Записки Ленинградского орденов Ленина и Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. XLIII, вып. 1, 1960 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ШАХТНОГО ПОЛЯ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ВСКРЫТИИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Д. Ф. Борисов

Все известные в горной технике расчетные способы выбора размеров шахтного поля базируются на стремлении обеспечить среднюю минимальную себестоимость за весь срок службы шахты и различаются между собой главным образом техникой и методикой расчета.

Большое число способов исходит из заданного срока службы шахты, и в этом случае задача выбора параметров шахтного поля сводится к определению соотношения между размерами поля по простиранию и падению.

Существует методика, по которой принимается, что форма шахтного поля зависит только от угла падения пласта (α) и не зависит от других геологических факторов, способа вскрытия и стоимости параметров.

По этой методике в разное время были выведены три эмпирические формулы для определения отношения между размерами поля по простиранию S и падению H.

Формула группы авторов труда «Основные вопросы горного дела» (1929—1931 гг.)

$$\frac{S}{H} = 1 + 0{,}55\alpha - 0{,}00282\alpha^2 + 0{,}0006\alpha^3.$$

Формула А. С. Попова, выведенная в 1932 г.,

$$\frac{S}{H} = 7\sqrt{\sin\alpha} + 1$$

Формула Шахтостроя (около 1935 г.)

$$\frac{S}{H} = \frac{\alpha}{7{,}8} +$$

Основной методикой в настоящее время является определение размеров шахтного поля по минимальной средней стоимости угля при заранее намеченном способе вскрытия, соответствующем конкретным горно-геологическим условиям, и по выведенным для каждого случая значениям укрупненных стоимостных параметров. Это направление стало ведущим уже в течение по крайней мере 25 лет. По этой методике задачу определения размеров шахтного поля решали целый ряд исследователей: Б. И. Бокий, Л. Д. Шевяков, П. З. Звягин, Г. М. Хмельницкий, А. А. Щукин, О. Б. Бокий и другие.

Некоторые исследователи (П. З. Звягин, Г. М. Хмельницкий) пытались объединить задачу определения размеров шахтного поля с выбором производственной мощности шахты. Большинство же исследователей, в частности Б. И. Бокий, Л. Д. Шевяков, считают выбор размеров шахтного поля самостоятельной задачей, которую разрешают для заранее выбранной производственной мощности шахты.

Между методикой Б. И. Бокия, впервые наметившего пути выбора размеров шахтного поля, и общепринятой ныне методикой, создателем которой является Л. Д. Шевяков, имеются некоторые расхождения.

Л. Д. Шевяков различает три случая выбора размеров шахтного поля: при неограниченных запасах, при заданном сроке службы и при ограниченных размерах по простиранию.

Б. И. Бокий по существовавшей в его время терминологии разделял понятия «рудничное поле» и «шахтное поле» и при заданном сроке службы рудника сравнивал целесообразность отработки рудничного поля одной шахтой и несколькими шахтами, последовательно закладываемыми по простиранию. Для этого он при различном числе этажей (начиная с одного-двух) определял «наивыгоднейшую длину шахтного поля по простиранию» и вследствие этого — срок службы отдельной шахты и число последовательно закладываемых шахт, обеспечивающих необходимую добычу угля в заданное время (срок службы рудника). Тем самым Б. И. Бокий рассматривал выбор размеров шахтного (рудничного) поля при заданном сроке службы шахты как частный случай, когда наивыгоднейший срок совпадает с заданным. В остальных случаях добыча угля за срок существования рудника обеспечивается несколькими, последовательно закладываемыми шахтами. При этом Б. И. Бокий оговаривал, что «наивыгоднейшие» размеры шахтного поля следует выбирать в тех случаях, когда «участок достаточно велик, а запасы настолько громадны, что извлечение их полностью за время существования рудника является невозможным». Таким образом, он как бы объединял две из рассматриваемых Л. Д. Шевяковым задач в одну.

Для определения оптимальной длины шахтного поля по простиранию при различном числе этажей Б. И. Бокий рекомендовал следующую формулу (для вскрытия этажными квершлагами) [1], несколько преобразованную нами:

$$S \geqslant \sqrt{\frac{2l}{\sum r_{ш}}\left[K_{с}h\sin\alpha + K_{к}\frac{\sum a}{\sin\alpha} + \frac{K_{с}h_{0}+B}{n}\right]},$$

где l — годовое подвигание очистных забоев;

$\sum r_{ш}$ — суммарная годовая стоимость поддержания погонного метра штреков всех пластов;

$K_{с}$; $K_{к}$ — стоимость проходки погонного метра стволов и квершлага;

h_{0} — глубина первого горизонта;

h — наклонная высота этажа;

n — число этажей;

$\sum a$ — мощность свиты по нормали;

α — угол падения пластов;

B — стоимость оборудования поверхности (в широком смысле слова).

В этой формуле все расчеты приведены к годовым расходам.

Указанную формулу можно привести к принятому виду, сгруппировав подкоренные величины и отнеся их к тонне угля.

Расходы, связанные с увеличением длины поля по простиранию, находятся по выражению

$$C_1' = \frac{\sum r_{ш}}{A}$$

где A — годовая добыча шахты, m.

Л. Д. Шевяков, кроме поддержания штреков, учитывает стоимость откатки [2, стр. 230].

Расходы по подготовке нового горизонта находят по формуле

$$C_2' = \frac{2l}{A}\left[K_c h \sin\alpha + \frac{K_к \sum a}{\sin\alpha}\right]$$

(Л. Д. Шевяков, кроме того, включает стоимость околоствольного двора).

Расходы, погашаемые за срок службы шахты, вычисляют по формуле

$$C_5' = [B + K_c h_0]\frac{2l}{A}$$

(Л. Д. Шевяков учитывает, кроме того, стоимость вентиляционного квершлага).

Тогда

$$S \geqslant \sqrt{\frac{C_2'}{C_1'} + \frac{C_5'}{C_1' n}} \quad *$$

В результате получаем формулу, вполне идентичную известной формуле Л. Д. Шевякова.

Из вышеизложенного можно сделать вывод, что расхождение между методом Б. И. Бокия и Л. Д. Шевякова заключается главным образом в количестве учитываемых статей рудничного хозяйства (стоимостных параметров) и в способе отыскания наивыгоднейших параметров. **

Размеры шахтного поля Б. И. Бокий определял по кривым, построенным графоаналитически для различного числа этажей. Л. Д. Шевяков значительно расширил количество учитываемых стоимостных параметров и свел решение задачи к простому аналитическому виду.

Все перечисленные способы разработаны для выбора размеров шахтного поля индивидуальной шахты без учета условий выемки оставшейся части месторождения, в отдельных случаях значительно ухудшающихся после отработки поля первой шахты.

Обычно при комплексном проектировании разбивка верхней части месторождения на шахтные поля по простиранию производится исходя из намеченных размеров поля индивидуальной шахты, а для второго ряда шахт по падению определяются новые размеры, для которых по методу Л. Д. Шевякова учитывается дополнительное удорожание вскрытия, связанное с пересечением вскрывающими выработками запасов, отработанных первым рядом шахт. Приведенные выше эмпирические

---

* Знак «>» поставлен Б. И. Бокием, поскольку в расчет не включена стоимость откатки.

** Б. И. Бокий не учитывал стоимости откатки по штрекам, подъема-спуска по бремсбергам и уклонам, водоотлива и проветривания.

Кроме того, Б. И. Бокий многие стоимостные параметры принимал в графическом виде.

формулы вообще не пригодны для такой задачи, так как они не учитывают глубины верхней границы угля.

Задачей нашего исследования является проверка методики, разработанной для индивидуальных шахт в условиях комплексного вскрытия месторождений, а также попутного установления точности получаемых результатов.

Эту задачу разрешим расчетными методами Л. Д. Шевякова, единственными имеющими в настоящее время применение в научно-исследовательских работах.

Как известно, для определения средней стоимости тонны угля в зависимости от размеров шахтного поля (длины по простиранию S и числа этажей n) Л. Д. Шевяковым выведено следующее уравнение:

$$f(S, n) = C_1 S + \frac{C_2}{S} + C_3 n + \frac{C_4}{n} + \frac{C_5}{Sn} + C_6, \qquad (1)$$

где $C_1 S$ — увеличение себестоимости тонны угля за счет удаления работ по простиранию (C_1 — увеличение средней себестоимости тонны угля при удалении очистных работ на 0,25 *м* за счет увеличения длины откатки, длины поддерживаемых штреков, проветривания и т. д.);

$\frac{C_2}{S}$ — то же, за счет подготовки нового горизонта (проходка ствола на один этаж, околоствольного двора, квершлага);

$C_3 n$ — то же, за счет углубления работ (C_3 — удорожание средней стоимости тонны угля при углублении работ на $\frac{1}{2}$ этажа за счет подъема, водоотлива, проветривания по стволам и поддержания стволов);

$\frac{C_4}{n}$ — увеличение средней себестоимости за счет избыточной стоимости подготовки верхнего этажа (проходка вентиляционного штрека, отсутствующего на нижних этажах — горизонтах);

$\frac{C_5}{Sn}$ — изменение средней стоимости, связанное с погашением поверхностных зданий и сооружений, проходки стволов до вентиляционного горизонта и др.;

C_6 — постоянная стоимость, не зависящая от размеров шахтного поля.

