

ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ШАХТЫ ДЛЯ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НЕОГРАНИЧЕННЫХ ЗАПАСОВ

Н. Г. КАПУСТИН

(Представлено научным семинаром кафедр разработки пластовых месторождений,
разработки рудных месторождений, шахтного строительства, техники безопасности
и рудничной вентиляции)

В нашей работе [1] было изложено решение задачи о выборе проектной мощности шахты в условиях месторождения с ограниченными запасами. При этом было принято, что правильной производственной мощностью следует называть ее технически достижимый размер, обеспечивающий на протяжении срока службы максимальную доходность шахты при минимальной себестоимости добычи, установленные с учетом наиболее целесообразного планирования горных работ, эффективного использования новой горной техники и фактора времени при капитальных вложениях. Исходя из этого определения, в ходе вариантных расчетов должны устанавливаться два показателя: себестоимость добычи и доход шахты. Дальнейшее совокупное рассмотрение этих показателей становится возможным потому, что оба они одновременно зависят от одного параметра—производственной мощности шахты.

В полном соответствии с данной постановкой вопроса в настоящей статье излагается решение задачи проектного обоснования мощности шахты в условиях свиты крутопадающих пластов с неограниченными запасами. Изложение метода осуществляем применительно к конкретным условиям Зенковского месторождения (Кузбасс), геологическая структура которого показана на рис. 1.

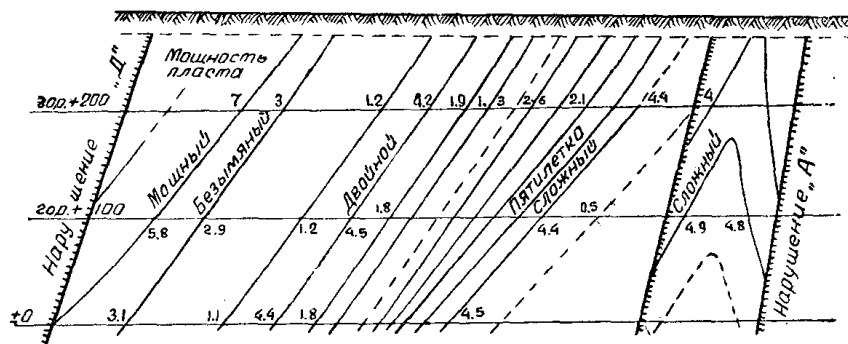


Рис. 1. Геологический разрез по разведочной линии VIII.
Масштаб 1:5000

В ходе исследования необходимо предварительно установить схему и параметры планирования горных работ как техническую основу решения задачи о мощности шахты. Это вытекает из того положения, что очистные работы занимают [3, 147] около $\frac{1}{3}$ производственных затрат на добычу угля. Поэтому предложение [2] базировать расчет мощности шахты на схеме и параметрах планирования горных работ, в том числе на оптимальной длине лавы, является важным и подлежит учету при проектировании типа шахты. Имея в виду цель достижения максимальной производительности труда по основному технологическому звену шахты—очистному забою, устанавливаем оптимальную длину лавы—забоя и высоту подэтажа; в нашем примере она равна 40—50 м. Последующий выбор технически безопасной, экономически наивыгодной схемы подготовки шахтного поля и его частей также будет служить цели достижения максимальной производительности труда уже вспомогательных и обслуживающих трудящихся.

Схему вскрытия месторождения устанавливаем исходя из геологической структуры месторождения, мощности шахты, с учетом передового опыта шахтного строительства. В решаемом примере на изложенных основаниях устанавливаем: а) вскрытие шахтного поля вертикальными стволами с этажными квершлагами, б) подготовку этажа групповыми штреками при фланговой схеме проветривания, в) подготовку выемочного поля по схеме рис. 2, характерной откаткой на задний квершлаг.

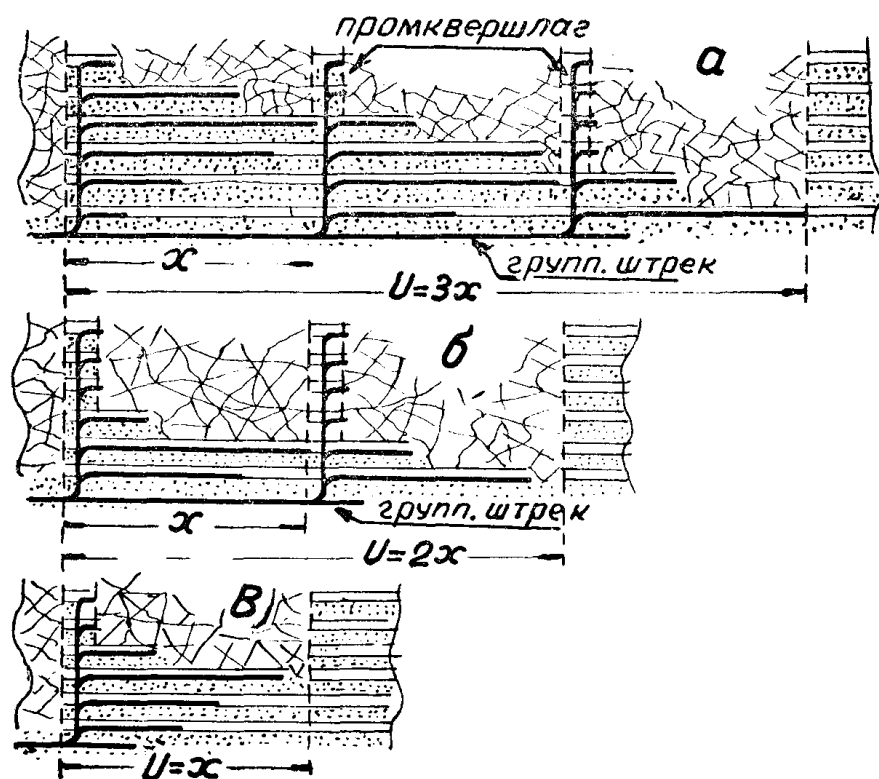


Рис. 2. Принципиальная схема развития горных работ на крыле этажа (план выработок)

Оптимальная мощность шахты в отношении себестоимости добычи

Мощность шахты должна быть оптимальной в отношении себестоимости добычи 1 т угля. Это положение бесспорно для любой ситуации шахтного строительства. Дело в том, что проектирование

по принципу достижения минимальной себестоимости даже не ставит вопроса „быть или не быть шахте?“; решается другая задача—назначить ее мощность в таком варианте, при котором будет обеспечена наименьшая себестоимость по отношению к другим вариантам проекта в тех же прочих условиях. Успех решения задачи вытекает из того, что как бы ни был высок абсолютный уровень себестоимости добычи на данном месторождении,—всегда в широком ряду вариантов будет тип шахты с минимальной себестоимостью.

