования. Анализ нового принципа, предложенного А. И. Арсентьевым [4], может быть предметом отдельной статьи. Отметим лишь, что этот принцип применим только для частных случаев, так как работа по варианту II не всегда возможна по причинам, связанным с техническими, организационными и экономическими условиями. Построенный по принципу А. И. Арсентьева карьер будет нерентабельным в первые или средние годы существования, если фактически станет работать не по II, а по III или I вариантам подвигания уступов. Границы глубоких карьеров на первом этапе проектирования могут быть только приближенными, так как карьеры рассчитываются на десятки лет существования и все исходные данные (*c, a, b*, γ, δ и др.), а также потребности в сырье, разведанные запасы по известным и новым месторождениям, технология обогащения и плавки существенно изменяются или уточняются. Важным следует считать вопрос о последовательности проектирования границ и конструкции борта верхней зоны карьеров (высоты уступа, ширины и чередования площадок и берм). Примерную границу надо устанавливать на достаточно длительный срок и на то время, когда следует решать новые границы с учетом всех факторов и уточнений параметров в процессе эксплуатации. По указанному вопросу конкретные предложения дает статья Д. Ф. Борисова [6].

Отметим также, что на допустимую глубину открытых работ существенное влияние оказывают безопасные углы откоса борта, обеспечивающие его устойчивость при больших глубинах современных карьеров.

Вопросы исследования физико-механических свойств пород и генезиса месторождений приобретают первостепенное значение. Наряду с этим расчетные обоснования по допустимым углам откоса борта невозможны без накопления фактических наблюдений геолого-маркшейдерской службы действующих карьеров. Разработка методики работы геолого-маркшейдерской службы глубоких карьеров и систематические наблюдения этой службы могут дать основные материалы для правильного установления углов откоса бортов и границ карьеров при проектировании.

Выводы

1. Внедрение научно обоснованной и простой для практического применения методики определения годовых объемов породных работ и контуров карьера имеет существенное значение для сокращения сроков проектирования.

2. При проектировании применяются различные способы расчета годовых объемов породных работ. Рекомендуется способ, основанный на учете коэффициента неравномерности K. Другие способы пригодны только для частных случаев.

3. Главным в методике определения границ карьера является принцип рентабельности и экономической целесообразности.

4. Условность, допущенная при обоснованиях рассмотренной методики, состоит в приравнивании контурного коэффициента вскрыши на последнем уступе карьера к экономически целесообразному. Эта условность не влияет на конечные результаты расчетов, что в свое время отмечал П. И. Городецкий [1].

ЛИТЕРАТУРА

1. Городецкий П. И. Технико-экономические основы определения границы перехода с открытых работ на подземные. Зап. ЛГИ, 1941, т. XLIII, вып. 3.

2. Ржевский В. В. Проектирование контуров карьеров. Металлургиздат, 1956.

3. Ржевский В. В. Режим горных работ при открытой добыче угля и руды. Углетехиздат, 1957.

4. Арсентьев А. И. Аналитическое определение производительности и глубины карьеров. Сб. «Совершенствование способов добычи полезных ископаемых». Металлургиздат, 1957

5. Арсентьев А. И. Способ моделирования развития горных работ на карьере ЮГОК. «Горный журнал», 1957, № 12.

6. Борисов Д. Ф. Уточнение методики определения границ открытых работ при конкретном проектировании. Зап. ЛГИ, 1958, т. XXXVI, вып. 1.