АКАДЕМИЯ НАУК СССР
ИНСТИТУТ
ПРОБЛЕМ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР

ИНСТРУКЦИЯ

ПО НАУЧНО - ТЕОРЕТИЧЕСКОМУ ОБОСНОВАНИЮ ОПТИМАЛЬНОГО ТИПОРАЗМЕРА ПРОЕКТИРУЕМОЙ ШАХТЫ

МОСКВА 1979

gost.e-ecolog.ru

А К А Д Е М И Я Н А У К С С С Р
ИНСТИТУТ ПРОБЛЕМ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР

И Н С Т Р У К Ц И Я

ПО НАУЧНО-ТЕОРЕТИЧЕСКОМУ ОБОСНОВАНИЮ ОПТИМАЛЬНОГО ТИПОРАЗМЕРА ПРОЕКТИРУЕМОЙ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

(первая редакция)

Москва 1979

УДК 622.00I.5 : (222+234)

АННОТАЦИЯ

Настоящая инструкция является методическим пособием по аналитическому конструированию типоразмера угольной шахты в предпроектной фазе. В ней содержатся расчетные системы для оптимизации проектных решений по мощности шахты в условиях месторождений как ограниченных, так и неограниченных запасов.

Расчеты базируются на отраслевых статистиках и нормативных материалах. Специальный раздел посвящен теории распознавания предпочтительного технологического образа (топологии) сети выработок шахты.

Работа выполнена Институтом проблем комплексного освоения недр АН СССР и разработана доктором технических наук Капустиным Н.Г. (ответственный за выпуск), кандидатом технических наук Корягиным В.Ф., младшим научным сотрудником Парниковым А.С. и доцентом Академии народного хозяйства СССР Капустиным С.Н. Инструкция предназначена для использования в горно-технологических проектных институтах и может быть полезной как учебное пособие в системе курсов повышения квалификации горных инженеров.

Иллюстр. - 8, табл. - I9, библиогр. - I8.

I. ПРЕДИСЛОВИЕ

Проектное обеспечение строительства угольных предприятий имеет решающее значение в планировании капиталовложений и техническом перевооружении угольной промышленности.

Меры по повышению эффективности угольного производства, как известно, состоят в том, чтобы достигать значительного прироста продукции при меньших удельных капиталовложениях, максимальной фондоотдаче и неуклонном снижении общественно необходимых затрат на I т добытого топлива. Эти цели постоянно находятся в центре внимания горных инженеров - ученых и проектировщиков, деятельность которых характеризуется периодами.

Период 1903-1960 гг. составляет начальную фазу развития аналитических методов в горном деле и характеризуется как императивное расчленение шахты на ее локальные подсистемы с раздельно-последовательной оптимизацией: длины лавы, расстояния между промежуточными квершлагами, высоты этажа, размеров шахтного поля, мощности шахты и других подсистем и параметров.

В последующие годы классическая локальная стратегия оптимизации технологических звеньев шахты была замещена разработкой глобальных экономико-математических моделей (ЭММ), то есть способом описания шахты без раскрытия причинно-следственных связей параметров и последствий этих связей в проблеме формирования типоразмера предприятия.

Все минувшие периоды развития аналитических методов проектирования шахт характерны тем, что ЭММ шахты формируется в условиях предпосланной топологии сети выработок - некоторой идеи деления шахтного поля на главные части, порядка отработки этих частей и способа их вскрытия. По уровню финальной оценки ЭММ проектный институт назначает один вариант шахты, называя его оптимальным, хотя он столь же субъективен, как и сама идея топологии сети выработок, экспертно назначенная в качестве структуры ЭММ.

Создавшееся положение объясняется тем, что до сего времени технологическую схему шахты, как логическое качественное поня-

тие (категорию) не представлялось возможным отобразить математической моделью, в результате реализации которой из множества шахтовариантов можно было бы выбрать действительно экономически наивыгодное проектное решение.

В глобальной ЭММ столь же необоснованно решается вопрос о мощности шахты как равнодействующего, функционально связанного параметра, поставленного в зависимость от других проектных характеристик вида: длина лавы и их число, вид крепления и площади сечения выработок, размеры панели или высота этажа, их число и т.д.; а между тем все они видоизменяются через 1-2-5 лет против 25-40 лет функционирования шахты со стартовой проектной мощностью.

Л.Д.Шевяков говорил по поводу проектного обоснования мощности шахты: "Главное заключается в том, что при формировании единого целевого функционала приходится громоздить одно допущение на другие, и тогда выходные данные становятся малонадежными (Известия АН СССР, 1950 г., № 7, стр. 1039)". Так глобальная ЭММ оказалась несостоятельной в решении проблемы предпроектного установления типоразмера угольной шахты.

Анализ успехов и неудач широкого внедрения ЭВМ и их математического обеспечения для решения горнотехнологических проектных задач определенно показывает необходимость некоторого возврата к концепции Л.Д.Шевякова, характеризуемой последовательной оптимизацией технологических подсистем шахты в порядке нарастания их значимости и срока службы.

Настоящая инструкция является системно-последовательным изложением научно-теоретических основ практического решения проблемы установления оптимального типоразмера угольной шахты, в том числе основополагающих проектных решений:

мощности шахты в условиях месторождения с ограниченными запасами;

комплексной оптимизации мощности шахты и размеров ее горного отвода;

предпроектного распознавания предпочтительного технологического образа шахты.

Предпроектное установление мощности шахты осуществлено на новом методическом принципе, дающем не только минимум приведенных затрат, но и высшую кадастровую оценку запасам данного месторождения.

В основу инструкции положены результаты выполненной в 1976–78 гг. группой ученых института специальной госбюджетной темы НИР с государственным регистрационным № 76034676, а также протоколы и постановления ряда технических совещаний в системе В/О "Союзшахтопроект", апробировавших основные положения настоящей инструкции.

Инструкция базируется в важных ее частях на действующих угольно-отраслевых инструкциях в областях: определения экономической эффективности капитальных вложений (ЦНИЭИуголь); идентификации технологических схем угольных шахт (ИГД им.А.А.Скочинского); типовых технологических схем вскрытия, подготовки и систем разработки (Минуглепрома СССР); используются статистики и статистические модели проектных институтов (В/О "Союзшахтопроекта") и другие отраслевые материалы, а также результаты защищенных в последние 8 лет 10 докторских и 25 кандидатских диссертаций на темы, сопряженные с проблемой установления оптимального типоразмера угольных шахт.

Инструкция разработана группой ученых под руководством докт.техн.наук Н.Г.Капустина с участием В.Ф.Корягина, А.С.Паринова и других при совещательных контактах с ведущими проектировщиками угольной промышленности (Крыловым В.Ф., Крыловым Н.А., Кузнецовым К.К., Захаровым А.В., Еремеевым В.М., Митейко А.И., Петренко Е.В., Домащенковым А.Н., Денщиковым Н.А., Пиричем Т.И. и др.) и предназначается в качестве методического пособия в практической работе горных проектировщиков всех угольных бассейнов страны, а также может быть учебным пособием при подготовке горных инженеров и повышении их квалификации.

ИПКОН АН СССР, как издатель настоящей инструкции с ограниченным тиражом, рассматривает ее временной (первой редакцией) и выражает надежду на получение откликов о практике ее применения.

Институт ставит задачей подготовку второй редакции "Инструкции" с учетом поступивших отзывов, что позволит ее усовершенствовать, согласовать с Министерством угольной промышленности СССР и тиражировать в издательстве "Наука".

Директор Института проблем
комплексного освоения недр

академик Н.В.Мельников

2. ПРОЕКТНАЯ ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ШАХТЫ-НОВОСТРОЙКИ В УСЛОВИЯХ ГОРНОГО ОТВОДА ЗАДАННОГО РАЗМЕРА

2.I. Бинарный критерий предпроектного установления мощности шахты (концептуальная модель)

В настоящей инструкции разработан и апробирован новый бинарный критерий установления проектной мощности шахты, который формулируется так: экономически наивыгодной проектной мощностью шахты является такое её типовое значение, которое обеспечивает наименьшие "приведенные затраты" на добычу I т угля при высшей рентной отдаче фондов и самого месторождения.

Математическая постановка такой задачи иллюстрируется на рис.I и предусматривает использование многофакторных статистических моделей как элементов себестоимости, так и капитальных вложений, разработанных институтом "Ростовгипрошахт" / I / по структуре сводной сметы технического проекта шахты (СФР), составленной в соответствии с основными горнотехническими параметрами, варьируемыми с учетом передового опыта производства и рекомендаций научных разработок.