Если мощность шахты A , себестоимость добычи 1 t угля a , то функция себестоимости будет [1]:

$$a = E_1 + E_2 A + \frac{E_3}{A}, \quad (1)$$

где E_i — определенные числовые коэффициенты, устанавливаемые для каждого угольного района отдельно. Например, функция (1) для действующих шахт Кузбасса нами выявлена в следующем виде (рис. 3):

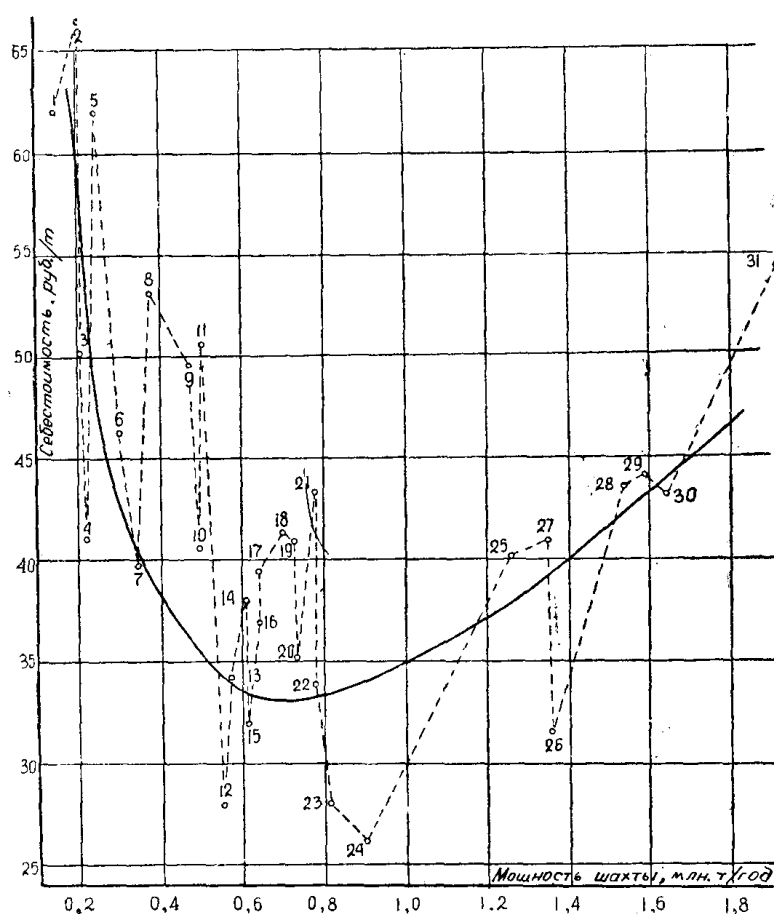


Рис. 3. Кривая себестоимости добычи угля на шахтах Кузбасса в 1948-1953 годах (затраты на сортировку и очистную выемку исключены)

$$a = 3,53 + 20,95 A + \frac{10,6}{A}, \quad (2)$$

где A — в млн. t год.

Для шахт Прокопьевско-Киселевского района коэффициенты E_i иные, а именно:

$$a = 1,5 + 23,1 A + \frac{9,95}{A} \quad (3)$$

Таким путем можно убедиться, что независимо от того, теоретическим или эмпирическим путем получена функция себестоимости, ее алгебраическая структура останется неизменной в виде уравнения (1).

Отыскание конкретного вида функции (1) для месторождений с неограниченными запасами осложняется отсутствием размеров шахтного поля; осложняется, но не исключается, так как размеры поля следует находить из того же условия достижения минимума себестоимости добычи для каждого варианта мощности шахты при заблаговременно установленной схеме вскрытия и подготовки месторождения.

Для дальнейших расчетов примем следующие буквенные обозначения: h — высота шахтного этажа, $м$; M — число этажей в шахтном поле; N_s — число одновременно разрабатываемых этажей; S — длина шахтного поля по простиранию, $м$; Σp — суммарная производительность пластов, $т/м^2$; c — коэффициент извлечения запасов; m — число подэтажей в этаже; x — длина выемочного поля, $м$; L — годовое подвигание общей линии забоев на крыле этажа, $м/год$; J — коэффициент одновременности разработки пластов; φ — доля запасов, вырабатываемых с закладкой; n — число выемочных полей, образующих непрерывный во времени фронт работ; ϑ — число пластов в горном отводе шахты; G — промышленные запасы шахтного поля, $т$; Θ — число групп действительно одновременно разрабатываемых пластов как величина обратная коэффициенту одновременности; N_k — число крыльев шахтного поля в одновременной работе; U — расстояние, необходимое для ввода в разработку заданного числа пластов, $U = nx$, $м$; B — расстояние по простиранию, которое потребовалось бы в случае одновременной выемки всех пластов горного отвода, $м$; l_k — длина квершлага, $м$; l_m — расстояние доставки, $м$; H_o — глубина шахтных стволов до верхней границы шахтного поля, $м$; m — высота междуэтажного целика, $м$; τ_s — период развития горных работ на этаже, лет; τ — период освоения проектной мощности шахты, лет; r — стоимость поддержания 1 $пог. м$ выработки в год, руб./ $пог. м$; ϵ — сумма стоимостей на поддержание и энергию движения воздуха на 1 $пог. м$ выработки в год, руб./ $пог. м$; $q_{ш}$ — стоимость единицы работы откатки, руб./ $тм$; q_m — стоимость единицы работы доставки, руб./ $тм$; q_z — тоже закладки; Σk_c — стоимость проведения 1 $пог. м$ всех шахтных стволов, руб./ $пог. м$; K_d — стоимость околоствольного двора с камерами, руб.; λ — капитальные вложения в объекты районного назначения и геологическую разведку, руб./ $т$; f — годовой фонд заработной платы персоналу, обслуживающему горизонт, руб./год; D — стоимость зданий и сооружений на поверхности шахты, руб.; R — сумма капитального ремонта зданий, сооружений и оборудования шахты, руб./год; F — сумма расходов на содержание условно-постоянного штата трудящихся поверхности шахты, руб./год. Σk_n — стоимость подготовки горизонта на $пог. м$, руб.

Рассматривая виды производственных затрат на добычу, следует выделять расходы, зависящие от мощности шахты и размеров шахтного поля. Установим их алгебраическое выражение с пересчетом на 1 $т$ промышленных запасов, приняв к руководству формулы стоимостных параметров, рекомендованные Центргипрошахтом [4].

Возведение зданий и сооружений составит на 1 $т$ промышленных запасов величину:

$$m_1 = \frac{D}{\Sigma pch} \cdot \frac{1}{MS}, \quad (4)$$

где для шахт мощностью до 0,75 млн. m /год $D=30$ А; для шахт мощностью более 0,75 млн. m /год $D=18 \cdot 10^6 + 7,2$ А.