Для отыскания минимума функции берутся первые производные от $f(S, n)$ по S и n, соответственно равные

$$\frac{\partial f}{\partial S} = C_1 - \frac{C_2}{S^2} - \frac{C_5}{nS^2}; \qquad (2а)$$

$$\frac{\partial f}{\partial n} = C_3 - \frac{C_4}{n^2} - \frac{C_5}{Sn^2} \qquad (2б)$$

Отсюда

$$S_1 = \sqrt{\frac{C_2}{C_1} + \frac{C_5}{nC_1}} \qquad n_1 = \frac{C_5}{C_1 S^2 - C_2} \qquad (3а)$$

$$S_2 = \frac{C_5}{C_3 n^2 - C_4} \qquad n_2 = \sqrt{\frac{C_4}{C_3} + \frac{C_5}{SC_3}} \qquad (3б)$$

При решении технических вопросов нас должна интересовать не только одна точка минимума функции, а зона практически однозначных значений, зависящая как от точности стоимостных параметров, так и от точности проектных решений в целом. В соответствии с этим и к выбору оптимальных размеров шахтного поля следует подходить исходя из допустимого увеличения стоимости угля по сравнению с минимальной себестоимостью. Для определения зоны оптимальных значений можно воспользоваться методикой, применяемой для исследования изменений функции от нескольких переменных в окрестностях любой, произвольно взятой точки.

Для этого функцию разлагают в ряд по известной формуле

$$f(x+e,\ y+i)=f(x,\ y)+\frac{1}{1!}\left(\frac{\partial}{\partial x}e+\frac{\partial}{\partial y}i\right)^{(1)}f(x,\ y)+$$

$$+\frac{1}{2}\left(\frac{\partial}{\partial x}e+\frac{\partial}{\partial y}i\right)^{(2)}f(x,\ y)+\quad+\frac{1}{n!}\left(\frac{\partial}{\partial x}e+\frac{\partial}{\partial y}i\right)^{(n)}f(x+\theta e),$$

$$(y+\theta i).$$

Используя эту формулу (ограничившись разложением до второй производной и отбросив остаточный член) для определения средней себестоимости угля при отклонении от оптимальных размеров шахтного поля S_0 и n_0 и учитывая при этом, что первая производная равна нулю, получим (без C_6)

$$f(S_0+e,\ n_0+i)=f(S_0,\ n_0)+\left[\frac{C_2}{S_0^2}+\frac{C_5}{n_0S_0^2}\right]e^2+$$

$$+\left[\frac{C_4}{n_0^2}+\frac{C_5}{S_0n_0^2}\right]i^2+\frac{C_5}{n_0^2S_0^2}ei.$$

Окончательно имея в виду, что

$$\frac{C_2}{S_0}+\frac{C_5}{n_0S_0^2}=C_1\quad\text{и}\quad\frac{C_4}{n_0^2}+\frac{C_5}{S_0n_0^2}=C_3,$$

получим

$$f(S_0+e,\ n_0+i)=f(S_0,\ n_0)+\frac{C_1e^2}{S_0}+\frac{C_3n^2}{n_0}+\frac{C_5}{n_0^2S_0^2}ei. \tag{4}$$

Если заменить S_0+e через η_1S_0 и n_0+i через η_2n_0, то

$$f(\eta_1S_0,\ n_2n_0)=f(S_0,\ n_0)+C_1S_0(\eta_1-1)^2+C_3n_0(\eta_2-1)^2+$$

$$+\frac{C_5(\eta_1-1)(\eta_2-1)}{S_0n_0} \tag{5}$$

При изменении только одного параметра, например длины по простиранию ($n=n_0$),

$$f(S_0+e,\ n_0)=f(S_0,\ n_0)+\frac{C_1}{S_0}e^2;$$

$$f(\eta S_0,\ n_0)=f(S_0,\ n_0)+C_1(\eta-1)^2S_0. \tag{5а}$$

При изменении числа этажей ($S=S_0$)

$$f(S_0,\ n_0+i)=f(S_0,\ n_0)+\frac{C_3}{n_0}i^2;$$

$$f(S_0,\ \eta n_0)=f(S_0,\ n_0)+C_3(\eta-1)^2n_0. \tag{5б}$$

Если при разложении $f(S_0+e,\ n_0+i)$ в ряд заменить значение производной второго порядка остаточным членом, то при $\theta=1$ формулы (5), (5а) и (5б) примут соответственно вид

$$f(\eta_1 S_0,\ \eta_2 n_0)=f(S_0,\ n_0)+\frac{C_1(\eta_2-1)^2}{\eta_1}S_0+$$

$$+\frac{C_3(\eta_2-1)^2}{\eta_2}+\frac{C_5(\eta_1-1)(\eta_2-1)}{\eta_1\eta_2}\frac{1}{S_0 n_0}; \qquad (5')$$

$$f(\eta S_0 n_0)=f(S_0,\ n_0)+\frac{C_1(\eta-1)^2}{\eta}S_0; \qquad (5'а)$$

$$f(S_0,\ \eta n_0)=f(S_0 n_0)+\frac{C_3(\eta-1)^2}{\eta}n_0. \qquad (5'б)$$

Разница между значениями функции, подсчитанными по формулам (5), (5а), (5б) или (5′), (5′а), (5′б), невелика, поэтому практически, особенно при небольших отношениях от оптимальных значений ($\eta\approx$ $\approx 1{,}1\div 1{,}2$), можно пользоваться как теми, так и другими формулами. Все эти формулы показывают, что даже значительное изменение одного из параметров шахтного поля мало отразится на себестоимости, так как фактически возрастают лишь расходы, непосредственно связанные с удалением работ по простиранию или на глубину (C_1S_0, C_3n_0). Так, например, изменение длины по простиранию на 20% вызовет увеличение себестоимости на $0{,}04C_1S_0$ и изменение длины на 40% увеличит стоимость на $0{,}16C_1S_0$. Аналогичное влияние окажет и изменение числа этажей.[1]

Минимальную среднюю себестоимость, отвечающую оптимальным размерам шахтного поля, можно определить, подставив в исходное уравнение (1) значения C_1S_0 и C_3 по уравнениям (2а) и (2б).

Тогда

$$f(S_0,\ n_0)=2C_1S_0+C_3n_0+\frac{C_4}{n_0}(+C_6); \qquad (6а)$$

$$f(S_0,\ n_0)=2C_3n_0+C_1S_0+\frac{C_2}{S_0}(+C_6); \qquad (6б)$$

$$f(S_0,\ n_0)=\frac{C_2}{S_0}+\frac{C_4}{n_0}+\frac{2C_5}{S_0n_0}(+C_6). \qquad (6в)$$

Пользуясь приведенными значениями минимальной средней себестоимости и зная, насколько увеличится стоимость при отступлении от оптимальных параметров, можно определить и относительное удорожание угля при различных S и n.

Так, например, при изменении длины по простиранию (от S_0 до ηS_0) или числа этажей по формулам (5а), (5′а), (5б), (5′б) и (6а) от-

---

[1] Формулы (5′а) и (5′б) для изменения одной переменной впервые были приведены в работе [6], общие формулы (5) и (5′) ранее не были известны.

носительное увеличение стоимости угля (без учета C_3) если пренебречь величиной $\frac{C_4}{n_0}$, составит

$$\frac{f(\eta S_0,\ n_0) - f(S_0 n_0)}{f(S_0,\ n_0)} = \frac{(\eta-1)^2}{\eta}\ \frac{1}{2+\frac{C_3 n_0}{C_1 S_0}} \approx \frac{(\eta-1)^2}{2+\frac{C_3 n_0}{C_1 S_0}} \qquad (7а)$$

$$\frac{f(S_0,\ \eta n_0) - f(S_0,\ n_0)}{f(S_0,\ n_0)} = \frac{(\eta-1)^2}{\eta}\ \frac{1}{1+\frac{2C_1 S_0}{C_3 n_0}} \approx \frac{(\eta-1)^2}{1+\frac{2C_1 S_0}{C_3 n_0}} \qquad (7б)$$

Отсюда, задавшись допустимым увеличением стоимости, можно определить и η соответствующего изменения размера шахтного поля.

Для полного исследования закономерности изменения стоимости, по нашему мнению, более показательным, чем анализ формул, будет

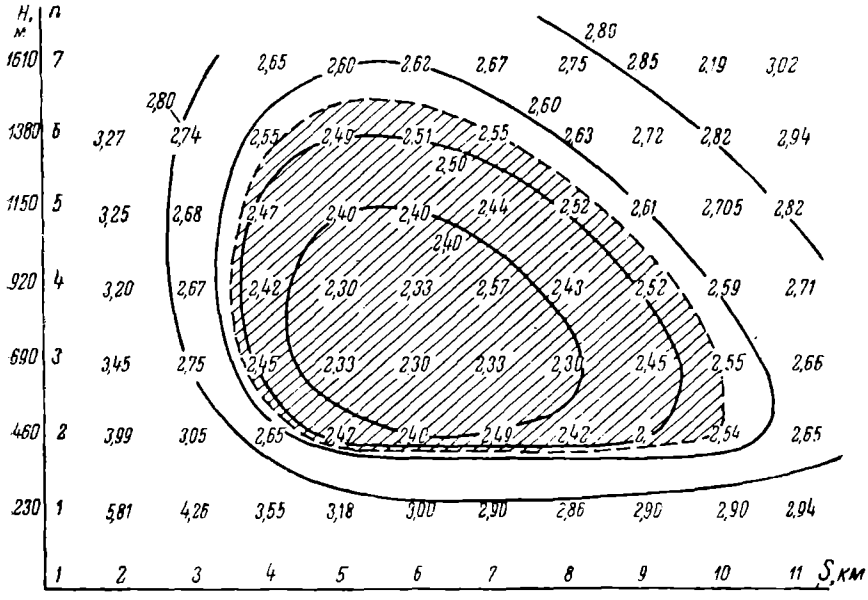


Рис. 1. Изолинии равной себестоимости угля для различных размеров шахтного поля (S, n)

построение искусственной поверхности себестоимости (изогипс на сетке S, n), отметки которой можно определить по уравнению (1) или по увеличению стоимости при изменении S и n [(6), (7а), (7б)].