Результаты апробации дают возможность признать высокие доверительные качества корреляционных уравнений, разработанных "Ростовгипрошахтом" (см.приложение № I), которые принимаются в настоящей инструкции со следующим их развитием:

а) учетом прокатной оплаты и дисконтирования задействованных капитальных вложений на основании "Отраслевой инструкции" / 2 /. Для этой цели капитальные вложения дифференцируются по срокам их воспроизводства за период оптимизации $t = 40$ лет.

б) выявлением приведенных затрат также с учетом фактора времени / IO /;

в) оценкой рентной отдачи месторождения и задолженных производственных фондов.

Алгоритм реализации бинарного критерия поиска оптимальной проектной мощности предприятия далее раскрывается как цельная

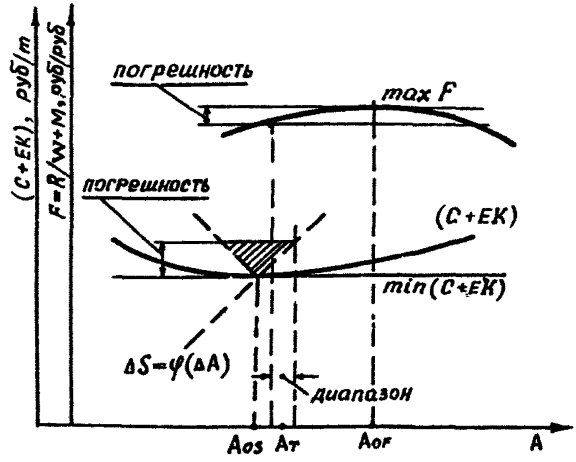


Рис. I. Математическая модель бинарного критерия

F - рентная отдача,

ΔS - приращения годовых затрат на прирост мощности (принцип М.И.Агошкова).

расчетная система опосредствованным путем - на численном иллюстративном примере в условиях шахты "Западная Донбасская № 34".

Участок шахты № 34 занимает по простиранию II,7 и по падению 2,7-5,0 км и имеет промышленные запасы I65 млн.т; количество пластов 8 при их мощности от 0,63 до I,I м. Мощность шахты оценивается в дискретных значениях I,5-4,5 млн.т/год с шагом варьирования 0,5 млн.т/год.

2.2. Расчет эксплуатационных затрат.

2.2.I. Заработная плата трудящихся шахты.

$$S_{зп} = A \cdot C_{зп} \cdot \int_{\tau}^{40} \frac{dt}{(1+\theta)^t} = \frac{A \cdot C_{зп}}{\ell n(1+\theta)} \cdot \left[\frac{1}{(1+\theta)^{\tau}} - \frac{1}{(1+\theta)^{40}} \right], \quad \text{руб, (I)}$$

где $C_{зп} = 305,428 \cdot П^{-0,947} \cdot А^{-0,073}$, руб/т в базовый год (по "Ростовгипрошахту");

τ – срок строительства шахты, лет;

θ – годовой тренд снижения заработной платы на I т добытого угля – 0,02;

$П$ – производительность труда рабочего по добыче, т/мес.;

А – годовая мощность шахты, тнс.т/год.

2.2.2. Расходы на энергию (дисконтированию не подлежат).

$$S_э = A \cdot (40 - \tau) \cdot C_э ,$$

где по "Ростовгипрошахту" (РГШ):

$$C_э = 0,0324 + 3,14 \cdot 10^{-4} \cdot H_I + 0,957 \cdot 10^{-3} \cdot Q + 3,306 \cdot 10^{-2} \cdot L_I , \quad (2)$$

где H_I – глубина вспомогательного ствола, м;

Q – количество подаваемого в шахту воздуха, $м^3$/сек;

L_I – максимальное расстояние доставки угля от забоя до ствола, км.

2.2.3. Расходы на топливо.

$$S_т = A \cdot C_т \int_{\tau}^{40} \frac{dt}{(1+\theta)^t} , \quad (3)$$

где по РГШ: $Ст = 0,0001 \cdot А^{0,6425} \cdot Q_т^{0,336} \cdot Q_п^{-0,160}$;

$\theta = 0,06$ – годовой тренд снижения стоимости I т топлива;

$Q_т$ – расход топлива на котельную, т/год;

$Q_п$ – расход пара, т/час.

2.2.4. Расходы на материалы.

$$S_м = A \cdot C_м \int_{\tau}^{40} \frac{dt}{(1+\theta)^t} , \quad (4)$$

где по РГШ:

$$C_м = 0,593 \cdot А^{-0,564} \cdot N_р^{0,461} \cdot L_{под}^{0,146} ;$$

$N_р$ – численность рабочих по добыче, чел.;

$L_{под}$ – протяженность поддерживаемых выработок, м;

ϑ – годовой тренд снижения стоимости материалов.

2.2.5. Прочие затраты (дисконтированию не подлежат).

$$S_{пр} = A \cdot (40 - T) \cdot C_{пр} \quad , \qquad (5)$$

где по РПШ:

$$C_{пр} = \left[\frac{(A \cdot C_1 + N_р \cdot C_2 + \beta \cdot C_3) \times 100}{100 - C_4} \right] : A .$$

C_1 – затраты, зависящие от мощности шахты, руб/1000 т;

C_2 – затраты, зависящие от численности трудящихся по добыче, руб./чел.;

C_3 – затраты, зависящие от стоимости основных фондов по оборудованию, руб./1000 руб.;

C_4 – условно-постоянные затраты в общей сумме прочих денежных расходов, %;

β – стоимость оборудования и монтажа, тыс.руб.

2.3. Оценка капиталовложений и расчет критерия приведенных затрат

Капитальные вложения (тыс.руб.) по моделям "Ростовгипрошахта" сводим в табл. I, где все объекты капиталовложений группируются по периодам их воспроизводства – 2,5,10,20 и Т (срок службы шахты) лет.

Расчетно-сметные капитальные вложения (табл.I) дисконтируем дифференцированно по группам воспроизводства при помощи оператора дисконтирования:

$$G_i = \frac{1 - (1 + \Theta)^{-nT}}{1 - (1 + \Theta)^{-T}} , \qquad (6)$$

где Т – периодичность воспроизводства, лет;

n – число повторений i-х фондов за срок оптимизации.

Прокатная оплата фондов учитывается по формуле

$$Э_т = 1{,}39 - 0{,}0145 \cdot T + 0{,}00233 \cdot T^2 . \qquad (7)$$

Для объектов со сроком воспроизводства 2 и 5 лет коэффициент $Э_т = 1$; для периодов воспроизводства 10, 20 лет $Э_т$ по формуле (7) приведен в табл.2.

Таблица I

Период воспроизводства, Т	Мощность шахты, млн.т/год						
	I,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5
$К_2$, при сроке 2 года, тыс.руб.	4I47	6967	I0425	I4550	I9200	24450	30I50
$К_5$, при сроке 5 лет, -"-	2508	3I73	3439	3920	4386	4776	5352
$К_{I0}$, при сроке I0 лет, -"-	I3008	I73II	20576	24386	28759	33II6	34946
$К_{20}$, при сроке 20 лет, -"-	965	I393	I895	3I29	3576	4588	5I85
$К_т$, на срок службы шахты, -"-	4I520	494I3	60235	66447	8I8I4	95699	I05354
Всего по СФР ТП	62I48	78258	96585	II2432	I37735	I63529	I80960
Число лет работы шахты	II0	82	66	55	47	4I	37
Период строительства и освоения τ, лет	7	8	9	II	I2	I4	I6

Таблица 2

Период воспроизводства, T	2	5	I0	20
Число повторений за срок оптимизации, n	20	8	4	2
Годовой тренд снижения капитальных затрат, θ . . .	0,05	0,05	0,08	0,08
$(I + \theta)^{-T}$	0,907	0,783	0,462	0,2I3
$(I + \theta)^{-40}$	0,I4	0,I4	0,046	0,046
G_i	9,052	3,98I	I,773	I,2I4
$\mathcal{J}_T$	I	I	I,623	2,032
$(G \cdot \mathcal{J}_T)_i$	9,052	3,98I	2,877	2,467

Ряд объектов шахты за срок оптимизации не имеет воспроизводства (надшахтные здания, АБК и другие), а поэтому их полная амортизационная сумма за срок t (оптимизации) $\leq T$ определится из выражения, вывод которого рассмотрен в приложении № 2 (формула 5):

$$K \cdot \left[\frac{t}{T_ш} + \frac{0{,}0145 \cdot t^2}{T_ш} + 0{,}39 + 0{,}007 \cdot t^2 - \frac{0{,}00467\, t^3}{T_ш} - 0{,}029 \cdot t \right] = K \cdot \mathcal{J}_t \,, \quad (8)$$

где $T_ш$ – период полного погашения как срок службы шахты.