Содержание штата трудящихся поверхности шахты составит расход на 1 m угля:

$$m_2 = 4,9 + \frac{3.0}{A}. \quad (5)$$

Расход на поддержание штреков в границах выемочного поля, подготовленного по схеме рис. 2, отнесенный на 1 m угля, составит расход:

$$m_3 = \frac{N_3 N_K \vartheta J x}{A j} \left[\frac{r_o + r_s}{2} + (m-1) r_n \right]. \quad (6)$$

Перепробег закладки на вентиляционном горизонте составит на 1 m расход:

$$m_4 = \varphi q_3 x. \quad (7)$$

Затраты на поддержание промежуточных квершлагов и энергию движения воздуха по ним определяются по формуле (8). Такие расходы на 1 $пог. м$ в год будут:

$$\epsilon_K = r_K + 40 \alpha Q^3 : s^{2.5},$$

где r_K — стоимость поддержания 1 $пог. м$ в год, $40 \alpha Q^3 : s^{2.5}$ — стоимость энергии движения Q $м^3$ воздуха на 1 $пог. м$ в год выработки сечением s $м^2$ с аэродинамическим коэффициентом α . Средняя длина поддержания квершлагов равна 0,5 nl_K , время поддержания за период выемки запасов $nx \Sigma pch$ в общем случае будет $\Theta xn : L + B : \Theta L$. Валовые затраты на поддержание и энергию движения воздуха будут:

$$W = \left(\frac{\Theta xn}{L} + \frac{B}{\Theta L} \right) 0,5 nl_K \epsilon_K.$$

Тогда удельные затраты с учетом формулы мощности шахты $jA = N_3 N_K \Sigma pch LJ$ будут:

$$m_5 = W : nx \Sigma pch = 0,5 nl_K \epsilon_K N_3 N_K \frac{1 + J}{jA}. \quad (8)$$

Стоимость откатки 1 m угля составит расход:

$$m_6 = 0,25 q_{ш} S. \quad (9)$$

Затраты на подготовку горизонта, отнесенные к 1 m угля, будут:

$$m_7 = \Sigma K_n : \Sigma pch. \quad (10)$$

Затраты на доставку 1 m угля по промежуточным штрекам:

$$m_8 = \frac{m-1}{m} q_m l_m. \quad (11)$$

Удельные затраты на поддержание шахтных стволов и стоимость энергии движения воздуха по ним будут:

$$m_q = \frac{H_0}{A} \Sigma \varepsilon_c + \frac{h \sin \alpha^\circ}{2A} \Sigma \varepsilon_c M. \quad (12)$$

Стоимость проведения шахтных стволов, отнесенная к 1 *m* угля:

$$m_{10} = \frac{H_0 \Sigma K_c}{\Sigma pch} \cdot \frac{1}{MS} + \frac{\sin \alpha \Sigma K_c}{\Sigma pc} \cdot \frac{1}{S}. \quad (13)$$

Затраты на 1 *m* угля по шахтному подъему и водоотливу:

$$m_{11} = (H_0 + 0,5 h \sin \alpha^\circ) q_c + 0,5 h \sin \alpha^\circ q_c M. \quad (14)$$

Стоимость проведения околоствольных дворов, отнесенная к 1 *m* угля:

$$m_{12} = \frac{K_d}{\Sigma pch} \cdot \frac{1}{S}. \quad (15)$$

Содержание условно-постоянного штата трудящихся, обслуживающих горизонт в период его подготовки, обусловит расход на 1 *m* угля:

$$m_{13} = \frac{10^6 f \tau_3}{\Sigma pch} \cdot \frac{1}{S}. \quad (16)$$

Расход на поддержание групповых штреков и энергию движения воздуха по ним устанавливаем следующим образом. При прямом и обратном порядке разработки и центральной схеме проветривания (рис. 4) каждый групповой штрек поддерживается средней длиной

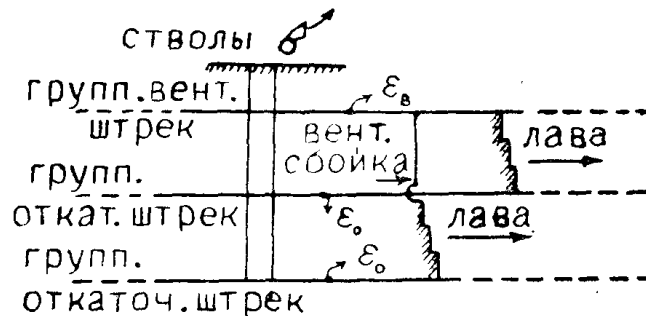


Рис. 4. Схема центрального проветривания

0,25 *S*. Тогда суммарные затраты по всем действующим горизонтам будут в 1 год 0,25 *SN*_к($\varepsilon_b + N_3 \varepsilon_o$), где ε_b , ε_o — затраты на 1 *пог. м* по откаточному и вентиляционному штрекам.

При фланговой схеме проветривания, представленной на рис. 5,

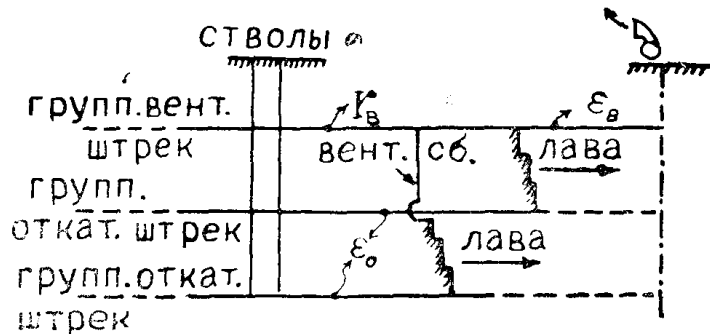


Рис. 5. Схема флангового проветривания

годовые затраты по крылу шахтного поля на поддержание вентиляционного штрека будут $0,5 S r_{\theta}$ и других штреков— $0,25 S N_{\theta} r_0$; затраты на движение воздуха по вентиляционному штреку будут:

$$0,25 S \cdot 40 \alpha Q_{\kappa}^3 : s^{2,5}$$

и по другим штрекам — $0,25 S N_{\theta} \cdot 40 \alpha \left(\frac{Q_{\kappa}}{N_{\theta}} \right)^3 : s^{2,5}$

Удельные затраты на 1 m угля:

$$m_{14} = \frac{1}{0,5 A} \left[0,5 S (r_{\theta} + 0,5 N_{\theta} r_0) + 0,25 \frac{40 \alpha Q_{\kappa}^3}{s^{2,5}} S \left(1 + \frac{1}{N_{\theta}^2} \right) \right],$$

где Q_{κ} — дебет воздуха на крыле шахтного поля в $m^3/\text{сек}$, проходящего по вентиляционному штреку на фланг. Полагая сечение откаточного и вентиляционного штреков равными (полевые), получим окончательное выражение удельных затрат на поддержание и проветривание групповых штреков:

$$m_{15} = \frac{1}{A} \left[r_{\theta} + 0,5 N_{\theta} r_0 + \frac{40 \alpha Q_{\kappa}^3}{s^{2,5}} \left(\frac{1 + N_{\theta}^2}{2 N_{\theta}^2} \right) \right] S. \quad (17)$$