На такой поверхности по линиям равной стоимости легко видеть характер изменения себестоимости угля в зависимости от параметров шахтного поля и выделить область практически равноценных размеров, соответствующих допустимому отклонению от минимальной себестоимости или точности расчета.

На представленном чертеже, построенном для примера, решенного Л. Д. Шевяковым в его книге «Основная теория проектирования угольных шахт», допустимое увеличение себестоимости принято в 10% и соответствует $2{,}3 \cdot 1{,}1 = 2{,}55$ руб.

Из рис. 1 видно, что зона минимальной стоимости оказывается очень широкой и включает размеры шахтного поля по падению от 2 до 6 эта-

жей и по простиранию от 4000 до 9000 *м*, что связано с соответствующим изменением срока службы шахты.

Соответствующие этим параметрам сроки службы и соотношения $\frac{S}{n}$ даны в табл. 1 и 2.

В соответствии с этим срок службы шахты (табл. 1) можно изменять при увеличении себестоимости на 10% в очень широких пределах — от 15 до 50 лет (оптимальный срок 22,5).

Таблица 1

Срок службы шахты при различных размерах шахтного поля[1]

h	*H*	*S*, *м*					
		4000	5000	6000	7000	8000	9000
1	230		—	—			
2	460	10,0	12,5	15,0	17,5	20,0	22,5
3	690	15,0	18,7	22,5	26,2	30,0	33,8
4	920	20,0	25,0	30,0	35,0	40,0	45,0
5	1050	25,0	31,2	37,5	43,6	50,0	56,0
6	1880	30,0	37,5	45,0	52,5	60,0	67,6

[1] В табл. 1 и 3 жирной чертой обведены цифры, соответствующие зоне, практически равноценной минимальной средней себестоимости.

В этом свете интересно привести сведения о сроках службы, рекомендуемых в различное время Наркомуглем и Минуглем СССР для угольных шахт в зависимости от их производственной мощности (табл. 2).

Таблица 2

Рекомендуемый срок службы новых шахт

Годы	Производственная мощность шахты, *т/сутки*					
	1000	1500	2000	3000	4000	5000
1946	25	40	40	50	—	—
1947	40—50		40—50	40—50	40—50	40—50
1948	40—60		40—60	40—60	40—60	40—60
1949*	40—60	—	40—60	до 80	до 80	до 80
1949	20	25	30	40	45	60
1952—1956	30	30	40	50	50	60

Примечание. Все приведенные нормативные сроки (кроме отмеченного звездочкой) рекомендованы Наркомуглем и Минуглем СССР, а также Наркомуглем западных и восточных районов СССР в зависимости от существовавшей в то время структуры. Отмеченные звездочкой — сроки Госстроя СССР.

В довоенное время считались рациональными значительно более короткие сроки; так, например, для Кузбасса, обладающего, как известно, повышенной угленасыщенностью, в 1931 г. для шахт производственной мощностью до 5000 *т* в сутки рекомендовались сроки службы 7—8 лет (?!), для 7000 *т* в сутки — около 20 лет и для шахт свыше 7000 *т* — 20—25 лет (?!) (Журнал «За уголь Востока», 1931, № 18-19 и 20-21).

Из приведенного видно, что подход к выбору сроков службы шахт значительно изменялся даже в течение сравнительно короткого времени, что объясняется отсутствием единой методики для выбора этого основного фактора, определяющего лицо новых шахт, а также отсутствием работ, посвященных специальному анализу практических данных по этому вопросу. Выбор срока службы и тесно с ним связанной производственной мощности не может ограничиваться анализом только технико-экономических показателей работы шахт, так как от них в большинстве случаев зависят сроки строительства и освоения производственной мощности и с ними непосредственно связаны тип и мощность основного оборудования. Вследствие этого выбор срока службы шахт перерастает из горнотехнической задачи в народнохозяйственную, требующую особого рассмотрения. В этом вопросе, как и в ряде других аналогичных вопросов горного дела, по нашему мнению, задачей технико-экономического анализа является не выбор окончательного решения, а главным образом всесторонняя технико-экономическая оценка возможных вариантов.

Соотношение между размерами поля по простиранию и по падению по расчетным данным может также изменяться в очень больших пределах; для разобранного примера допустимое отношение находится в пределах от 3,5 до 19 (табл. 3).[1]

Таблица 3

Соотношение между длиной по простиранию и по падению шахтного поля

№	H	S, м					
		4000	5000	6000	7000	8000	9000
1	230		—	—	—		—
2	460		11,0	13,0	15,0	17,0	19,0
3	690	5,8	7.2	8,7	10.0	11,0	13,0
4	920	4,3	5,2	6,4	7,6	8,6	9,6
5	1050	3.5	4,2	5,25	6,0	7,0	8,5
6	1380	3,0	3,6	5,1	5,2	6,0	6,5

Подобно значительному колебанию в сроках службы на практике допускаются и широкие изменения в размерах шахтных полей. Например, в Донбассе после восстановления длина шахтного поля по простиранию изменяется в пределах от 1000 до 8000 *м* (меньше 2000 *м* — 21,6%, от 2000 до 3000 *м* — 23,8%, от 3000 до 5000 *м* — 39,1%, от 5000 до 7000 *м* — 12,4%, больше 7000 *м* — 3,1%), по падению на пологих пластах главным образом в пределах от 1000 до 3500 *м* (до 1000 *м* — 11,2%, от 1000 до 2000 *м* — 60,3%, от 2000 до 3000 *м* — 24,7% и больше 3000 *м* — 3,8%) и на крутых пластах — от 500 до 1500 *м* (меньше 500 *м* — 35,7%, от 500 до 1000 *м* — 25%, от 1000 до 1500 *м* — 32,2% и свыше 1500 *м* — 7,1%) [4].

В Караганде, по данным С. Квона, длина по простиранию полей эксплуатационных шахт по состоянию на 1956 г. изменяется в пределах

[1] Это показывает недопустимость применения эмпирических формул, построенных на зависимости формы шахтного поля только от угла падения.

от 800 до 4000 *м* (до 1000 *м* — 14%, от 1000 до 2000 *м* — 44,5%, от 2000 до 3000 *м* — 28% и свыше 3000 *м* — 13,5%) и по падению в пределах от 400 до 3000 *м* (до 1000 *м* — 16,5%, от 1000 до 1500 *м* — 22%, от 1501 до 2000 *м* — до 31% и свыше 2000 *м* — 30,5%).

Размеры участков проектируемых и строящихся шахт Караганды имеют среднюю длину по простиранию около 3800 *м* (меньше 3500 *м* — 17%, от 3500 до 4000 *м* — 60%, более 4000 *м* — 23%) и по падению 1500 *м* (меньше 1400 *м* — 25%, от 1400 до 1800 *м* — 59,5% и более 1800 *м* — 115%)

Размеры шахтных полей Печорского угольного бассейна, по данным Ленгипрошахта, изменяются по простиранию в пределах от 1500 до 6500 *м* (меньше 2000 *м* — 12%, от 2000 до 4000 *м* — 4%, от 4000 до 6000 *м* — 28%, свыше 6000 *м* — 6%) и по падению от 800 до 3000 *м* (до 1000 *м* — 17%, от 1000 до 1500 *м* — 27%, от 1500 до 2000 *м* — 39% и свыше 2000 *м* — 17%)

Это показывает невозможность ориентировки на приведенные выше эмпирические формулы и необходимость ввиду допустимости больших отступлений от оптимальных решений параллельного установления размеров шахтного поля не только по средней себестоимости, но и по другим факторам.

Нельзя не отметить, что вопрос выбора размеров шахтного поля теоретически разработан значительно меньше, чем другие вопросы теории проектирования угольных шахт, в частности, например, меньше, чем вопросы выбора длины лавы, размеров выемочного поля, расстояния между участковыми квершлагами и др.

Лишь в последнее время в научно-исследовательских работах начали определять размеры шахтного поля по минимальным средним затратам труда за время отработки шахтного поля [4].

Вне внимания горняков остался вопрос изменения себестоимости (трудоемкости) за время отработки шахтного поля, тогда как поддержание себестоимости и производительности труда на одном уровне (согласно принятой организации и механизации) является определенным показателем ритмичной работы шахты.