Формула (8) для объектов без воспроизводства с учетом вариантных сроков службы предприятия ($T_ш$) дает дискретный ряд значений оператора $\mathcal{J}_t$ (табл.3) при сроке оптимизации t =40лет:

Таблица 3

$T_ш$ (вариант)	II0	82	66	55	47	4I	37
$\mathcal{J}_t$	8,287	7,556	6,859	6,I45	5,4I6	4,682	4,040

Данные табл.I с учетом операторов J_T , G (табл.2), J_G (табл.3) позволяют найти динамическую оценку капиталовложений в шахту по формуле

$$K_ш(t) = \sum (K \cdot J_T \cdot G)_i + K \cdot J_G \quad . \qquad (9)$$

Сумму эксплуатационных затрат и динамической оценки капиталовложений в строительство шахты по формуле

$$\sum_1^6 S = S_{зп} + S_э + S_т + S_м + S_{пр} + K_ш(t) \qquad (10)$$

соотносим с промышленными запасами $Z_i = A_i(40-\tau)$, вырабатываемыми за срок $(40-\tau)$ лет, как это показано в табл.4.

Выходные дискретные данные табл.4 в последующем будут использованы для формирования аналитической функции типа $\Sigma S : Z = (C + EK) = \varphi(A)$.

2.4. Расчет рентной отдачи месторождения и производственных фондов

$$F = \frac{A(z-\alpha c)}{W+M}\left[\beta(40-\tau) + (1-\beta)\cdot\int_{\tau}^{40}\frac{dt}{(1+E_{нп})^t}\right], \text{ руб/руб}, \qquad (11)$$

где F – рентная отдача в качестве критерия поиска оптимальной годовой мощности шахты (А);

z – замыкающие затраты на тонну условного топлива либо ввозимого в определенный географический округ и конкурирующего с углями проектируемой шахты, либо по группе замыкающих шахт того же геолого-промышленного района. Далее принимаются 19 руб/т. ут. / 6 /;

$C = \varphi(A)$ – себестоимость (руб./т) добычи угля в качестве функции нагрузки на горный отвод проектируемой шахты (по товарному углю);

α – коэффициент адаптации товарного угля к условному топливу;

$(z-\alpha c)$ – оценка дифференциальной горной ренты, руб/т.ут;

β – доля ренты II рода, порождаемой техническим прогрессом технологии, организации производства и нарастающими темпами комплексной механизации, автоматизации. Поскольку факторы ренты II рода воздействуют на результаты функционирования шахт в условиях лучших и худших месторождений равнотождественно, то рента II рода не подлежит дисконтированию;

Таблица 4

Динамическая оценка капиталовложений (млн.руб.)

Группа факторов с периодом T	Варианты мощности шахты, млн.т/год						
	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5
I	2	3	4	5	6	7	8
	А. Динамическая оценка капиталовложений						
2 года	37,539	63,065	94,367	I3I,706	I73,798	22I,32I	272,9I8
5 лет	9,984	I2,632	I3,690	I5,605	I7,460	I9,0I3	2I,306
I0 лет	37,424	49,804	59,I97	70,I58	82,739	95,275	I00,540
20 лет	2,380	3,436	4,675	7,7I9	8,822	II,3I9	I2,79I
Срок Тн	344,076	373,364	4I3,I53	408,3I7	443,I05	448,063	425,630
Итого Кн (t)	43I,403	502,30I	585,08I	633,505	725,924	794,990	833,I80

Продолжение табл. 4

I	2	3	4	5	6	7	8
	Б. Сумма по элементам приведенных затрат						
Символ							
$S_{зп}$ ...	5I,80	59,39	59,59	57,88	60,06	57,93	55,75
$S_э$ ...	24,I5	33,92	44,I7	50,46	6I,74	69,68	75,60
$S_т$ ...	5,74	8,34	I2,09	I4,92	I8,76	20,96	22,68
$S_м$ ...	I3,00	I4,95	I6,6I	I5,80	I6,44	I5,2I	I4,39
$S_{пр}$ ...	22,27	27,52	3I,00	34,80	39,20	4I,60	43,20
Км (t) ...	43I,403	502,30I	585,08I	633,505	725,924	794,99I	833,I85
$\sum_i^c S$ млн.руб.	548,093	646,42I	748,54I	807,365	922,I24	I000,37	I044,80
Z млн.т.	49,5	64,0	77,5	87,0	98,0	I04,0	I08,0
$\Sigma S:Z$ руб/т.	II,07	I0,I0	9,66	9,28	9,4I	9,62	9,67
%	II9,29	I08,84	I04,I0	I00	I0I,40	I03,66	I04,20

$(1-\beta)$ – доля ренты I рода, порождаемая природными факторами (мощность пласта, газоносность, глубина разработки и прочее), негативность которых на перспективу времени все более и более преодолевается на худших месторождениях за счет технического прогресса (составляющего главный аспект), что сближает экономические последствия разработки лучших и худших угольных пластов. Поэтому рента I рода подлежит дисконтированию, причем через 30–35 лет практически по закону экспоненты исчезает. Рента же II рода остается всегда неизменной абсолютной величиной.

По изложенным соображениям необходимо предусматривать численное определение доли ренты II рода – β (см.прилож.3);

$$\tau = \tau_c + 0{,}5 \cdot \tau_o \quad , \text{ лет};$$

τ_c – период строительства шахты, лет;

τ_o – период освоения проектной мощности, лет:

$(40-\tau)$ – период продуктивной деятельности шахты с полной нагрузкой А, т/год;

$\int_{\tau}^{40} \frac{dt}{(1+E_{нп})^t}$ – интеграл дисконтирования с годовым трендом $E_{нп}$=0,08 (коэффициентом нормативного приведения), решение которого проведено в формуле (I);

$W=\sum_{i}^{N}(K_i \cdot J_i \cdot G_i^{40})$ – динамическая оценка основных производственных фондов шахты за период оптимизации ≤ 40 лет по данным табл.4;

K_i – оценка фондов с периодичностью воспроизводства i, лет;

J_i – оператор динамической оценки фондов по / 8 /;

N_o – число дифференцированных видов фондов по признаку периодичности;

$M=m \cdot A \cdot G_\tau^{40}$ – капиталовложения для поддержания добычи угля на постоянном проектном уровне, руб;

m – удельные затраты (m = 2,35 руб/т.г.д.), [6];

G_τ^{40} – оператор дисконтирования по формуле (6).

Проведем испытание расчетной формулы (II), используя для этой цели данные табл.4.

Расчет рентной отдачи по вариантам мощности шахты сведен в табл.5, данные которой выявились в следующем порядке.

Учетный период функционирования шахты устанавливается равным периоду оптимизации 40 лет за вычетом срока строительства и 50% нормативного срока освоения проектной мощности, а всего $t = (40 - \tau)$, лет. Тогда промышленные запасы угля вырабатываемые и доставляющие ренту будут $Z = A \cdot (40 - \tau)$.

Элемент себестоимости добычи угля по фактору "амортизация" устанавливается как отношение итоговой суммы СФР в нормах и ценах начального года строительства шахты к общим промышленным запасам горного отвода $\alpha = \sum K : Q$, которые в решаемом примере (по шахте № 34) равны Q = I65 млн.т.

Стартовые капиталовложения К в строительство шахты определяются реализацией статистической модели "Ростовгипрошахта" по приложению I.

Оценка фондов шахты для целей выявления амортизации принимается по СФР без дисконтирования и без прокатной оплаты их.

Условно-постоянные расходы, У, руб/т, устанавливаются как сумма заработной платы административно-управленческого аппарата, рабочих с повременной оплатой труда, прочих денежных расходов шахты, платы "Энерго" за установленную мощность главных трансформаторов и других условно-постоянных издержек шахты, имеющих место независимо от успеха ее функционирования. Частные затраты подобного рода рассматриваются по вариантам мощности шахты, для чего используются укрупненные стоимостные параметры (I973 г.) "Центрогипрошахта".

Учтенная доля себестоимости (а + У), руб/т, позволяет выявить дифференциальную горную ренту II рода как разностный уровень ($\Delta C = r_2$) изменения (±) затрат сферы производства в исследуемом ряду вариантов мощности шахты.