Ремонт основных фондов и содержание условно-постоянного штата трудящихся поверхности в период освоения проектной мощности шахты составит расход на 1 m угля:

$$m_{16} = \frac{10^6 \tau (R + F)}{\Sigma pch} \cdot \frac{1}{MS}, \quad (18)$$

где F — стоимость содержания „поверхности“ и R — стоимость ремонта основных производственных фондов шахты устанавливаем зависимо от мощности шахты в следующем размере:

Мощность шахты, млн. m /год	0,6	1,2	1,8	2,4
$F + R$, млн. руб./год	7,14	10,9	12,56	15,34

Потери угля в охранных целиках обусловят затраты:

$$m_{17} = \frac{\lambda (50 - u)}{ch} \cdot \frac{1}{M} + \frac{100 \lambda}{c} \cdot \frac{1}{S} + \frac{\lambda u}{ch}. \quad (19)$$

После суммирования формул (4—19) получим уже известное в литературе [3] алгебраическое выражение себестоимости добычи угля как функцию размеров шахтного поля M и S :

$$a = \Sigma m_i = C_1 + C_2 S + \frac{C_3}{S} + \frac{C_4}{MS} + C_5 M + \frac{C_6}{M}, \quad (20)$$

где коэффициенты C_i для ранее избранных схем вскрытия и подготовки заданной свиты пластов определяются выражениями:

$$C_1 = 4,9 + 3 \cdot 10^6 : A + \frac{\Sigma K_n}{\Sigma pch} + \frac{m-1}{m} l_m q_m + 0,5 n l_k \varepsilon_k N_s N_k \frac{1+J}{j A} +$$

$$+ \frac{\lambda u}{ch} + \frac{N_s N_k \vartheta J x}{j A} \left[0,5(r_0 + r_s) + (m-1)r_n \right] + \varphi q_s x + (H_0 + 0,5h \sin \alpha) q_c.$$

Данный коэффициент C_1 рекомендуется устанавливать после определения размеров шахтного поля, а следовательно, параметров r , q .

$$\left. \begin{aligned} C_2 &= 0,25 q_u + (\varepsilon_s + N_s \varepsilon_0) : 2 A + \\ &+ \left[r_s + 0,5 N_s r_0 + \frac{40 \alpha Q_k^3}{s^{2,5}} \left(\frac{1 + N_s^2}{2 N_s^2} \right) \right] : A ; \\ C_3 &= \frac{100 \lambda}{c} + (10^6 f \tau_s + K_\partial + \Sigma K_c \sin \alpha) : \Sigma pch ; \\ C_4 &= [D + H_0 \Sigma K_c + 10^6 \tau (F + R)] : \Sigma pch ; \\ C_5 &= \frac{h}{2 A} \sin \alpha \varepsilon_c + 0,5 h \sin \alpha q_c ; \quad C_6 = \lambda (50 - u) : ch . \end{aligned} \right\} (20a)$$

Для того, чтобы воспользоваться формулами (20) и (20а), необходимо предварительно установить высоту этажа h , длину выемочного поля x , сроки развития горных работ τ_s и τ . Расчет таких параметров осуществляем методом вариантов, как это показано в таблице 2 для высоты этажа 120 м. Аналогично этому осуществляем расчеты и для других вариантов высоты этажа—60, 90 и 180 м. При этом используем данные таблицы 1, а также формулу мощности шахты

$$j A = N_s N_k \Sigma pch L J, \quad (21)$$

где величины A и h заданы в вариантном их значении. Тогда

$$J = \frac{j A}{N_s N_k \Sigma pch L}, \quad (22)$$

где j —коэффициент учета попутно добытого угля. Для шахт Кузбасса он может быть подсчитан по эмпирической формуле:

$$j = 0,94 - \frac{0,057}{A} \cdot 10^6$$

Т а б л и ц а 1

Технические параметры для условий решаемого примера

Величина	Ее размер	Величина	Ее размер	Величина	Ее размер
Σp	38,4 м/м	c	0,8	φ	0,2
ϑ	13	l_k	620 м	l_m	60 м
H_0	30 м	λ	0,8 руб./м		

Дистанцию ввода пластов в разработку определяем известным графическим методом [3]. Например, для того, чтобы ввести в разработку все пласты при высоте этажа 120 м необходима дистанция развития горных работ $B = 1610$ м; при высоте этажа 60 м — $B = 1030$, при высоте этажа 90 м — $B = 1440$ и высоте $h = 180$ м имеем $B = 1960$ м.

Задаваясь высотой этажа, мы тем самым предпреем не только коэффициент J , но и необходимый фронт работы

$$U = JB, \quad (23)$$

при котором обеспечивается одновременная разработка потребной (для той или иной мощности шахты) части вскрытых пластов.

Таблица 2 содержит 4 варианта вычислений, причем общее количество таких таблиц соответствует числу испытываемых высот этажа. Благодаря таким расчетам появляется возможность уже в ходе решения задачи о мощности шахты исследовать вопрос о высоте этажа, коэффициенте одновременности разработки пластов и протяжении фронта развития горных работ на этаже. Следовательно, при отыскании проектной мощности шахты будут определены рациональные размеры схемы подготовки, что и было оговорено как условие установления этой мощности.

При выявлении стоимостных параметров по данным Центргипрошахта [4], вовлекаемых в расчеты по формулам (20 а), необходимо предварительно устанавливать экономически наивыгодное сечение выработок. Это вполне возможно сделать, ибо мощность шахты задана вариантным значением.

Выявленные параметры схемы подготовки этажа по вариантам мощности шахты дают возможность воспользоваться формулой (20) и подсчитать себестоимость добычи, как показано графиками на рис. 6

Таблица 2

Параметры схемы подготовки выемочного поля при высоте этажа 120 м

Предмет расчета	Мощность шахты, млн. т/г			
	0,6	1,2	1,8	2,4
Среднее число подэтажей m	2,5	2,5	2,5	2,5
Коэффициент J для принятой высоты этажа	0,19	0,4	0,25	0,41
Фронт $U = JB$, достаточный для обеспечения добычи при заданных значениях J и h , м	306	645	400	660
Принятый фронт U по рис. 2, м	320	660	400	660
Число полей на длине U	1	2	1	2
Длина поля x , м	320	330	400	330
Период развития добычи на этаже $\tau_2 = JB:L$, лет	1,06	2,23	1,4	2,27
Опережение этажей во времени $U:L$, лет	нет	нет	1,4	2,27
Число одновременно разрабатываемых этажей	1	1	2	2
Период освоения проектной мощности шахты τ , лет	1,06	2,23	2,8	5,54

В основу построения графиков себестоимости добычи в зависимости от вариантов мощности шахты и высоты этажа берем оптимальные размеры шахтного поля, сведенные в таблицу 3.