Между тем изменение себестоимости (трудоемкости) по мере отработки этажа легко установить путем незначительного преобразования формул, выведенных Л. Д. Шевяковым для определения средней себестоимости [5].

Очевидно, минимальная стоимость угля в этаже будет при начале отработки этажа (выемка от ствола), когда стоимость «чистой» откатки и ремонта штреков теоретически равна нулю. Максимума себестоимость достигнет у границ шахтного поля, когда удаление очистных работ вдвое больше, чем при среднем положении работ, и увеличение стоимости составит $2C_1$. Таким образом, колебания себестоимости при разработке этажа будут достигать $2C_1S$.

Равным образом увеличение себестоимости по мере углубления работ до n-го этажа составит $2C_3n$, чему соответствует средняя себестоимость $\frac{2C_3(n+1)}{2}$

Исходя из вышеизложенного, максимальную себестоимость при удалении работ по простиранию на величину S для различных этажей (для n-го этажа) можно найти по уравнению

$$C_{max} = 2C_1S + 2C_3n + \left(\frac{C_2}{S} + \frac{C_4}{n} + \frac{C_5}{S_n} + C_6\right). \qquad (8)$$

Минимальные значения себестоимости ($S=0$) в тех же условиях равны

$$C_{\min}=2C_3n+\left(\frac{C_2}{S}+\frac{C_4}{n}+\frac{C_5}{Sn}+C_6\right) \qquad (8а)$$

Для одночленов в скобках S и n — постоянные величины (выбранные размеры шахтного поля).

Таким образом, себестоимость угля в этаже изменяется на величину $2C_1S$, а по мере углубления работ по сравнению с верхним этажом — на $2C_3(n-1)$, что соответствует отклонениям от средней себестоимости в пределах $\pm C_1Sn$, $\pm C_3(n-1)$

Отсюда следует, что колебания себестоимости во время эксплуатации будут значительно больше, чем увеличение средней себестоимости, вызываемое отступлением от оптимальных размеров, которая, как ранее показано, составляет $(\eta-1)^2C_1S$ и $(\eta-1)^2C_3n$ и больше точности расчетов.

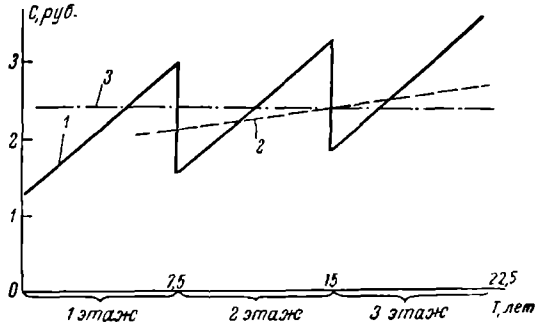


Рис. 2. Изменение себестоимости за время отработки шахтного поля, вскрытого наклонной шахтой:

1 — изменение себестоимости по мере удаления работ по простиранию; *2* — изменение средней себестоимости по мере углубления работ; *3* — средняя себестоимость за время отработки шахтного поля

Для разобранного Л. Д. Шевяковым случая вскрытия наклонным стволом изменения себестоимости угля во время эксплуатации и при отклонении от средней стоимости на этажах и средней стоимости за время отработки всего шахтного поля ($C=2{,}46$) даны в табл. 4 и на рис. 2.

Таблица 4

Изменение себестоимости угля в зависимости от положения очистных работ

n	Очистные работы		$C_{ср}$ этажа	Отклонение, %			
	у ствола C_{min}	у границ C_{max}		от $C_{ср}$ этажа		от $C_{ср}$ всего поля	
				C_{min}	C_{max}	C_{min}	C_{max}
1	1,272	3,036	2,154	—41	+344	—48	+24
2	1,572	3,386	2,45	—36	+343	—36	+36
3	1,872	3,636	2,75	—32	+342	—24	+47

Произведенные расчеты и кривая изменения стоимости, построенная в координатах времени (этажей), подтверждают правильность наших соображений и показывают значительные изменения стоимости в зависимости от удаления работ от ствола, намного превосходящие изменения средней стоимости, связанные с колебаниями размеров шахтного поля.

Это проливает некоторый свет на причину, почему статистическим методом не удается непосредственно установить наивыгоднейшие размеры шахтного поля (может быть, и годовой производственной мощности шахты): фактические данные необходимо предварительно скорректировать с учетом положения очистных работ.

Кроме того, приведенные цифры достаточно убедительно показывают, что игнорировать эти колебания себестоимости нельзя, так как они в отдельные периоды связаны с нарушением равномерной — ритмичной работы шахт и могут отразиться на правильности эксплуатации.

Установление закономерностей изменения себестоимости по мере удаления работ от устья ствола (по простиранию и глубине) дает возможность подойти к определению размеров шахтного поля и сроков службы шахты с учетом стремления к сокращению себестоимости в каждый календарный отрезок времени, т. е. с позиции инженера-эксплуатационника, решающего вопрос о переходе на новый горизонт и ликвидации шахты из сопоставления себестоимости угля на работающем этаже с себестоимостью угля нижеследующего горизонта или с себестоимостью угля того же качества на других шахтах района или бассейна.

Недоучет этого фактора в отдельных случаях приводит к незакономерному оставлению неотработанных участков у границ поля. Особенно много таких участков можно найти на планах горных работ в бремсберговых полях, что иногда приводит к нарушению правильного порядка отработки шахтного поля.

Влияние изменения себестоимости на порядок отработки шахтного поля можно подтвердить и рядом практических примеров.

Горнякам широко известен приведенный в учебнике Л. Д. Шевякова «Разработка пластовых месторождений» (изд. 1938 г.) пример выемки горизонтального пласта, где очистные работы располагаются по контуру, близкому к эллипсу, что можно объяснить стремлением в каждый данный момент добывать уголь с минимальной себестоимостью (т. е. исходя из постепенного ее нарастания)

Ярким примером отражения такой закономерности является долголетняя практика Кизеловского бассейна, в котором отработка в экономическом отношении более выгодного мощного верхнего пласта на большинстве шахт (им. И. В. Сталина, им. М. И. Калинина, им. Я. М. Володарского, им. В. И. Ленина и др.) значительно опережала работы нижних пластов и в отдельных случаях приводила к тому (штольня им. Калинина), что в первую очередь вырабатывали полностью верхний пласт, а затем переходили к выемке нижних пластов.

Такой порядок, как бы противоречащий общепринятым правилам эксплуатации, был применен, несмотря на то, что проектами и постановлением руководящих инстанций неоднократно подчеркивалась необходимость одновременной отработки пластов в этаже.

Такое же положение было одно время и в центральном районе Донбасса, где на крутом падении в первую очередь отрабатывали пласты, обеспечивающие более высокие производственные показатели, а менее выгодные пласты задерживались с отработкой на значительное время. На крутом падении отработка в первую очередь более эффективных пластов возможна лишь при поочередной отработке пластов свиты, когда производственная мощность шахты может быть обеспечена выемкой части пластов. По мере увеличения производственной мощности шахт такая тенденция постепенно сокращается и в настоящее время в связи с необходимостью одновременной отработки всех пластов почти совершенно исчезает.

Это показывает, что при выборе размеров шахтного поля необходимо стремиться не только к обеспечению минимальной средней себестоимости за весь срок эксплуатации шахты, но и к обеспечению равномерного изменения себестоимости, которая при постоянных показа-

телях будет постепенно увеличиваться по мере удаления работ. Существующая практика планомерного снижения себестоимости за счет систематического повышения производительности труда и экономии расхода материалов и энергии и снижения цен может сгладить такие колебания себестоимости и привести к систематическому снижению себестоимости по промышленности в целом. Однако изменения себестоимости угля отдельных шахт, зависящие от способа вскрытия, сохранятся и пренебрегать этим нельзя.

Интересно отметить, что в зависимости от способа вскрытия и порядка отработки шахтного поля в одних случаях себестоимость угля (в постоянных ценах и нормах) будет иметь тенденцию постоянного роста, в других — будут периоды, когда себестоимость будет уменьшаться.

Так, например, для вскрытия наклонным стволом и стволами с этажными квершлагами с последовательной углубкой стволов характерно постепенное нарастание себестоимости (трудоемкости) по мере отработки этажей.

При вскрытии вертикальным стволом с капитальными бремсбергами и уклонами при отработке поля по восстанию (бремсберговое поле) и нисходящей выемке этажей себестоимость угля при переходе к более глубоким горизонтам не увеличивается, а, наоборот, уменьшается за счет сокращения длины доставки по бремсбергу, а в отдельных случаях (исходящая струя направляется вниз к центрально сдвоенным стволам) и за счет упрощения проветривания и сокращения расходов на поддержание бремсбергов. Этим и объясняется стремление при этом способе вскрытия, там, где это не противоречит требованиям безопасности и не ухудшает условия эксплуатации, переходить на восходящий порядок отработки этажей в поле по восстанию. Лишь после перехода на выемку уклонного поля себестоимость угля по мере отработки этажей возрастает и характер ее изменения становится таким же, как при других способах вскрытия.

Выбрать размеры шахтного поля из условий минимального сокращения колебаний себестоимости (трудоемкости) во время эксплуатации можно, задавшись требованием, чтобы себестоимость угля в конце отработки вышележащего этажа равнялась себестоимости работ в начале эксплуатации нижележащего (дальнейшая работа на верхнем этаже становится невыгодной).