Рента I рода r_1, генетически связанная только с геолого-физической характеристикой месторождения, принимается в размере, свойственном данному горнопромышленному региону I,5 руб/т, для всех вариантов мощности шахты тождественной.

Масса ренты выявляется по формуле $R = Z \cdot r_2 + r_1 \cdot A \cdot G_t$, а рентная отдача месторождения по формуле – $F = R : (W + M)$, где W – динамическая оценка фондов.

В результате реализации основной рабочей формулы (II) применительно к конкретным условиям горного отвода шахты "За-

падно-Донбасской № 34" и с учетом модели СФР "Ростовгипрошахта" / I / получен дискретный ряд значений рентной отдачи месторождения и фондов по приложению I и табл.5.

2.5. Реализация ЭММ и принятие решения

Выходные данные табл.4 аппроксимируются жесткой функцией классического вида (по Шевякову Л.Д. /I7/, Агошкову М.И. / 3 /, Звягину П.З. / 4 / и другим авторам)

$$П = а + в.А + \frac{с}{А} \pm m , \qquad (I2)$$

где П – приведенные затраты, в %-х относительно минимального значения упорядоченного ряда дискретных значений;

а,в,с,– числовые коэффициенты, устанавливаемые способом наименьших квадратов.

Для аппроксимирующей функции $П = \varphi(А)$ типа параболы (I2) система уравнений частных производных $\frac{\partial П}{\partial а} = 0$, $\frac{\partial П}{\partial в} = 0$, $\frac{\partial П}{\partial с} = 0$ будет

$$\begin{aligned} n a + в \Sigma A + с \Sigma \frac{1}{A} &= \Sigma П, \\ \Sigma A \cdot а + в \Sigma A^2 + n с &= \Sigma A П, \\ \Sigma \frac{1}{A} а + в n + с \Sigma \frac{1}{A^2} &= \Sigma \frac{П}{A}. \end{aligned}$$

Так, в численном виде по данным табл.4:

$$\begin{aligned} 7а + 2Iв + 2{,}658с &= 742{,}I9, \\ 2Iа + 70в + 7с &= 2I96{,}6, \\ 2{,}658\,а + 7в + I{,}I59с &= 287{,}35. \end{aligned}$$

При решении системы уравнений способом подстановок получаются значения а = 36,04; в = I0,2I5 и с = I03,57.

Окончательно

$$П = 36{,}04 + I0{,}2I5.А + \frac{I03{,}57}{А} \pm I.$$

Если $\frac{d П}{d А} = I0{,}2I5 - \frac{I03{,}57}{А^2} = 0$, то оптимальная мощность шахты в аспекте достижения минимальных приведенных затрат составит

$$Ао = \sqrt{\frac{I03{,}57}{I0{,}2I5}} = 3{,}I83, \text{ млн.т/год},$$

Таблица 5.

Вариант мощности шахты, млн.т/год	I,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5
Период строительства и освоения, τ	7	8	9	II	I2	I4	I6
Учетный срок работы, $t = 40 - \tau$	33	32	3I	29	28	26	24
Промышленные запасы, $Z = t.A$, млн.т	49,5	64,0	77,5	87,0	98,0	I04,0	I08,0
Коэффициент дисконтирования, G_t	6,7I	6,I7	5,6I	4,79	4,39	3,69	3,07
Амортизация, a, руб/т	0,376	0,474	0,585	0,68I	0,834	0,99I	I,096
Условно-постоянные расходы, У, р/т	2,I5I	I,795	I,667	I,550	I,464	I,435	I,393
Доля себестоимости, С, руб/т	2,527	2,269	2,252	2,23I	2,298	2,426	2,489
Рента II рода, $\Delta C = r_2$	0	0,258	0,275	0,296	0,229	0,I0I	0,038
Рента I рода (дисконтируется), r_1	I,5	I,5	I,5	I,5	I,5	I,5	I,5
Масса ренты, $R = Z r_2 + r_1 A\, G_t$, млн.р	I5,I0	35,02	42,35	47,3I	45,49	32,64	24,83
Оценка основных фондов, W, млн.р	43I,40	502,30	585,08	633,50	725,92	795,00	833,I9
Капиталовложения для поддержания добычи $M = A.m.G_t$	23,65	29,00	32,96	33 7	36,II	34,69	32,47
Рентная отдача месторождения и фондов $F = R : (W + M)$	0,033	0,065	0,068	0,07	0,059	0,039	0,029
То же, %	46,5	9I,5	95,8	I00	83,I	54,9	40,8

а $П(max)$ = I0I,093, чему соответствуют приведенные затраты (С + ЕК) = 9,28 руб./т.

Рассмотрим динамику приращения годовой суммы приведенных затрат ΔS с шагом нарастания мощности шахты А сверх оптимального значения Ао = 3,I83 млн.т/год. Для этого построим упорядоченные ряды:

А	С + ЕК	$S=A(C+EK)$	ΔS	$\Sigma\Delta S$	ΔA	$a=\Sigma\Delta S/\Delta A$
3,0	9,392					
3,I	9,383					
3,2	9,28 (база)	29,696	0	0	0	0
3,3	9,385	30,970	I,274	I,274	0,I	I2,74
3,4	9,394	3I,940	0,970	2,244	0,2	II,22
3,5	9,408	32,928	0,988	3,232	0,3	I0,77
3,6	9,427	33,937	I,009	4,24I	0,4	I0,60
3,7	9,449	34,96I	I,024	5,265	0,5	I0,53
3,8	9,476	36,008	I,048	6,3I3	0,6	I0,52
3,9	9,506	37,073	I,065	7,378	0,7	I0,54
						I06,I5

Среднеквадратическое значение составит:

$$\bar{a} = \sqrt{\frac{\Sigma (a_i)^2}{8}} = \sqrt{I06,I5} = I0,3 .$$

Аппроксимирующее уравнение прямой линии приращений, впервые выявленное для квадратичных базовых целевых функций член.-корр. АН СССР М.И.Агошковым, определяется

$$\Sigma\Delta S = I0,3 \cdot \Delta A .$$

Допускаем точность расчета годовых затрат + I0%, что позволяет поднять предельный уровень возможного приращения на

$$\Sigma\Delta S = 0,I \cdot 29,696 = 2,97 \text{ млн.руб/год.}$$

Такому приращению затрат соответствует приращение мощности шахты $\Delta A = \Sigma\Delta S : I0,3 = 0,288$ млн.т/год относительно строго оптимального уровня мощности Ао=3,I83 млн.т/год. Тогда

максимальная граница диапазона допустимых мощностей составит

$A_2 = Ao + \Delta A = 3,183 + 0,288 = 3,47$ млн.т/год и "зеркальное" к нему, как назвал М.И.Агошков, минимальное значение

$A_1 = Ao - \Delta A = 3,183 - 0,288 = 2,89$ млн.т/год, то есть $2,89 \leq A$ (проектное) $\leq 3,47$.

Далее анализируются выходные данные табл.5, значения рентной отдачи F от варианта мощности шахты A.

Таблица 6

Мощность шахты, A, млн.т/год	I,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5
Рентная отдача, руб/руб, $F=\varphi(A)$	0,033	0,065	0,068	0,07I	0,059	0,039	0,029

Вариационный ряд $F = \varphi(A)$ табл.6 аппроксимируется функцией типа

$$F = \frac{A}{U - \beta A + cA^2} \pm \delta. \qquad (I3)$$

По способу наименьших квадратов устанавливаем $U = I78,07$; $в = I27,00$; $c = 27,04$ и стандарт $\delta = \pm 0,006$, руб/руб.

Тогда в явном виде

$$F = \frac{A}{I78,07 - I27,0.A + 27,04.A^2},$$

а по условию $\frac{dF}{dA} = 0$ оптимальная мощность шахты

Ao = 2,57 млн.т/год при $F_{max} = 0,07I$.

Полагаем погрешность вычислений "δ_F" критерия в размере – 5% от F_{max}, то есть $\delta_F = 0,05 \cdot 0,07I = 0,004$, руб/руб. При этом позволительный уровень оценки рентной отдачи составит:

$$F_{max} - \delta_F = 0,07I - 0,04 = 0,067, \text{ руб/руб.}$$

В заключение определим доверительный диапазон искомых мощностей шахты (границы значений А):

$$0{,}067 = \frac{A}{178{,}07 - 127{,}0 \cdot A + 27{,}04 \cdot A^2} \quad . \qquad (14)$$

После упрощения $A^2 - 5{,}26 \cdot A + 6{,}59 = 0$.