Таблица 3

Оптимальные размеры шахтного поля по вариантам мощности шахты и высотам этажей, вычисленные математическим анализом функции себестоимости (20):

$$f(M, S) = a - C_1 = C_2 S + C_3 S + C_4 MS + C_5 M + C_6 M$$

Мощность шахты А (млн. т) в год	Высота этажа h (м)	Корни уравнений частных производных ($\frac{df}{ds} = 0$; $\frac{df}{dM} = 0$) как оптимальные размеры шахтного поля		Оптимальные промышленные запасы поля G млн. т
		число этажей M	длина поля S км	
0,6	60	6	2,08	29
	90	4	1,94	27
	120	3	1,82	25,4
	180	2	1,72	23,7
1,2	60	9	3,33	69,5
	90	6	3,03	63
	120	4,5	2,76	57
	180	3	2,58	53,5
1,8	60	10	3,37	78
	90	6,65	3,16	73
	120	5	3	69
	180	3,3	2,76	63
2,4	60	12,4	4	115
	90	8,4	3,76	100
	120	6,2	3,48	100
	180	4	3,25	89

Из данных рис. 6 можно видеть, что за счет изменения высоты этажа при постоянной мощности шахты себестоимость существенно меняется. Если изменять мощность шахты и высоту этажа, то себестоимость может вырасти на 50% относительно выявленного ее минимума в ряду исследованных вариантов.

Далее назначаем высоту этажа для каждой мощности шахты с учетом горнотехнических возможностей и условий безопасности, применяемых систем разработки и относительной экономичности каждой высоты этажа.

Например, для мощности шахты 2,4 млн. т/год высота этажа 60 и 90 м отрицаются не только из-за высокой себестоимости, но и в связи с превышением потребного времени на подготовку последующего выемочного поля относительно периода отработки предыдущего.

Высота этажа 120 м также отпадает, ибо присущая ей себестоимость продолжает быть относительно высокой. Однако и высоту этажа 180 м нельзя принять, так как тогда создадутся опасные условия перемещения людей, доставки леса и проветривания четырех подэтажей; возникает чрезмерное измельчение угля, что не может не снизить его товарную ценность. Высота этажа в 180 м для крутопадающих пластов практикой достаточно не апробирована; имеется небольшой опыт работы с высотой этажа в 150 м на шахтах Кузбасса и Рура.

Остается принять высоту этажа в диапазоне от 120 до 180 м, где заключено единственное ее значение, равное трем оптимальным длинам лав крутого падения плюс конструктивные размеры целиков, а всего $40,3 + 25 = 145$ м. Для этой высоты этажа выбираем соответствующую по графику на рис. 6 себестоимость добычи угля, оказавшуюся равной 16,2 руб./т, что только на 7% отличается от себестоимости, присущей высоте этажа 180 м. Как видим, решающее значение при уточнении высоты этажа оказала оптимальная длина лавы и требование о целом числе подэтажей. Аналогичным путем анализируем высоту этажа для других вариантов и устанавливаем, что оптимальная высота этажа оказывается единой для мощности шахты от 0,6 до 2,4 млн т/год и равной 145 м.

Располагая высотой этажа, выбираем по графикам на рис. 6 размер себестоимости добычи 1 т угля для каждого варианта мощности шахты. Эту себестоимость подставляем в формулу (1) и получаем следующие уравнения:

$$17,5 = E_1 + 0,6 E_2 + \frac{E_3}{0,6}; \quad 16,4 = E_1 + 1,2 E_2 + \frac{E_3}{1,2};$$

$$15,6 = E_1 + 1,8 E_2 + \frac{E_3}{1,8}; \quad 16,2 = E_1 + 2,4 E_2 + \frac{E_3}{2,4}.$$

Данную систему уравнений решаем способом наименьших квадратов и получаем числовые значения коэффициентов: $E_1 = 13,35$, $E_2 = 0,763$; $E_3 = 2,263$. Тогда искомая функция себестоимости (1) будет:

$$a = 13,35 + 0,763 A + \frac{2,263}{A}. \quad (24)$$

Оптимальная мощность шахты определится из условия:

$$\frac{da}{dA} = E_2 - \frac{E_3}{A^2} = 0 \quad \text{или} \quad A_{of} = \sqrt{\frac{E_3}{E_2}} = 1,71 \text{ млн т/год.} \quad (25)$$

Оптимальная мощность шахты в отношении доходности от ее деятельности

Основная часть амортизационных отчислений расходуется на капитальный ремонт основных фондов. Только 25% [7,246] суммы

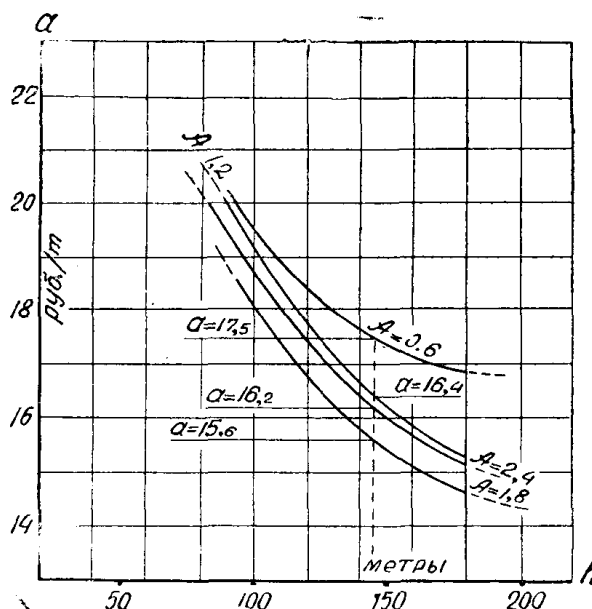


Рис. 6. Изменения себестоимости угля по вариантам высоты этажа

амортизации, так называемая сумма реновации, поступает в Промышленный банк как возврат первоначальных капитальных вложений. По этой причине полнота погашения стоимости основных фондов зависит от срока службы шахты в том или ином варианте ее мощности.

Как известно, калькуляцию проектной себестоимости добычи в любом техническом проекте шахты осуществляют с учетом определенных среднепрогрессивных норм амортизации по ведомству и видам фондов. Поэтому систематический перенос стоимости фондов на продукцию не может восстановить на 100% первоначальную их стоимость, если срок службы шахты для этой цели избран недостаточным.

Тогда оставшаяся часть стоимости фондов составит „убыток“ ведомства и разовый расход общества, вызванный предусмотренной по проекту ликвидацией шахты после выемки запасов горного отвода.

Жилищный фонд может быть реализован, но по восстановительной стоимости, что тоже соответственно увеличит убыток. Особенности размещения шахтных поселков таковы, что нельзя без учета их правильно решать вопросы эффективности капитальных вложений в шахтное строительство.