Для этого, очевидно, необходимо, чтобы

$$2C_1S = \frac{C_2}{S} + 2C_3.$$

Отсюда

$$S = \frac{C_3 + \sqrt{C_3^2 + 2C_1C_2}}{2C_1} \qquad (9)$$

В условиях разбираемого примера S получается равным 4000 *м* (значительно меньше оптимальной длины по простиранию $S = 6000$ *м*), а n при таком значении S будет равно 4 (вместо 3).

Формулы, учитывающие влияние трудоемкости работ, будут, очевидно, идентичными. [1]

---

[1] В нашей работе [5] для определения размеров шахтного поля по производительности труда были рекомендованы формулы $S = \frac{B_3 + \sqrt{B_3^2 + B_1B_2}}{2B}$, где B_1—B_3— соответствующие показатели трудоемкости, аналогичные по характеру C_1—C. Там же показана неправильность ориентировки на среднюю минимальную трудоемкость по шахтному полю в целом, как это принято в [4].

В том случае, когда нижние этажи уже подготовлены (вскрытие шахтой с бремсбергами), равенство себестоимости соответствует значительно меньшей длине поля по простиранию

$$S = \frac{C_3}{C_1}$$

Это объясняет, почему в стремлении за удешевлением текущей (годовой, квартальной) себестоимости в отдельных случаях в поле по восстанию отработку верхних этажей не доводят до границ шахтного поля и переходят к выемке нижних.

* *

Попробуем подойти к определению размеров шахтных полей для ряда шахт, закладываемых ниже первого ряда-линии исходя из методики, разработанной Л. Д. Шевяковым, приняв, что после отработки одного шахтного поля (оптимальных размеров) ниже по падению закладывается новая шахта той же производственной мощности и с тем же методом вскрытия.

Очевидно, в этом случае все значения стоимостных параметров останутся те же, за исключением C_5, которое увеличится главным образом за счет стоимости проходки стволов в пределах уже отработанных запасов.

Легко установить, что увеличение коэффициента C_5 незначительно отразится на длине поля по простиранию. На самом деле, поскольку, как правило $C_4 \approx 0$, то

$$S_2 = \frac{C_5}{C_3 n^2}$$

Тогда, учитывая, что

$$n = \frac{C_5}{C_1 S^2 - C_2},$$

получим

$$\sqrt{S} = \frac{C_1 S^2 - C_2}{\sqrt{C_3 C_5}}$$

или

$$C_1 S^2 - \sqrt{C_3 C_5}\sqrt{S} - C_2 = 0.$$

Из последнего уравнения видно, что изменение C_5 не может существенно повлиять на значения корня уравнения [1] (рис. 3).

Если условно принять, что капитальные затраты (погашаемые за все время существования шахты) для шахт второй и третьей линии-ряда возрастут соответственно в 2 и 3 раза, то (для рассмотренного примера) длина по простиранию изменяется всего на 8—12%. Для шахт второй линии-ряда $(C_5' = 2C_5)\,S = 6500$ *м* и $n = 4$ этажа и для шахт третьей линии-ряда $(C_5'' = 3C_5)\,S = 7000$ *м* и $n = 5$ этажей. [2]

---

[1] Подробнее о значении отдельных укрупненных стоимостных параметров см. [5].

[2] Определение оптимальных размеров шахтного поля пересечением кривых $y_1 = C_1 S^2 - C_2$ и $y_2 = \sqrt{C_3 C_5}\sqrt{S}$ (см. рис. 3) требует много меньше времени, чем по [2].

Из этого следует, что оптимальные размеры шахтного поля для шахт первого, второго и третьего ряда (по падению), отвечающие минимальной средней себестоимости (при одинаковом способе вскрытия), различаются главным образом числом этажей по падению, а длина по простиранию увеличивается незначительно.

Это дает основание при решении нашей основной задачи — порядка оптимальной разбивки месторождения между шахтами размеры шахтных полей по простиранию и по падению, обеспечивающие минимальную себестоимость при отработке месторождения в целом, условно считать для всех шахт одинаковыми.

Сначала мы решим эту задачу для горизонтального месторождения, а затем и для наклонных пластов.

Представим себе горизонтальное месторождение, вытянутое в одном направлении («условное простирание») на длину $S_м$, а в другом направлении — «по падению», имеющее протяженность в N этажей-участков (терминология А. П. Судоплатова) и найдем рациональную разбивку месторождения на отдельные шахтные поля размерами S и n с тем, что $S_м = mS$ и $N = kn$.

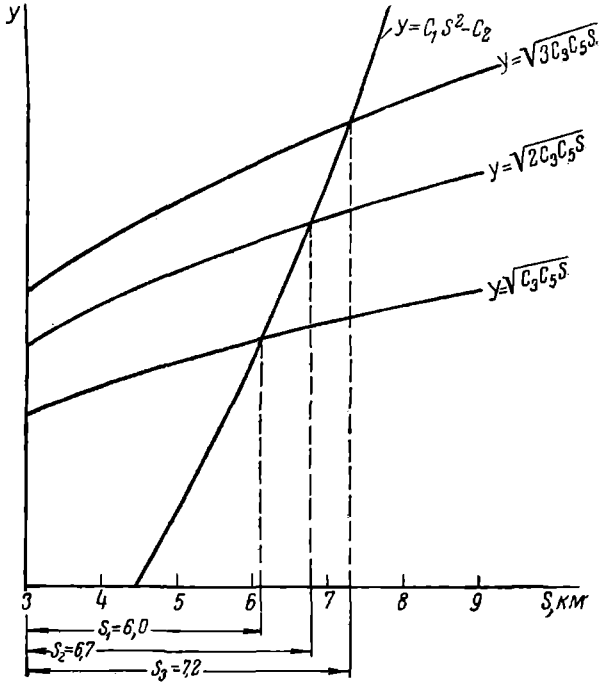


Рис. 3. Определение оптимальных размеров шахтного поля при различной глубине выработанного пространства (изменяется C_5 — стоимость затрат, погашаемых на запасы поля)

Тогда среднюю себестоимость угля при отработке месторождения в целом (значения стоимости параметров и коэффициентов те же) можно найти по уравнению, полученному путем элементарных преобразований,

$$f(m,\ k)=\frac{C_1S_м}{m}+\frac{mC_2}{S_м}+\frac{C_3N}{k}+\frac{C_4'Nm}{kS_м}+\frac{C_5km}{S_мN}+C_6.$$

Для отыскания минимума функции найдем частные производные по m и k и приравняем их нулю

$$\frac{\partial f}{\partial m}=-\frac{C_1S_м}{m^2}+\frac{C_2}{S_м}+\frac{C_5k}{S_мN}+\frac{C_4'N}{S_мk}=0.$$

Отсюда

$$m=S_м\sqrt{\frac{C_1}{C_2+C_4'\dfrac{N}{k}+C_5\dfrac{k}{N}}}$$

и, наконец,

$$S=\frac{S_м}{m}=\sqrt{\frac{C_2}{C_1}+\frac{C_4'N}{C_1k}-\frac{C_5k}{C_1N}}$$

Далее

$$\frac{\partial f}{\partial k}=-\frac{C_3}{k^2S_м}-\frac{C_4'mN}{k^2S_м}+\frac{C_5m}{S_мN}=0,$$

откуда

$$k=N\sqrt{\frac{C_3S_м+C_4'm}{C_5m}}\quad\text{и}\quad n=\frac{N}{k}=\sqrt{\frac{C_5}{C_3\frac{S_м}{m}+C_4'}}$$

Если подставить S вместо $\frac{S_м}{m}$ и N вместо $\frac{N}{k}$, то

$$S=\sqrt{\frac{C_2}{C_1}+\frac{C_4'n}{C_1}+\frac{C_5}{C_1n}}\quad\text{и}\quad n=\sqrt{\frac{C_5}{C_3S+C_4'}}$$

Получаем, как и следовало ожидать, формулы, идентичные ранее выведенным А. П. Судоплатовым [3]. [1]

Из приведенного следует, что *при горизонтальном залегании размеры шахтного поля, выбранные по минимальной средней себестоимо-*

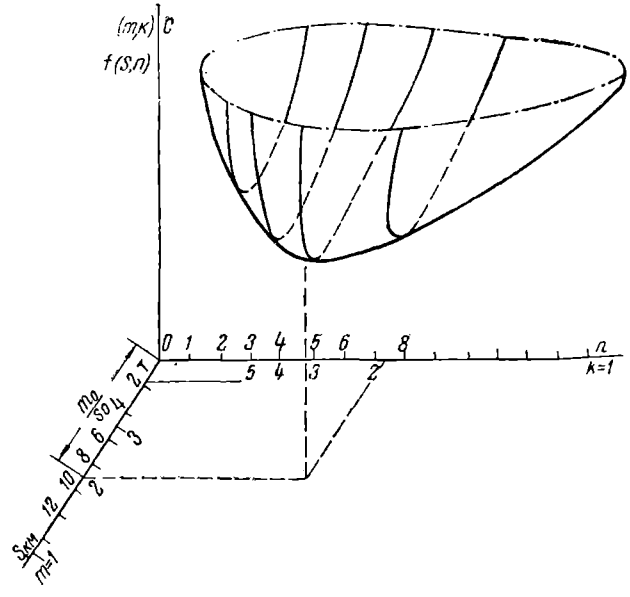


Рис. 4. Графическая интерпретация $f(m, k)$ и $f(S, n)$ горизонтальных месторождений

сти индивидуальных шахт, обеспечивают минимальную себестоимость и при комплексной отработке месторождения в целом. Это объясняется тем, что при горизонтальном залегании *отработка одного шахтного поля не ухудшает условий работы смежных полей.*

На рис. 4 представлено графическое отображение изменений средней себестоимости в зависимости от размеров шахтного поля S и n и параллельно нанесен масштаб для перехода к новым переменным m, k.