Решая уравнение (14), получим

$$A_{(min)} = 2{,}63 - \sqrt{6{,}91 - 6{,}59} = 2{,}10,$$

$$A_{(max)} = 2{,}63 + \sqrt{6{,}91 - 6{,}59} = 3{,}20,$$

что и составляет диапазон $A_o = 2{,}10 \div 3{,}20$ млн.т/год.

Сопоставление доверительных диапазонов бинарного критерия дает:

а) по критерию приведенных затрат $2{,}89 \leq A_o \leq 3{,}47$,

б) по критерию высшей рентной отдачи $2{,}10 \leq A_o \leq 3{,}20$.

Исходя из основополагающего критериального требования к проектной мощности шахты по бинарному критерию "наименьших приведенных затрат при высшей рентной отдаче месторождения и производства", в найденном доверительном диапазоне $2{,}89 \leq A_o \leq 3{,}20$ заключено единственное типовое значение мощности шахты 3 млн. т/год, которая и рекомендуется для дальнейшего анализа.

3. ЭММ СОВМЕСТНОЙ ОПТИМИЗАЦИИ РАЗМЕРОВ ШАХТНОГО ПОЛЯ И ПРОЕКТНОЙ МОЩНОСТИ ШАХТЫ.

3.1. Концептуальная модель решения задачи предпроектного установления мощности и размеров горного отвода шахты.

В основу расчетной системы входят:

1) статистические модели эксплуатационных и капитальных затрат по шахте, известные в печати и составляющие научные разработки "Ростовгипрошахта" /1/, ЦНИЭИуголь / 6,13 / и Донецкого политехнического института / 7 /;

2) основные положения отраслевой инструкции определения прокатной оплаты задолженных инвестиций / 2,8 / как меры их эффективности;

3) принцип поиска проектного решения, удовлетворяющего требованию о достижении максимальной рентной отдачи производственных фондов / 9 / при максимальных запасах полезного ископаемого в границах горного отвода / 5 / оптимальной конфигурации /4,I8/;

4) в числовом примере, иллюстрирующем ЭММ (приложение № 4 и 5), приняты фактически сложившиеся горная технология разработки пологопадающей антрацитовой свиты и геолого-физическая характеристика ее.

Расчет оптимальной мощности шахты "А" при экономичных размерах ее шахтного поля (запасы $Z = C_w \Sigma\rho\, BS$), а следовательно, и срока службы $T = Z : A$ осуществляется итерацией на ЭВМ двух сопряженных целевых функций (бинарный критерий минимаксных экономических последствий):

$$\min U = \ell_n BS + W_0 + W_1 B + W_2 S - \frac{W_3}{S} + \frac{W_4}{B} + \frac{W_5}{BS} + W_6 \left(B^{0,1} + S^{0,07}\right), \text{ руб/т};$$

$$\max F = \frac{(Ц - 1,1\,U_0)\,(0,35\,T_w + 0,65\,G)}{(k + 0,2\,Z:A)\,J_\theta + m\,G}, \text{ руб. на I руб. инвестиций}$$

Здесь и далее

$$G = \frac{I2,5}{I,08^{\tau}} - \frac{I2,5}{I,08^{\theta}}; \qquad \theta = T + \tau, \text{ лет};$$

$$\tau = 2,7I + 0,00I\,Ao.$$

Сумма формул (2) и (4) по приложению № 2:

$$J_\theta = I,78 - 0,029\tau + 0,007\tau^2 - 0,0I45\tau + 0,00233\tau^2;$$

$$T_w = \left(C_w \Sigma\rho\, B\, S\right) : A = Z : A;$$

S – длина поля по простиранию; B – ширина поля вкрест простирания; $C_w \Sigma\rho$ – производительность пласта, т/м^2; U – целевая функция приведенных затрат на добычу I т угля, поставленная в зависимость от непрерывных переменных размеров шахтного поля B и S при вариантном численном значении мощности шахты A_{var} $\left[U = \varphi(B, S, A_{var})\right]$; U_0 – ее минимальное значение; F – целевая функция рентной отдачи производственных фондов, свойственных вариантной мощности шахты A_{var} и оптимальным запасам горного отвода при A_{var} $\left[F = \varphi(Z, A_{var})\right]$.

Реализация бинарного критерия, иллюстрируемая рис.2, состоит в последовательных вычислительных процедурах:
I) решение задачи Шевякова / I7 / на поиск оптимальных размеров шахтного поля (B_o, S_o) при заданной (в данном случае - вариантной) мощности шахты (A_{var});

2) решение аналитической задачи на девиацию размеров шахного поля (B_{oo}, S_{oo}), доставляющих экономически допустимые максимальные запасы угля / 5 / $Z = C_{ш} \Sigma p \cdot B_{oo} S_{oo}$;

3) расчет рентной отдачи F , поставленной в зависимость от проектных характеристик A_{var} и Z, и принятие окончательного решения по совокупности технико-экономических оценок шахтовариантов / 9 /.

3.2. Указания по реализации ЭММ на ЭВМ и пример теста для отладки машинной программы

Эксплуатационные затраты по основным элементам стоимости добычи угля.

3.2,I. Заработная плата с начислениями.

$$C_{зп} = 305{,}428 . П^{-0{,}947} . A^{-0{,}073}, \text{ руб/т},$$

где А - мощность шахты, тыс.т/год, П - производительность труда рабочего по добыче, т/мес., отображаемая статистической моделью

$$П = 0{,}I . A_{д} + 0{,}0I . A_{ш} - 50, \text{ т/мес.}, \qquad (W)$$

$A_{д}$ - нагрузка на лаву, т/сут., $A_{ш}$ - нагрузка на шахту, т/сут.

Если $A_{ш} = I000 . A : 300$, то

$$C_{зп} = \frac{305{,}428}{(0{,}0333 . A + 0{,}I . A_{д} - 50)^{0{,}947} . A^{0{,}073}} . \qquad (I)$$

3.2.2. Оплата электроэнергии

$$C_{ээ} = 0{,}032 + 0{,}000314 . H + 0{,}000957 . Q + 0{,}033 . L \text{ , руб/т},$$

где глубина шахтного подъема $H = H_{o} + 0{,}4 . B \sin\alpha$,м; дебит воздуха для шахты $Q = 0{,}0555 q_{см} \cdot \eta . A$, $м^3$/сек.; длина откатки по простиранию $L = 0{,}0005 . S$,м. Здесь и далее В - ширина шахтного

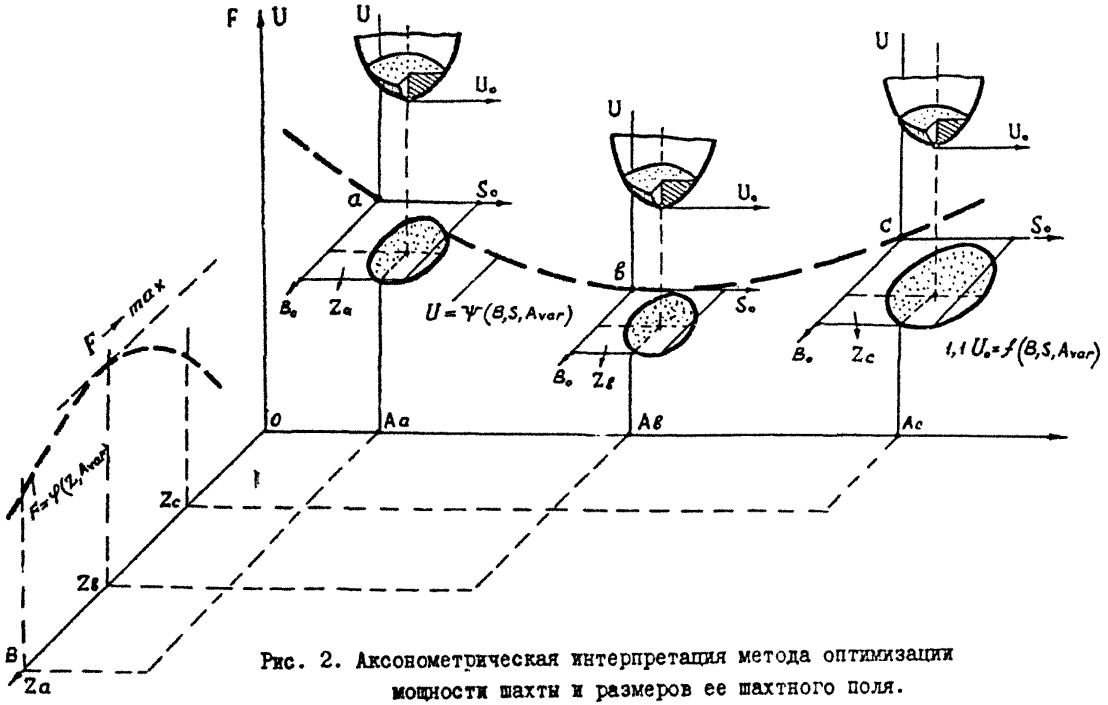


Рис. 2. Аксонометрическая интерпретация метода оптимизации мощности шахты и размеров ее шахтного поля.