Если за срок службы шахты создан некоторый национальный доход W , то названный „убыток“ Ω следует вычесть из суммы дохода. Тогда капитальные вложения сполна будут учтены в статье расходов общества при разработке запасов данного горного отвода, как это принято при выявлении себестоимости, например, по формуле (4). Предлагаемый вычет „убытка“ из суммы национального дохода позволит уловить чистый доход от деятельности шахты как социалистического предприятия. Размер такого чистого дохода покажет относительную эффективность изучаемых в проекте вариантов мощности шахты. Заметим, что здесь речь идет об убыточности тех вариантов, которые характеризуются мощностью шахты большего или меньшего размера, чем в оптимальном и до решения задачи неизвестном варианте. Характерно, что такая оптимальная мощность шахты для любого месторождения будет иметь место. Это происходит в силу того, что каждому проектному варианту свойственен индивидуальный срок службы шахты. Именно это обстоятельство при существующем порядке начисления амортизации (по отраслевой единой норме для каждого вида фондов) обусловит разную степень полноты погашения основных фондов.

По решению Правительства Госплан СССР может пересмотреть нормы амортизации, однако сам принцип единых отраслевых норм погашения отдельных видов фондов народного хозяйства остается неизменным, так как он отвечает сущности социалистического планирования. Поэтому предложение [8; 9] вычислять норму амортизации путем деления стоимости основных фондов на проектный срок службы шахты ничего общего с плановым ведением хозяйства не имеет и внесло бы в это дело элемент субъективности проектировщиков, которые не компетентны решать коренные вопросы развития социалистической промышленности, в том числе проблему учета, планирования и взимания суммы реновации.

Академик С. Г. Струмилин [5] показал возможность достичь в проекте максимальный чистый доход предприятия в зависимости от его мощности.

Применительно к угольным шахтам проведенные исследования [1] позволяют сделать следующее общее заключение.

При увеличении мощности шахты до некоторого предела срок ее службы уменьшается, а чистый доход увеличивается. При даль-

нейшем увеличении мощности как срок службы, так и чистый доход, отнесенный на 1 *m* запасов угля, существенно падают. Поэтому в целях экономии общественного труда при строительстве и эксплуатации суммарно необходимо назначать в проекте такую мощность шахты, которая бы обеспечила максимальный ее доход как социалистического предприятия.

Но вычисление дохода не вскрывает целесообразности вариантов в отношении всех затрат в сфере производства. Например, оплата вспомогательных рабочих, административно-управленческие расходы, капитальный ремонт основных фондов и пр. занимают разную долю в себестоимости продукции зависимо от мощности шахты; тем самым обуславливается разный уровень этой себестоимости по вариантам. Перерасход или экономия этих затрат сферы производства при расчете дохода не обнаруживается. Значит, отдельно взятый принцип максимального дохода не способен выявить целесообразного варианта мощности шахты.

С другой стороны, принцип достижения минимальной себестоимости тоже недостаточен, ибо не учитывает эффективности капитальных вложений и ограничивается сферой текущего производства. В этом случае в погоне за незначительным снижением себестоимости добычи могут возникнуть гигантские первоначальные капитальные вложения, не могущие быть эффективно использованными в расчетный срок службы шахты.

Только путем двойного расчета (чистого дохода — w и себестоимости — a) можно найти правильную проектную мощность шахты.

Расчет величины дохода w осуществляем для каждого варианта мощности шахты на следующих основаниях.

В основу ценообразования, как главные слагаемые, ложатся материальные затраты — M_3 , затраты на оплату живого труда — T и плановые накопления — H . При этом сумма планового накопления и стоимость живого труда образуют национальный доход — W , 75% которого, как сказано в отчетном докладе ЦК КПСС на XX съезде партии, идет на удовлетворение личных потребностей населения.

Таким образом, стоимости обращающиеся в производстве и окупаемые в процессе производства, находятся в определенных связях, которые иллюстрированы диаграммой на рис. 7.

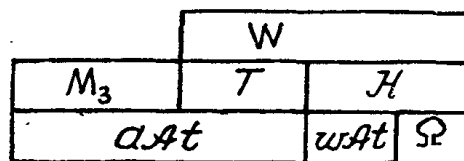


Рис. 7. Схема образования дохода

На этой диаграмме обращает внимание величина „убытка“ Q' , возникающая на предприятиях типа угольной шахты по вышеизложенным причинам. Найдем размер стоимости Q' , оказавшейся не погашенной в обычном порядке амортизации, а потому и подлежащей вычету из суммы накопления H .

Различают первоначальную стоимость и стоимость фондов с износом. Стоимость с износом есть первоначальная стоимость минус сумма амортизации за учитываемый срок плюс стоимость капитального ремонта за тот же срок. На основе этих понятий можно утверждать, что в условиях, когда срок службы недостаточен, возникает разовая утрата неликвидной части основных фондов и их стоимости с учетом износа, которую (утрату) логично при сравнительной оценке

вариантов вычесть из накоплений и тем самым обнаружить чистый доход шахты по тому или иному варианту ее мощности.

Основные фонды шахты разделим на четыре категории: здания и сооружения, горные выработки вскрытия—стволы и околоствольные дворы, машины и оборудование, жилищный поселок [7,233].

Систематический капитальный ремонт оборудования обеспечивает на момент ликвидации шахты его рабочее состояние. Потому оно может и должно быть демонтировано и реализовано. При этой реализации стоимость демонтажа составит некоторую сумму P , которую следует вычесть из накоплений шахты.

Жилищный поселок шахты первоначальной стоимостью $K_{жс}$, просуществовавший срок службы шахты t , так же будет реализован по восстановительной его стоимости, которую академик С. Г. Струмилин [5] определяет по формуле:

$$\frac{K_{жс}}{(1 + \delta)^t}, \quad (26)$$

где δ — среднегодовой процент повышения производительности труда в строительной промышленности (в долях единицы).

Здания и сооружения первоначальной стоимостью K_c утрачиваются по полной их стоимости с учетом износа. Это составит „убыток“ от ликвидации шахты в сумме:

$$K_c [1 + (p - n) t], \quad (27)$$

где p — нормируемый годовой процент (в долях единицы) на капитальный ремонт, n — годовой процент амортизации данной группы сооружений.

Стоимость с износом горных выработок вскрытия определяется так. Полная стоимость выработок по всем этажам будет:

$$MK_s = M (\Sigma K_c h \sin \alpha + K_\partial).$$

Капитальный ремонт их за весь срок службы шахты:

$$pt_s K_s + 2 pt_s K_s + 3 pt_s K_s \dots + M pt_s K_s = 0,5 pt (M + 1) K_s,$$

где t_s — срок службы этажа.