[1] Нами значки при C изменены по сравнению с [3] и приведены в соответствие с принятыми Л. Д. Шевяковым [2].

Распространение функции $f(m, k)$ за пределы $S_м$ и N невозможно, и поэтому ограничивающими поверхность плоскостями будут $S = S_м$ и совпадающая с ней $m = 1$, а также $N = n$ и $k = 1$.

В начале координат k и m, очевидно, равны бесконечности и цена деления новых переменных изменяется, уменьшаясь при приближении к началу координат.

Для вскрытия наклонных и крутопадающих пластов простое преобразование формул невозможно; здесь при закладке второй и третьей линии шахт по падению расходы по вскрытию значительно возрастают, а средние эксплуатационные расходы, связанные с глубиной работ ($C_3 n$) при сохранении способа вскрытия (механизация подъема и усло-

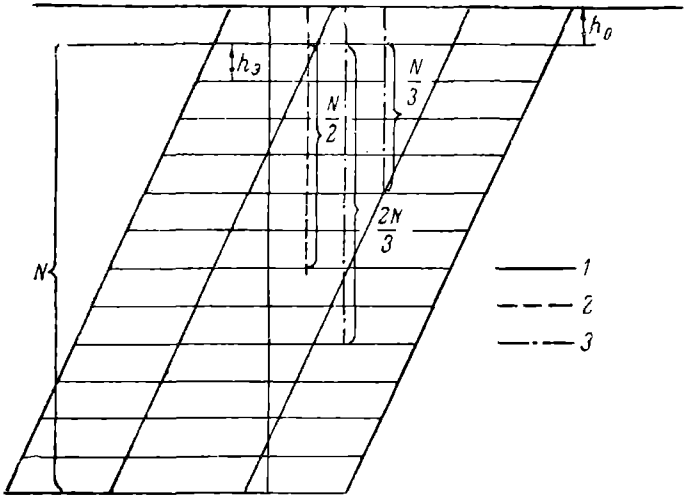


Рис. 5. Глубина стволов при отработке свиты крутопадающих пластов с различным числом шахт по падению:

1 — стволы при отработке месторождения одной шахтой; *2* — дополнительные стволы при отработке двумя шахтами; *3* — то же, при отработке тремя шахтами

вия проветривания), не зависят от числа шахт (k) по падению, а зависят только от глубины месторождения.

Увеличение затрат на вскрытие свиты крутопадающих пластов (расположение стволов в пределе свиты) или при вскрытии наклонными стволами по породе связано с тем, что для шахт второго ряда глубина стволов будет больше на величину $h_0 + \frac{N}{2} h_э$, для третьего ряда на $2h_0 + Nh_э$ и т. д. Суммарное увеличение объема работ по проходке стволов при k-шахтах по падению, очевидно, будет $(k-1)h_0 + \frac{k-1}{2} Nh_э$ (рис. 5). Этому увеличению объема будет соответствовать увеличение средней стоимости угля на величину (k_c — стоимость проходки погонного метра стволов)

$$\frac{K_c m (k-1) h_0}{S_м N h_э p c} + \frac{K_c m (k-1)}{2 S_м p c} = \frac{C_7 m (k-1)}{S_м N} + \frac{C_8 m (k-1)}{S_м}$$

Тогда среднюю стоимость тонны угля при отработке запасов можно найти по преобразованной формуле

$$f(m,\ k)=C_1\frac{S_м}{m}+\frac{C_2m}{S_м}+C_3N+\frac{C_4k}{N}+\frac{C_5mk}{S_мN}+$$

$$+\frac{C_7m\,(k-1)}{S_мN}+\frac{C_8m\,(k-1)}{S_м}+C_6. \qquad (10)$$

Минимальное значение этой функции найдем, приравняв первые производные по m, k нулю,

$$\frac{\partial f}{\partial m}=-\frac{C_1S_м}{m^2}+\frac{C_2}{S_м}+\frac{C_5k}{S_мN}+\frac{C_7\,(k-1)}{S_мN}+\frac{C_8\,(k-1)}{S_м}=0.$$

Отсюда

$$S=\frac{S_м}{m}=\sqrt{\frac{C_2}{C_1}+\frac{C_5\frac{k}{N}}{C_1}+\frac{C_7\,(k-1)}{C_1N}+\frac{C_8\,(k-1)}{C_1}} \qquad (10а)$$

Далее

$$\frac{\partial f}{\partial k}=\frac{C_4}{N}+\frac{C_5m}{S_мN}+\frac{C_7m}{S_мN}+\frac{C_8m}{S_м}\neq 0. \qquad (10б)$$

Это показывает, что $f(m,\ k)$ не имеет минимума относительно k, так как с увеличением числа шахт по падению (k) все члены уравнения (10), зависящие от k, а с ними и $f(m,\ k)$ будут непрерывно возрастать.

Средняя себестоимость $f(m,\ k)$ будет минимальной при $k=1$, т. е. когда все (разведанное) поле по падению будет выработано одной шахтой. При этом ($k=1$, $N=n$)

$$S=\sqrt{\frac{C_2}{C_1}+\frac{C_5}{nC_1}}$$

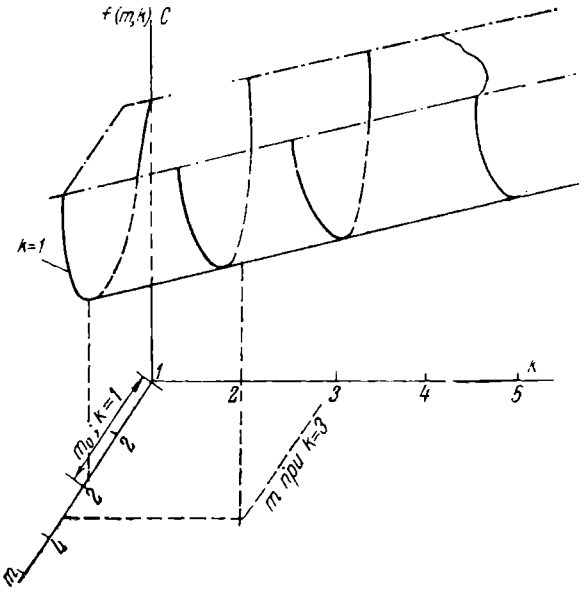


Рис. 6. Графическая интерпретация $f(m,\ k)$ для крутопадающих пластов

Графическое изображение $f(m,\ k)$ (рис. 6) представляет поверхность, непрерывно поднимающуюся от нуля в направлении возрастания значений k и имеющую ясно выраженную область минимума только в плоскости Cm (при заданном k).

Интересно отметить, что наша попытка выбрать оптимальное соотношение между числом этажей, отрабатываемых первой линией шахт, и вторым рядом шахт также привела к выводу (решение не приводится), что минимальной средней себестоимости соответствуют условия, когда первому ряду (или последнему — в зависимости от постановки вопроса) отводится минимально возможное число этажей (нуль, один этаж).

Это показывает рациональность принятого практикой освоения новых районов, когда для ускорения развития добычи мелким шахтам отводится один-два верхних этажа.

Кроме этого, доказательством правильности этих выводов служит общеизвестный факт, что большинство действующих старых шахт с большим сроком службы приурочено к крутым пластам центрального района Донбасса, где 12 ныне действующих шахт уже отработали свыше 55 лет, из них 7 шахт — более 60 лет и одна («Кочегарка») — 90 лет.

Промежуточное положение между разобранными крайними случаями (горизонтальное залегание и мощная свита крутопадающих пластов) занимает разработка одиночных пластов (узких свит), вскрываемых вертикальными стволами с квершлагами. Здесь разделение месторождения по падению между несколькими линиями-рядами шахт наряду с удорожанием вскрытия за счет дополнительной длины стволов вызовет сокращение расходов на проходку квершлагов, длина которых с увеличением числа шахт может быть значительно уменьшена.