поды по падению, S – длина поля по простиранию, м; $q_{см} \cdot \eta$ – норма подачи воздуха в I мин. на одну тонну добытого угля; H_0 – – глубина до верхней границы поля.

$$C_{вв}=0,000053 \cdot q_{см} \cdot \eta \cdot A+0,0000I65 \cdot S +0,000I256 \cdot B \sin\alpha+(0,032+0,0003I4 \cdot H_0). \quad (2)$$

3.2.3. Расходы на вспомогательные материалы

$$C_м = \frac{0,593}{A^{0,564}} \cdot N_p^{0,46I} \cdot L_{под}^{0.I46}, \text{ руб./т},$$

где N_p – численность трудящихся по добыче, N_p = I000.A:I2.П, чел,

П – по формуле ($\mathcal{W}$); L под – протяженность поддерживаемых выработок суммируем по сети, м;

главные стволы $2(H_0 + 0,4.B \sin\alpha)$;

фланговые стволы $2H_0$;

главный квершлаг М : $\sin\alpha$, М – нормальная мощность свиты пластов с углом падения α;

плечевые квершлаги 4.0,5.М : $\sin\alpha$ = 2М : $\sin\alpha$;

плечевые пластовые бремсберга $0,4.B \cdot N_к \cdot n$ = 0,8.В.А:900, $N_к$ – число крыльев шахтного поля n – число одновременно разрабатываемых пластов (А:900, 900 – нагрузка на пластобремсберг, тыс.т/год, например, 2,5 лавы по I200 т/сут. на бремсберг);

главный транспортный штрек $0,5.S$ и вентиляционный групповой штрек $0,5.S$.

Нарезные выработки, проводимые в режиме безремонтного содержания, из баланса L под исключаются.

Тогда $L_{под} = 2(H_0 + 0,4.B.\sin\alpha)+2H_0 + \frac{3M}{\sin\alpha} + 0,8 \frac{B.A}{900}$, м.

После подстановки аргументов N_p, L под и ряда строгих преобразований получаем

$$C_м = \beta.B^{0,II} + \beta.S^{0,073}, \text{ руб/т}, \text{ к)}, \quad (3)$$

где $$\beta = 2,35 \frac{H_0^{0,018} (\sin\alpha)^{0,018} \left(\frac{M}{\sin\alpha}\right)^{0,0365}}{A^{0,064} (0,0333\ A+0,1 \cdot A_д - 50)^{0,46I}}.$$

к) Расходы же на топливо от размеров шахтного поля не зависят, а влияние мощности шахты на их уровень малосущественное и поэтому здесь таковые не учитываются.

3.2.4. Условно-постоянные расходы по штату трудящихся, на ремонт производственных фондов длительного пользования за период освоения шахтой ее проектной мощности, которые относим на промышленные запасы горного отвода $Z = C_ш \cdot \Sigma p \cdot B \cdot S$:

$$C_{уп} = \frac{2{,}9.10^6 + 1500.A + 0{,}16.A^2}{C_ш \cdot \Sigma p \cdot B \cdot S} = \frac{e}{B \cdot S}, \qquad (4)$$

где $e = \frac{2{,}9.10^6 + 1500.A + 0{,}16.A^2}{C_ш \cdot \Sigma p}$,

$C_ш \Sigma p$ – производительность вскрываемых пластов горного отвода, т/м^2.

3.2.5. Рентная утрата в потерянных целиках по контуру шахтного поля и на горизонте вскрытия:

$$C_R = \frac{2\Delta \cdot r \cdot C_o}{C_ш \cdot S} + \frac{3\Delta r \cdot C_o}{C_ш \cdot B}, \text{ руб/т}, \qquad (5)$$

где r – дифференциальная горная рента I-го рода, руб/т,

Δ – ширина целика, C_o – коэффициент извлечения угля при очистных работах.

3.2.6. Прокатная оплата инвестиций в геологическую разведку за период (2τ) строительства шахты и развития ее горных работ:

$$a_{гр} = \frac{\gamma_{гр}}{C_ш} \cdot (2\tau), \text{ руб/т}, \qquad (6)$$

где $\gamma_{гр}$ – удельные затраты на геологическую разведку I т балансовых запасов угля, равные 0,2 руб/т (по Ю.В.Яковцу);

$j(2\tau)$ – оператор для исчисления прокатной оплаты /8, стр.62/

$$j(2\tau) = 0{,}39 - 0{,}029.2\tau + 0{,}007.(2\tau)^2.$$

3.2.7. Реновация производственных фондов, исключая нарезные выработки и забойное горное оборудование / 7 /.

$$a_ф = \frac{M_1}{BS} + \frac{M_2}{S}, \text{ руб/т},$$

где $M_1 = \frac{27000.A + 35400.Ho - 11.135.10^6}{C_ш \cdot \Sigma p}$; $M_2 = \frac{14160.\sin\alpha}{C_ш \cdot \Sigma p}$.

При этом удельные капитальные вложения в немобильные фонды шахты

$$k = У_0 + \frac{У_1 B}{A}, \text{ руб./т.г.д,}$$

где $У_0 = 27{,}3 + 35{,}4\,\frac{H}{A} - \frac{III35}{A}$; $У_1 = I4{,}16 \cdot \sin\alpha$.

Эффект (отдача) немобильных производственных фондов как составная часть приведенных затрат на добычу угля.

3.2.8. Временное упреждение пуском шахты момента освоения ею проектной мощности

Введем обозначения по рис. 3: $0{,}5 \cdot \tau_c$ – полупериод строительства, $\tau_р$ – период развития добычи, $I000 \cdot A \cdot T_ш = C_ш \cdot \Sigma_р \cdot B \cdot S$ – тождество промышленных запасов горного отвода, отрабатываемого за $T_ш$ лет.

На рис. 3 совмещены диаграммы: капиталовложений и их погашения, а также развития добычи. Треугольные диаграммы нарастания фондов в период строительства и добычи в период развития горных работ заменим эквивалентными (для оценки воздействия фактора времени на прокатную оплату) моментами времени (точки 2 и 4 на рис. 3), математически отображающими как бы "мгновенное" свершение событий: строительство шахты и освоение проектной мощности, при этом строительство упреждает освоение на τ лет. На шкале времени рис.3 имеются характерные точки: I – начало строительства; 2 – полупериод строительства и начало координат для исчисления прокатной оплаты фондов; 3 – пуск шахты; 4 – полупериод освоения мощности и начало исчисления реновации; 6 – момент времени реальной оценки капиталовложений с учетом фактора времени / 2, стр.4I /; 7 – год полной реновации стартовых немобильных фондов шахты.

Сроки строительства шахты нормированы постановлением Госплана СССР (№ 46 от I7 октября I969 г.):

A ...	600	900	I200	I500	I800	2400	3000	3600
τ,мес.	46	52	58	60	60	63	65	75

Вводим поправку $\Delta\tau$ к сроку строительства на глубину стволов:

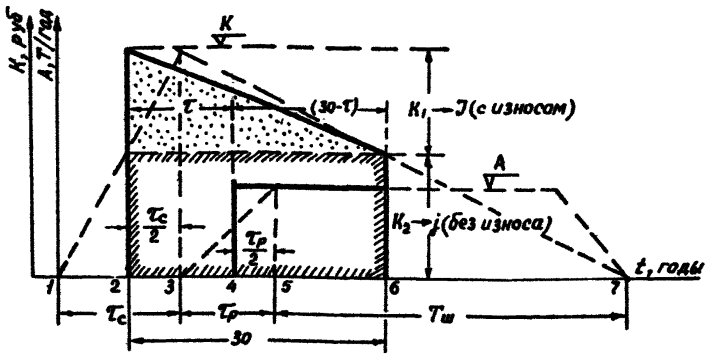


Рис.3. Развертка фондозадолженности (К) и добычи угля (А) на шкале времени t; K_1 – доли фондов, погашаемых за 30 лет, K_2 – доли фондов последующей реновации.