Амортизационные отчисления за период работы шахты:

$$nt_s K_s + 2 nt_s K_s + \dots + M nt_s K_s = 0,5 nt (M + 1) K_s,$$

где K_s — стоимость капитальных выработок по вскрытию горизонта. Тогда стоимость горных работ с учетом износа будет:

$$MK_s + 0,5 pt (M + 1) K_s - 0,5 nt (M + 1) K_s. \quad (28)$$

По изложенным соображениям общие утраты стоимости основных фондов будут:

$$\begin{aligned} \Omega = & K_{жс} + pt K_{жс} - nt K_{жс} - \frac{K_{жс}}{(1 + \delta)^t} + \left[M + 0,5 (p - n) (M + 1) t \right] K_s + \\ & + \left[1 + (p - n) \right] K_c + P; \\ \Omega = & \left[1 + (p - n) t - \frac{1}{(1 + \delta)^t} \right] K_{жс} + \left[M + 0,5 (p - n) (M + 1) t \right] K_s + \end{aligned}$$

$$+ \left[1 + (p - n)t \right] K_c + \eta K_m, \quad (29)$$

где $P = \eta K_m$, K_m — первоначальная стоимость машин и оборудования; η — коэффициент учета стоимости демонтажа.

Каждому варианту мощности шахты присущи свои срок службы и первоначальные размеры основных фондов. Поэтому величина Ω по вариантам может существенно меняться, как это видно из данных таблицы 4. При составлении таблицы 4 были приняты $p = 3,1\%$; $n = 4,2\%$; $\eta = 15\%$.

По отчетным данным 1955 года [6] в угольной промышленности СССР заработная плата T составила 57,2% национального дохода, а сумма фондов общественного потребления и накопления составила 42,8% национального дохода W .

При производственном проектировании необходимо данное соотношение брать по дифференцированной норме накопления в конкретной отрасли хозяйства. Учитывая методические цели настоящей статьи и относительную оценку вариантов мощности шахты, как это показано в заключительной строке таблицы 5, для угольной шахты выявленное выше соотношение $H : T = 1/3$ принимается ориентировочно по среднему уровню. Годовой фонд заработной платы персонала шахты является функцией ее мощности. Эта функция по данным производственной статистики может быть выражена [1], например, для шахт Кузбасса формулой:

$$C = 700 \log(1 + 0,1 A). \quad (30)$$

Тогда

$$H = \frac{Ct}{3} \quad \text{или} \quad w = \frac{H - \Omega}{G} = \left(\frac{Ct}{3} - \Omega \right) \frac{1}{G}. \quad (31)$$

Подставим в формулу (31) значение C , t и Ω для исследуемых вариантов мощности шахты и получим размер дохода, как показано в таблице 5. Имея четыре пары значений w , A и рассматривая их координатами некоторой функции $w = F(A)$, найдем формулу сглаживающей кривой способом наименьших квадратов:

$$w = 5,49 + \frac{6,2}{A} - \frac{2,68}{A^2}. \quad (32)$$

Оптимальная мощность шахты в отношении ее доходности будет:

$$\frac{dw}{dA} = -\frac{6,2}{A_{oF}^2} + \frac{2 \cdot 2,68}{A_{oF}^3} = 0 \quad \text{или} \quad A_{oF} = \frac{5,36}{6,2} = 0,87 \text{ млн. } m/г.$$

Проектная мощность шахты, удовлетворяющая совокупным требованиям

Итак, для условий решаемого примера были выявлены функции (24 и 32), графики которых представлены на рис. 8. Область экстре-

мума этих функций отличается незначительным изменением ординат при существенном увеличении или уменьшении абсцисс. Однако при значительном удалении от экстремальных значений мощности шахты себестоимость резко возрастает, а доход снижается. Особенностью выявленных функций являются также их разные точки экстремума. Минимальная себестоимость достигается при мощности шахты $A_{of} = 1,71$ млн.т/год, а максимальный удельный доход при $A_{of} = 0,87$ млн.т/год.

Эта разница в экстремумах включает в себе указание по выбору мощности шахты.

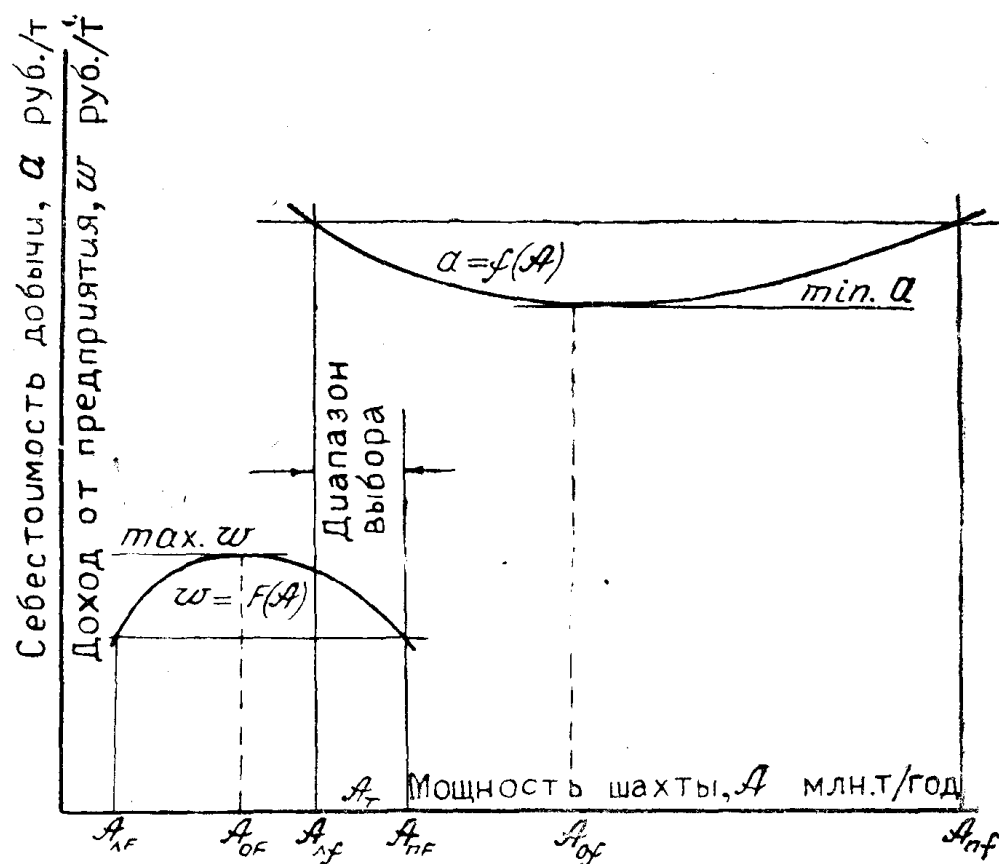


Рис. 8. Диапазон выбора проектной мощности шахты

Полагая допустимым отклонение проектной себестоимости от минимального ее значения на 10%, найдем границы диапазона оптимальных значений мощности шахты по формулам [1] А. П. Судоплатова:

$$A_{лф} = (1 + \Delta - \sqrt{2\Delta + \Delta^2}) A_{of} = 0,64 A_{of} = 0,64 \cdot 1,71 = 1,09 \text{ млн т/год};$$

$$A_{пф} = (1 + \Delta + \sqrt{2\Delta + \Delta^2}) A_{of} = 1,56 A_{of} = 1,56 \cdot 1,71 = 2,66 \text{ млн т/год},$$

где $\Delta = 0,1$ — погрешность калькуляции себестоимости.