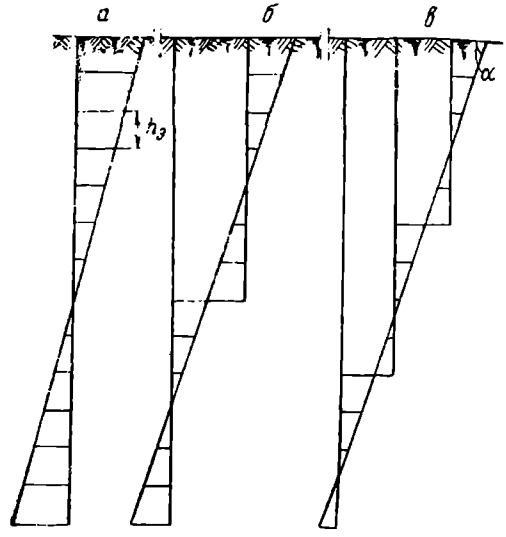


Рис. 7 Схемы вскрытия при отработке свиты сближенных крутопадающих пластов различным числом шахт:
а — одной; *б* — двумя; *в* — тремя

При вскрытии этажными квершлагами суммарная длина внешней части квершлагов, расположенных вне свиты, при k-шахтах равна (рис. 7)

$$h_э^н \cos\alpha \frac{N}{2}\left(\frac{A}{2k}+1\right)$$

и их стоимость, отнесенная к тонне запасов, составит

$$\frac{C_9 mN\cos\alpha}{kS_м}+\frac{C_{10}m\cos\alpha}{S_м}$$

Тогда, если, кроме того, заменить C_7 и C_8 на $C_7\sin\alpha$ и $C_8\sin\alpha$, получим [1]

$$f(m,k)=C_1\frac{S_м}{m}+\frac{C_2 m}{S_м}+C_3N+\frac{C_4k}{N}+\frac{C_5mk}{S_мN}+\frac{C_7\sin\alpha m(k-1)}{S_м}+$$

$$+\frac{C_8\sin\alpha m(k-1)}{S_м}+\frac{C_9mN\cos\alpha}{kS_м}+\frac{C_{10}m\cos\alpha}{S_м}+C_6;$$

[1] Для удобства выяснения влияния угла падения коэффициенты при вновь вводимых членах представлены в виде функции угла α.

$$S = \frac{S_м}{m} =$$

$$= \sqrt{\frac{C_2}{C_1} + \frac{C_5 \frac{k}{N}}{C_1} + \frac{C_7 m (k-1) \sin\alpha}{C_1 N} + \frac{C_8 m (k-1) \sin\alpha}{C_1} + \frac{C_9 N \cos\alpha}{C_1 k} + \frac{C_{10} \cos\alpha}{C_1}} \quad (11а)$$

$$n = \frac{N}{k} = \sqrt{\frac{1}{C_9 \cos\alpha}\left(\frac{C_4 S_м}{m} + C_5 + \frac{C_7 \sin\alpha}{m} + \frac{C_9 \sin\alpha N}{m}\right)} \quad (11б)$$

Здесь $f(m, k)$ имеет минимум. Однако практически в большинстве случаев для крутых и наклонных пластов $k \approx 1$ и $n \approx N$. Поэтому для наклонных пластов при вскрытии с этажными квершлагами минимальной средней себестоимости будет также отвечать отработка одной шахтой всего поля по падению. При очень пологих пластах, когда $C_7 \sin\alpha$ и $C_8 \sin\alpha$ очень малы, а $C_9 \sin\alpha$ быстро растет, может оказаться целесообразной закладка нескольких шахт по падению.

Во всяком случае и для очень пологих пластов при вскрытии этажными квершлагами средние оптимальные размеры шахтных полей, соответствующие минимальной средней стоимости отработки всего месторождения, будут значительно отличаться от оптимальных размеров индивидуальных шахт.

Вследствие этого при комплексном вскрытии наклонных и крутопадающих месторождений первоочередной задачей является определение нижних границ отработки месторождения, в зависимости от которых и должна определяться длина шахтных полей по простиранию.

Эта предельная глубина работ может зависеть от геологических или технических условий и, наконец, определяться экономическими показателями работы на последнем горизонте.

Иное положение при вскрытии капитальным квершлагом и подготовке этажей бремсбергами и уклонами. Для этого случая, когда применение формул Л. Д. Шевякова в чистом виде невозможно, обычно заранее задаются соотношением между полем по восстанию и падению.[1]

Кроме того, здесь для определения минимальной средней себестоимости угля всего месторождения также требуется пробразование исходного уравнения себестоимости, аналогично ранее произведенным для вскрытия вертикальными стволами с этажными квершлагами.

Здесь с увеличением числа стволов приходится дополнительно учитывать повышение расходов на проходку вертикальных стволов и вентиляционных квершлагов[2], а также соответственное сокращение расходов на спуск-подъем по бремсбергам и уклонам. Для удобства исследования дополнительные члены и здесь выразим в виде функции углов падения пластов; тогда уравнение примет следующий вид:

$$f(m, k) = C_1 \frac{S_м}{m} + \frac{C_2 m}{S_м} + C_3 \frac{N}{k} - C_3 N + \frac{C_1 k}{N} + \frac{C_5 m k}{S_м N} +$$

$$+ \frac{C_7 m (k-1) \sin\alpha}{S_м N} + \frac{C_8 m (k-1) \sin\alpha}{S_м}$$

[1] Вообще говоря, в этом есть определенная условность: практически размеры уклонного поля уточняются при ликвидации шахты, в зависимости от себестоимости на других шахтах. Этим, по-видимому, и объясняется повышенная длина уклонов по сравнению с бремсбергами в Донбассе.

[2] Значения коэффициентов C_1, C_8, C_9 те же, что и ранее выведенные.

* Уравнение составлено для вскрытия вертикальным стволом с квершлагом и капитальными бремсбергами (уклонами) с вентиляционным квершлагом.

Значение для $S=\frac{S_м}{m}$ получается идентичным с вскрытием вертикальными стволами с этажными квершлагами (при расположении стволов в пределах свиты)

$$S=\frac{S_м}{m}=\sqrt{\frac{C_2}{C_1}+\frac{C_5k}{C_1N}+\frac{C_7\sin\alpha(k-1)}{C_1N}+\frac{C_8\sin\alpha(k-1)}{C_1}} \qquad (12а)$$

Первая производная $f(m, k)$ по k

$$\frac{\partial f}{\partial k}=-\frac{C_3N}{k^2}+\frac{C_4}{N}+\frac{C_5m}{S_мN}+\frac{C_7m}{S_мN}+\frac{C_8m}{S_м}=0.$$

Отсюда

$$k=N\sqrt{\frac{C_3}{C_4+C_5\frac{m}{Sk}+\frac{C_7\sin\alpha m}{S_м}+\frac{C_8\sin\alpha Nm}{S_м}}}$$

$$n=\frac{N}{k}=\sqrt{\frac{C_4}{C_3}+\frac{m}{C_3S_м}(C_5+C_7\sin\alpha+C_8\sin\alpha N)}.$$

Это показывает, что при подготовке этажей бремсбергами и уклонами при достаточно пологом падении среднее оптимальное число этажей шахт по падению приближается к оптимальному числу этажей индивидуальной шахты и размеры шахтных полей, выбранные для индивидуальных шахт, близки размерам, отвечающим минимальной себестоимости месторождения. При горизонтальном залегании ($\sin\alpha=0$) уравнения (12а) и (12б) после подстановки вместо $\frac{N}{k}=n$ и вместо $\frac{S_м}{m}=S$ превратятся в выведенные Л. Д. Шевяковым формулы для шахтных полей индивидуальных шахт[1]. Подстановка в выведенную формулу значений стоимостных параметров, принятых в задаче, рассмотренной А. М. Найдышем [4, § 6, стр. 48], при наклонной высоте месторождения по падению, равной 45 этажам ($N=45$), средние размеры шахтного поля по падению $n=18{,}6$ этажей (вместо 15,5) и $S=4350$ *м* (вместо 4400 *м*), т. е. практически равнозначные результаты по простиранию и несколько отличные по падению.

Для других способов вскрытия (а их большинство), как показано выше, размеры шахтных полей, выбранные по минимальной себестоимости индивидуальной шахты, и соответствующие им сроки службы шахт не отвечают условиям оптимальной отработки месторождения в целом.

Это показывает, что расхождения между размерами шахтных полей, соответствующими оптимальной отработке месторождения в целом и оптимальными для индивидуальных шахт, зависят главным образом от способа вскрытия.

Характер такой зависимости графически изображается в виде семейства кривых (рис. 8), изменяющихся от непрерывно возрастающей кривой *1* (близкой к прямой) для крутого падения и вскрытия этажными квершлагами, не выходящими за пределы свиты, до корытообразной кривой *3* для горизонтального месторождения. Промежуточное положение занимает вскрытие этажными квершлагами свиты сближенных

[1] Уравнение А. П. Судоплатова при исключении расходов на содержание штреков за время их проходки к границам превращается в уравнение Л. Д Шевякова при $C_4=0$.

крутых и наклонных пластов (*1″*) и вскрытие пологих пластов с бремсбергами и уклонами. [1]

Проведенное исследование показывает, что размеры шахтных полей и сроки службы шахт, намеченные по общепринятой методике по средней минимальной себестоимости, являются действительно оптимальными только в ограниченных условиях для горизонтальных пластов и для вскрытия с бремсбергами и уклонами.

Это объясняется тем, что на пологих месторождениях при подготовке этажей бремсбергами и уклонами, так же как и при разработке горизонтальных месторождений, увеличение числа шахт по простиранию и падению наряду с удорожанием стоимости вскрытия одновременно вызывает значительное сокращение средней удаленности работ и расходов не только по простиранию, но и по падению (транспорт, поддержание выработок, проветривание) При разработке горизонтальных месторождений число «этажей-панелей», очевидно, будет для всех шахт одинаковым, а на пологих пластах, вскрываемых бремсбергами и уклонами, оно будет постепенно возрастать в связи с увеличением расходов, погашаемых на все запасы шахтного поля (C_5) и зависящих от средней глубины разработки (C_3).