$$\Delta\tau = (H_0 - 300) : V + 0{,}4 \cdot B \sin\alpha : V ,$$

где V = 60 м/мес. – скорость проведения стволов. В условиях решаемого здесь примера $H_0 \cong 300$ м. Далее примем во внимание ориентировочно-оптимальное соотношение сторон $\varepsilon = S : B$, [4, стр.281], что позволяет с учетом тождества $1000 \cdot A \cdot T_ш = C_ш \cdot \Sigma p \cdot B \cdot S$ прогнозировать пока неизвестный и подлежащий оптимизации размер

$$B = 31{,}6 \sqrt{\frac{A \cdot T_ш}{\varepsilon \cdot C_ш \cdot \Sigma p}} , \text{ м.}$$

Здесь мощность шахты А – в числовом вариантном значении, срок ее службы $T_ш$ по нормам технологического проектирования ставится в соответствие с мощностью. Тогда величина

$$\Delta\tau = \frac{0{,}4 \cdot \sin\alpha}{60} 31{,}6 \cdot \sqrt{\frac{A \cdot T_ш}{\varepsilon \cdot C_ш \cdot \Sigma p}} , \text{ мес.}$$

Найдем поправку $\Delta\tau$ по вариантам:

А	600	900	1200	1500	1800	2400	3000	3600
$\Delta\tau$, мес.	2,7	3,0	4,0	4,3	4,8	5,3	6,3	7,3

Сроки освоения проектной мощности шахтой установлены постановлением Госстроя СССР от 26 июля 1966 г. в размере:

A....	600	900	I200	I500	I800	2400	3000	3600
τ_p ,мес.	24	30	36	42	48	50	60	72

Тогда упреждение $\tau = 0{,}5\ (\tau_c + \Delta\tau + \tau_p)$ будет:

A	600	900	I200	I500	I800	2400	3000	3600
τ ,лет	3	3,6	4,I	4,4	4,6	4,9	5,5	6,4

Полученный ряд τ аппроксимируем функцией $\tau = 2{,}7I + 0{,}00I.A$, лет.

3.2.9. Прокатная оплата фондов

Введем обозначения:

оценка немобильных фондов $K_\Phi = I000.A.y_0 + I000.y_I \cdot B$, руб.;

часть фондов, погашаемая за $(30 - \tau)$ лет ... $K_I = K_\Phi\ (30-\tau) : Tm$;

часть фондов, погашаемая в отдаленные годы ... $K_2 = K_\Phi\ (I - \frac{30-\tau}{Tm})$, руб.

Прокатная оплата фондов на I т добычи угля будет

$$a_{n\phi} = \frac{I}{I000.A\ (30-\tau)} \left[K_I \cdot j_\tau + K_2 j_{30} + K_I J_{30-\tau} \right], \quad (\alpha)$$

где 30 – срок оптимизации.

По данным работы / 8, стр.70 / операторы прокатной оплаты будут:

$j_\tau = 0{,}39 - 0{,}029.\tau + 0{,}007.\tau^2$;

$J_{30-\tau} = 0{,}39 - 0{,}0I45(30-\tau) + 0{,}00233(30-\tau)^2$;

$j_{30} = 0{,}39 - 0{,}029.30 + 0{,}007.900 = 5{,}82.$

С учетом введенных обозначений, пояснений и преобразований

$$a_{n\phi} = (y_0 + \frac{y_I B}{A})\ (\hat{\jmath} - \frac{I000.A}{C_m \Sigma\rho \cdot B \cdot S} \cdot \hat{\jmath})\ ;$$

$$\hat{\jmath} = \frac{0{,}39}{30-\tau} - 0{,}029\ \frac{30}{30-\tau} + 0{,}007\ \frac{900}{30-\tau}\ ; \qquad (II)$$

$$\hat{\jmath} = j_{30} - j_\tau - J_{30-\tau} = 3{,}378 + 0{,}I54.\tau - 0{,}00938.\tau^2.$$

Раскрывая скобки выражения (α), получим

$$a_{n\phi} = (y_0 \hat{\jmath} - y_0 \hat{\jmath}\ \frac{I000.A}{C_m \Sigma\rho \cdot B \cdot S}) + \frac{y_I \cdot \hat{\jmath}}{A} \cdot B - \frac{I000.y_I \hat{\jmath}}{C_m \cdot \Sigma\rho} \cdot \frac{I}{S} \cdot \quad (12\text{-а})$$

Здесь разность в скобках аппроксимируем так:

$$y_0 \hat{J} - y_0 \hat{J} \cdot \frac{1000.A}{C_M \Sigma p \cdot B \cdot S} = \ell n(B.S) - \varphi = Д.$$

Способом наименьших квадратов для вариантной матрицы $|Д|$ находим $\frac{\sum_{i}^{m} Д_i - \sum_{i}^{m} \Phi}{m}$,

где $Д_i$ – вариант, Φ_i – вариант (B S), m – число членов матрицы типа

$A_i \backslash \Phi_i$	Φ_1	Φ_2	Φ_3	Φ_m
A_1	$Д_{11}$	$Д_{12}$	$Д_{13}$	$Д_{1m}$
A_2	$Д_{21}$	$Д_{22}$	$Д_{23}$	$Д_{2m}$
A_3	$Д_{31}$	$Д_{32}$	$Д_{33}$	$Д_{3m}$
. . . . .				
An	$Дn1$	$Дn2$	$Дn3$....	$Дnm$

Окончательно имеем

$$a_{n\varphi} = \ell n (B\ S) - \varphi - \frac{1000.y_1 \hat{J}}{C_M \Sigma p} \cdot \frac{1}{S} - \frac{y_1 \hat{J}}{A} \cdot B, \text{ руб/т.} \quad (12)$$

Заметим, что $\frac{\partial \ell n(BS)}{\partial B} = \frac{1}{BS} \cdot \frac{\partial BS}{\partial B} = \frac{S}{BS} = \frac{1}{B}$, $\frac{\partial \ell n(BS)}{\partial S} = \frac{1}{S}$,

чем и достигается разделение переменных, крайне необходимое при табулировании уравнений на ЭВМ; формулы (12-а, 12) корректны между собою и оба вида будут использованы далее.

3.2.10. Рентная отдача в качестве дополнительного критерия

Оценку уровня рентной фондоотдачи каждого шахтоварианта рассчитываем по формуле

$$F = \frac{r \cdot G_3}{(K + 0{,}2\,Z : 1000A)\,J_\phi + m\,G_4}, \text{ руб/руб в год,} \quad (13)$$

где $r = Ц - I,I.\ U_o$, руб/т – дифференциальная горная рента; Ц – замыкающие приведенные затраты региона за вычетом участковых затрат; $G_3 = 0{,}35.Tм + 0{,}65.G_4$ – оператор дисконтирования

рентных поступлений I-го рода; 0,65 – доля I ренты;

$G_4 = \frac{I2,5}{I,08^{\tau}} - \frac{I2,5}{I,08^{\theta}}$ – оператор дисконтирования затрат "m" на поддержание добычи за срок от τ года до $\theta = Tн + \tau$, лет;

$\mathcal{J}_\theta = j_\tau + \mathcal{J}_\tau$ – оператор динамической оценки инвестиций в разведку и строительство за период $\theta = Tн + \tau$, лет.

$\mathcal{J}_\theta = I,78 - 0,029.\tau + 0,007.\tau^2 - 0,0I45.Tн + 0,00233.Tн^2$;

$к = У_0 + У_I B$: А – удельные капиталовложения в немобильные фонды шахты; $Z = \Sigma p \cdot B_{oc} \cdot S_{oc}$ – балансовые запасы отвода.

3.2.II. Экономико-математическая модель для проектного обоснования мощности шахты и размеров ее шахтного поля по бинарному критерию

Приведенные затраты на добычу I т угля используются в качестве критерия размеров шахтного поля.

Для первого года функционирования шахты приведенные затраты

$U = \varphi(Авар., B, S) = C_{зп} + C_{ээ} + C_м + C_R + a_{гр} + C_{уп} + a_ф + a_{пф}$, руб/т.

В последующее время элементы $C_{уп}$, $a_ф$, $a_{пф}$, $a_{гр}$, будучи статичными, дисконтированию не подлежат. Между тем элемент заработной платы дисконтируется с трендом $\theta = 0,02$, для материалов и ренты $\theta = 0,08$.

Тогда операторы дисконтирования будут:

$G_1 = \int_{30-\tau} \frac{dt}{(1+0,02)^t} = \frac{1}{\ln 1,02} - \frac{1}{\ln 1,02 \cdot 1,02^{30-\tau}} = 22,4 - 0,55\tau$;

$G_2 = \int_{30-\tau} \frac{dt}{(1+0,08)^t} = 11,25 - 0,1\tau$.