Границы диапазона значений мощности шахты оптимальных в отношении дохода найдем следующим путем. Обозначим $1/A = Z$. Тогда выражение (32) получит вид: $w = d_1 + d_2 Z - d_3 Z^2$;

$$\frac{dw}{dZ} = d_2 - 2d_3 Z = 0; \quad Z_0 = \frac{d_2}{2d_3}.$$

Таблица 4

Расчет величины утрачиваемой стоимости основных фондов

(млн. руб.)

Предмет расчета	Мощность шахты, млн. т/год			
	0,6	1,2	1,8	2,4
Стоимость зданий и сооружений, K_c	19,5	30,1	40,7	51,3
Стоимость оборудования K_m	20,6	35	45,8	54
Стоимость жилищного поселка $K_{жс}$	18	36	54	72
Срок службы шахты, лет; t	40	47	37	37
Коэффициент для восстановительной стоимости $(1+\delta)^t$ при $\delta=0,05$	8	9,8	6,1	6,1
$1:(1+\delta)^t$	0,13	0,11	0,16	0,16
$1+(p-n)t$	0,516	0,483	0,593	0,593
$1+(p-n)t-1:(1+\delta)^t$	0,386	0,373	0,433	0,433
Утрачиваемая стоимость по жилищному поселку, млн. руб.	7	13,14	23,4	31,2
То же по зданиям и сооружениям	10,1	14,5	24,1	30,4
Стоимость демонтажа, млн. руб.	3,1	5,1	6,9	8,1
Утрачиваемая стоимость по горным выработкам вскры- тия, млн. руб.	11,3	19,5	24,5	41,5
Всего утрачиваемая стоимость основных фондов, Ω	31,5	52,7	78,9	111,5

Таблица 5

Размер дохода по вариантам мощности шахты

Мощность шахты A , млн. т/год	0,6	1,2	1,8	2,4
Годовой фонд заработной платы C , млн. руб.	17,7	34,4	50,33	65,38
Срок службы шахты t , лет	40	47	37	37
Утраченные капитальные вложения Ω , млн. руб.	31,5	52,7	78,9	111,5
Промышленные запасы G , млн. т	24	55,5	66,5	91
Чистый доход шахты на 1 т угля, w , руб./т	8,4	8,8	8,1	7,6
То же в процентах	111	116	107	100

Максимальный доход будет равен при величине Z_0 :

$$w_0 = d_1 + \frac{d_2^2}{4d_3}.$$

Переменная часть дохода $\frac{d_2^2}{4d_3}$, зависящая от A , может быть допустимо уменьшена до величины

$$(1 - \Delta) \frac{d_2^2}{4d_3},$$

где Δ —погрешность ее калькуляции. Такое допущение обусловит возникновение области оптимальных значений величины Z , а следовательно, и A . В этой области все ординаты от w_0 до $(1 - \Delta) \frac{d_2^2}{4d_3}$ приемлемы. На этом основании пишем:

$$d_2 Z - d_3 Z^2 = (1 - \Delta) \frac{d_2^2}{4d_3}.$$

После преобразования данного выражения получим:

$$Z^2 - \frac{d_2}{d_3} Z + (1 - \Delta) \frac{d_2^2}{4d_3^2} = 0.$$

Корни такого уравнения представят правую и левую границы области изменения вспомогательной величины Z ;

$$\frac{1}{A_{nF}} = \frac{1 - \sqrt{\Delta}}{A_{oF}} \quad \text{или} \quad A_{nF} = \frac{A_{oF}}{1 - \sqrt{\Delta}} = \frac{0,87}{0,68} = 1,27 \text{ млн. } m/\text{год};$$

$$\frac{1}{A_{aF}} = \frac{1 + \sqrt{\Delta}}{A_{oF}} \quad \text{или} \quad A_{aF} = \frac{A_{oF}}{1 + \sqrt{\Delta}} = \frac{0,87}{1,31} = 0,66 \text{ млн. } m/\text{год}.$$

Исходя из принятого понятия правильной проектной мощности шахты, необходимо назначать такую типовую мощность A_T , которая заключена между значениями $A_{aF} = 1,09$ и $A_{nF} = 1,27$ млн. $m/\text{год}$, как это показано на рис. 8. В этом диапазоне заключена одна типовая мощность 1,2 млн $m/\text{год}$, для которой в ходе расчетов были выявлены следующие технические показатели: $h = 145$ м, $N_s = 1$, $m = 3$, $U = 625$ м, $J = 0,33$, $M = 4$, $S = 2500$ м, $G = 55,5$ млн. m , $t = 47$ лет.

В послевоенные годы средняя мощность запроектированных шахт в Кузбассе составляет величину 1,3 млн. $m/\text{год}$ и колеблется так:

шахты мощностью	0,6 — 0,9 млн $m/\text{год}$	составляют	26 ⁰ / ₀ ;
"	1,2 — 1,5	"	53 ⁰ / ₀ ;
"	1,8 — 2,4	"	24 ⁰ / ₀ .

Таким образом, тип шахты, установленный в решаемом примере, достаточно согласуется с данными производства.

ЛИТЕРАТУРА

1. Капустин Н. Г. К вопросу о годовой производительности угольной шахты для участка с ограниченными запасами, Известия Томского политехнического ин-та, т. 84, 1956.
2. Попов А. С. Основные положения метода установления годовой производи-

тельности каменноугольной шахты и размеров ее поля, Известия АН Каз. ССР, № 100, 1951.

3. Шевяков Л. Д. Основы теории проектирования угольных шахт, УТИ, 1950.

4. Сборник стоимостных параметров для шахт с пологопадающими пластами в условиях Донецкого бассейна, Издание Центргипрошахта, 1954.

5. Струмилин С. Г. Фактор времени в проектировании капитальных вложений, Известия АН СССР, отд. экономики, № 3, 1946.

6. Струмилин С. Г. Закон стоимости и измерение общественных издержек производства в социалистическом хозяйстве, Плановое хозяйство № 2, 1957.

7. Кабатянский Х. С. Основные вопросы горной статистики, УТИ, 1953.

8. Голомолзин В. К вопросу о наивыгоднейшей производительности и сроке службы шахт Подмосковского бассейна, Уголь № 11, 1956.

9. Котов В. Об определении себестоимости добычи угля в проектах строительства угольных шахт, Уголь № 1, 1957.