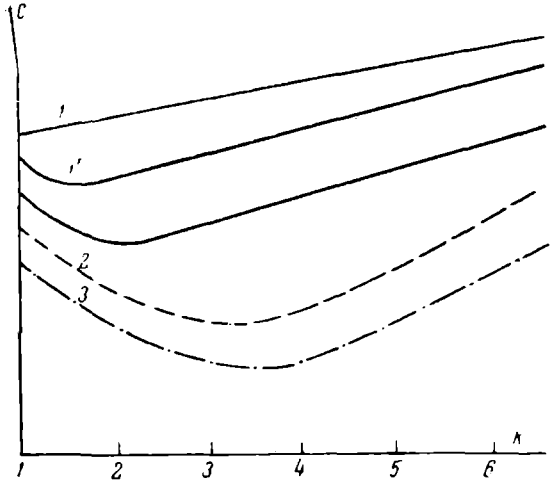


Рис. 8. Зависимость себестоимости от числа шахт в поле по падению при различных способах вскрытия:

1 — вертикальными стволами с этажными квершлагами (*1′* — квершлаги находятся в пределах свиты крутопадающих пластов; *1″* — квершлаги выходят за пределы свиты сближенных крутопадающих или наклонных пластов); *2* — вертикальным стволом с бремсбергами и уклонами на пологом и наклонном падении; *3* — вертикальным стволом горизонтального пласта

При других способах вскрытия — наклонные стволы и вертикальные стволы с этажными квершлагами (с последующей углубкой стволов) — увеличение числа шахт (по падению) не вызывает сокращения расходов, зависящих от глубины (они зависят только от наклонной высоты месторождения в целом), и поэтому увеличение расходов на вскрытие ничем не компенсируется. Лишь в отдельных случаях (свиты небольшой мощности) несколько сокращается суммарная длина квершлагов и стоимость откатки по ним.

При этих способах вскрытия при комплексной разработке месторождения можно ориентироваться на шахтные поля и сроки службы, соответствующие минимальной средней себестоимости индивидуальной шахты, только при возможности закладки в тех же геологических условиях, рядом по простиранию, новых шахт, заменяющих выбывающие.

Такое положение было в период восстановления угольной промышленности после гражданской войны и в первую пятилетку, когда закладывалось ограниченное количество шахт и когда в связи с большим опе-

[1] Взаимное расположение кривых относительно оси абсцисс условное — не масштабное. Рисунок характеризует только перемещение точки оптимума с изменением вскрытия и угла падения.

режением разведочных работ казалось, что в закладке второй линии шахт не будет необходимости. В этих условиях можно было предполагать, что длительное время, значительно превосходящее сроки службы отдельных шахт, строительство будет производиться главным образом на тех же глубинах.

Фактическое развитие добычи ряда основных угольных бассейнов (Донбасс, Караганда, Кизел, Воркута и др.) показывает, что увеличение добычи угля нельзя было обеспечить закладкой шахт только вдоль выходов, так как для этого потребовалось бы оставление большего количества резервных запасов.

В большинстве случаев приходится через короткий срок (уже в комплексных проектах) предусматривать и закладку шахт второго ряда-линии. Лишь для месторождений с большими запасами и ограниченной потребностью в угле (типа Тунгусского, Арктикугля и др.) удается ограничиться отработкой только верхних частей.

Возможно этим и объясняется тот факт, что в проектных и исследовательских работах удачное применение аналитического метода при выборе размеров шахтного поля известно лишь при решении вопросов комплексного вскрытия горизонтальных месторождений (Мосбасс, Сланцы и др.).

В соответствии с вышеизложенным следует прийти к следующим выводам:

I. Минимальная средняя себестоимость (трудоемкость) за срок службы шахты является основанием для выбора размеров шахтного поля при комплексной отработке месторождения в целом лишь при ограниченном числе способов вскрытия, в условиях горизонтальных и пологих угольных месторождений, а также при экстенсивной отработке запасов.

II. Сроки службы шахт следует выбирать не только исходя из производственной мощности шахт, как это было рекомендовано в свое время б. Минуглем СССР, но и с учетом геологических условий (угол падения) и способа вскрытия.

III. Выявленная целесообразность отработки крутопадающих и наклонных пластов на максимальную глубину одной шахтой показывает, что сечения стволов следует выбирать с учетом значительного увеличения газообильности (подачи воздуха), а при компоновке поверхности необходимо предусматривать возможность ее реконструкции, отступая для таких условий от типовых проектов, как правило, не учитывающих возможности последующего расширения зданий и замены основного оборудования.

IV Выбор размеров шахтных полей рекомендуется производить дифференцированно, в зависимости от характеристики месторождения, интенсивности отработки и способа вскрытия, руководствуясь следующими положениями:

1. Выбор оптимальных размеров шахтных полей, по предложенной Л. Д. Шевяковым методике, производить для индивидуальных шахт, а также для месторождений с ограниченным потреблением и с экстенсивной отработкой запасов, когда после ликвидации шахты (или группы шахт) имеется возможность закладки новых в аналогичных или лучших условиях. В таких условиях:

а) наивыгоднейшие размеры шахтных полей соответствуют спокойным, выдержанным на значительном протяжении месторождениям;

б) оптимальное число этажей при заданной длине шахтного поля по простиранию отвечает месторождениям, разбитым поперечными

нарушениями на отдельные изолированные участки более или менее постоянной длины;

в) оптимальные размеры шахтного поля при заданном сроке службы отвечают случаям, когда ликвидация шахты вызывается прекращением потребности в угле (обслуживание мелких рудных предприятий с ограниченными запасами, например оловянных, расположенных в необжитых районах), когда срок работы шахты ограничен особыми условиями (концессии за рубежом), а также при расположении шахты в непосредственной близости или на одной площадке с потребителем (срок службы устанавливается для комбината в целом).

2. При комплексном вскрытии месторождения, когда требуется закладка значительного количества шахт, нужно придерживаться следующих рекомендаций:

а) разбивку на шахтные поля горизонтальных месторождений, а также пологих пластов, вскрываемых стволами с бремсбергами и уклонами, следует производить исходя из выбранных по методике Л. Д. Шевякова (уточненной А. П. Судоплатовым для горизонтальных месторождений) параметров шахтных полей индивидуальных шахт;

б) при выборе размеров шахтного поля для наклонных и крутопадающих пластов, вскрываемых вертикальными стволами с этажными квершлагами, а также при вскрытии наклонными стволами в первую очередь следует определять предельную глубину работ по геологическим факторам, горнотехническим условиям (газовыделение, температура, подъем и т. д.), экономическим показателям разработки (себестоимость угля) на нижнем горизонте или исходя из целесообразности перехода на более совершенный вид вскрытия (например, замена наклонного ствола вертикальным, ликвидация чрезмерно длинных квершлагов и др.).

Длина шахтного поля по простиранию в этом случае, как известно, определяется по формуле Л. Д. Шевякова при заданном постоянном числе этажей (n)

$$S = \sqrt{\frac{C_2}{C_1} + \frac{C_5}{nC_1}}$$

3. В связи с большой областью зоны минимальных оптимальных значений во всех случаях (индивидуальная шахта и комплексное вскрытие) параметры шахтного поля следует проверять по ряду показателей:

а) по изменению средней минимальной себестоимости (трудоемкости) при различных параметрах шахтного поля с учетом допустимых отступлений с построением в необходимых случаях поверхности себестоимости;

б) по условию обеспечения равномерного изменения себестоимости и производительности труда по формуле вида

$$S = \frac{C_3 + \sqrt{C_3^2 + 2C_1C_2}}{2C_1};$$

в) по экономическим показателям себестоимости и трудоемкости на нижних горизонтах и их изменениям во время отработки шахтного поля, например C_{max}, C_{min}, $C_{ср}$, по формуле

$$C = 2C_1S + 2C_3n + \left(\frac{C_2}{S} + \frac{C_4}{n} + \frac{C_5}{Sn} + C_6\right),$$

в необходимых случаях с пересчетом результатов на условное топливо.

4. Наша работа не разрешает задачи в целом и показывает необходимость дальнейших исследований в части выяснения характера изменения стоимости по мере отработки шахтного поля и «наболевшего» вопроса о порядке погашения капиталовложений и влияния фактора времени.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бокий Б. И. Аналитический курс горного искусства. Госиздат, 1929.
2. Шевяков Л Д. Основы теории проектирования угольных шахт. Углетехиздат, 1950.
3. Судоплатов З. А. Вопросы разработки угольных месторождений Подмосковного бассейна. Углетехиздат, 1950.
4. Найдыш А. М. Рациональные схемы вскрытия подготовки шахтных полей Донецкого бассейна на пологом падении. Углетехиздат, 1954.
5. Борисов Д. Ф Критический анализ применения аналитического метода при выборе размеров шахтного поля. Отчет НИСа ЛГИ, 1954. Рукопись, фонды НИСа ЛГИ.
6. Бокий О. Б. Оценка точности расчетов при определении наивыгоднейших размеров шахтного поля. Сборник «Вопросы горного дела». Углетехиздат, 1948.