В пределах А = I200 ÷ 4000 тыс.т/год $G_1 = I9,5$ и $G_2 = I0,7$.

Таким образом, приведенные затраты в дисконтированном виде

$$U\ell_n = W_0 + W_1 B + W_2 S + \left(\frac{-W_3}{S}\right) + \frac{W_4}{B} + \ell n BS - \gamma + \frac{W_5}{BS} + W_6 \cdot B^{0,II} + W_6 \cdot S^{0,073}, \quad (I4)$$

где $W_0 = C_{зп} \frac{G_1}{30-\tau} + 0,000053 \cdot q_{сн} \cdot \eta \cdot A + \frac{\gamma_{гр}}{C_ш} \cdot j(2\tau) + 0,032 + 0,000314 \cdot H_o$;

$W_1 = \frac{\gamma_1 \vartheta}{A} + 0,0001256 \cdot \sin\alpha$;

$$W_2 = 0{,}0000165 \;;$$

$$W_3 = \frac{14160 \cdot \sin\alpha}{C_ш \cdot \Sigma p} - \frac{1000 \cdot \gamma_1 \cdot \hat{\vartheta}}{C_ш \cdot \Sigma p} + \frac{G_2}{30 - \tau} \cdot \frac{2 \cdot \Delta \cdot r \cdot C_в}{C_ш} \;;$$

$$W_4 = \frac{G_2}{30 - \tau} \cdot \frac{3 \Delta \cdot r \cdot C_в}{C_ш} \;;$$

$$W_5 = \left(28800\, A + 0{,}16 \cdot A^2 + 35400 \cdot H_в - 8{,}235 \cdot 10^6\right) \cdot \frac{1}{C_ш\, \Sigma p} \;;$$

$$W_6 = \beta \frac{G_2}{30 - \tau} \;.$$

В дальнейшем для оценки целевой функции U будет также использоваться натуральная ее структура

$$U_н = W_1 B + W_2 S + \left(\frac{-W_3}{S}\right) + \frac{W_4}{B} - \left(\frac{1000 \cdot \gamma_в \cdot \hat{\vartheta} \cdot A}{C_ш \Sigma p} - W_5\right) \frac{1}{BS} + W_6 \cdot B^{0{,}11} + \\ + W_6 S^{0{,}073} + (W_в + \gamma_в \hat{\vartheta}) \;. \qquad (15)$$

После взятия частных производных функции U_{en} и разделения переменных получим два уравнения

$$S_1 = \frac{W_5}{W_1 B^2 + B + 0{,}11 \cdot W_6 B^{0{,}11} - W_4}, \text{ как следствие } \frac{\partial U_{en}}{\partial B} = 0;$$

$$S_2 = -\frac{1 + 0{,}146 \cdot W_6}{2 W_2} + \sqrt{\left(\frac{1 + 0{,}146 \cdot W_6}{2 W_2}\right)^2 + \frac{1}{W_2}\left(\frac{W_5}{B} - |W_3|\right)},$$

как следствие $\frac{\partial U_{en}}{\partial S} = 0$, табулируя которые на ЭВМ, находим $S_в$, $B_в$, составляющие глобальный оптимум для каждого варианта мощности шахты.

После подстановки $S_в, B_в$ в целевую функцию (15) получим минимум приведенных затрат $U_в$. Однако допуская погрешность калькуляции +10%, принимаем мажорантную оценку функции $I, I\, U_в$, и тогда можно записать уравнение замкнутого контура на плоскости, то есть сечения поверхности, описываемой функцией (15) и (14):

$$W_1 B + W_2 S + \left(-\frac{W_3}{S}\right) + \frac{W_4}{B} - \left(+\frac{W_7}{BS}\right) + W_6 B^{0{,}11} + W_6 \cdot S^{0{,}073} + W_8 = \Phi_2(\beta)$$

где $W_7 = \frac{1000 \cdot \gamma_в \cdot \hat{\vartheta} \cdot A}{C_ш \Sigma p} - W_5 \;;\quad W_8 = W_в + \gamma_в \cdot \hat{\vartheta} - 1{,}1 U_в \;.$

Используя формулу корня квадратного уравнения, преобразуем выражение (β) с разделением переменных

$$S = -\frac{1}{2W_2}\left(W_1 B + 2W_6 + \frac{W_4}{B} + W_6 \cdot B^{0,11} + W_8\right) + \\ + \sqrt{\left[\frac{1}{2W_2}\left(W_1 B + \frac{W_4}{B} + W_6 B^{0,11} + 2W_6 + W_8\right)\right]^2 + \frac{1}{W_2}\left(|W_3| + \frac{W_7}{B}\right)} \Bigg\} \quad (16)$$

Задаваясь нарастающим рядом величины B_i , находим по (16) соответствующие значения S_i , а испытанием вариантов $\Phi_i = B_i S_i$ устанавливаем в ряду максимальное значение Φ (макс.) = $B_{oo} S_{oo}$ для каждого шахтоварианта.

3.2.12. Принятие проектного решения по бинарному критерию.

Для каждого шахтоварианта вычисляются параметры, формирующие оценку рентной фондоотдачи:

$$Z = C_m \Sigma_\rho \cdot B_{oo} \cdot S_{oo} \quad ; \quad T_m = Z : A; \quad K = Y_o + \frac{Y_1 B}{A} \quad ;$$

$$\theta = T_m + \tau \; ; \quad G_3 = 12{,}5 : 1{,}08^{\tau} - 12{,}5 : 1{,}08^{\theta} \; ; \quad G_4 = 0{,}35.T_m + \\ + 0{,}65.G_3 \; ; \quad J_\theta = 1{,}78 + 0{,}007.\tau^2 + 0{,}00233.T_m^2 - 0{,}029\tau - 0{,}0145.T_m.$$

Вычисленные параметры реализуются формулой (13) и тем самым достигается оценка фондоотдачи каждого шахтоварианта.

Проектным решением является шахтовариант с максимальной рентной фондоотдачей F при максимальных запасах горного отвода оптимальной конфигурации (B_{oo}, S_{oo}).

Численный пример, иллюстрирующий метод предпроектного установления оптимальной мощности шахты при экономически наивыгодных размерах шахтного поля, представлен приложением № 4.

4. АНАЛИТИЧЕСКОЕ КОНСТРУИРОВАНИЕ ПРЕДПОЧТИТЕЛЬНОЙ ТОПОЛОГИИ СЕТИ ВЫРАБОТОК ШАХТЫ

4.I. Классификационные основы решения задачи

Маркшейдерские планы горных выработок шахты не способны характеризовать динамичность во времени, последовательность проведения, сроки службы и функции горных выработок. Полная их характеристика возможна только в многомерном описании: в геодезических координатах (X,Y,Z) с указанием срока начала проведения и продолжительности времени службы, при помощи площади сечения и способа крепления, указания функционального назначения и способа погашения (прямым или обратным ходом) каждой выработки.

В таком многомерном качественном и количественном представлениях шахта получает свойства топологического объекта, а ее лабиринт целесообразно наименовать "топологическим образом сети горных выработок".

Топологический образ (синоним – модель) сети выработок есть единство или совокупность основополагающих конструктивных элементов и функциональных служб предприятия, часто называемых в горной литературе технологическими звеньями шахты.

Основополагающие элементы модели сети выработок группируются в три функциональные подсистемы шахты:

подсистема вскрытия шахтного поля;

подсистема деления шахтного поля на главные части с последовательной их подготовкой и отработкой;

подсистема разработки пласта (пластов) как технологический участок.

Подсистема вскрытия шахтного поля имеет конструктивные элементы: главные шахтные стволы и штольни; капитальные квершлаги для этажа либо горизонта, бремсберга, уклоны и гезенки. При этом их сочетание для угольного грузопотока или вспомогательно-вентиляционных функций сети горных выработок возможно в разных конструктивных решениях.

Система деления шахтного поля на части и подготовки их имеет разнообразные конструктивные решения: уклонное и бремсберговое поле, расчлененные транспортно-магистральным штреком, обслуживающим один пласт (раздельная подготовка), группу пластов (групповая подготовка) либо всю свиту вскрытых пластов (объединенная подготовка); промежуточные участковые квершлаги для групповой и объединенной подготовки; блоковые стволы и квершлаги, плечевые бремсберга и уклоны, обслуживающие панель (блок).

Системы разработки пласта или свиты пластов в задаче поиска предпочтительного образа шахты целесообразно квалифицировать как " технологический участок".

Технологическим участком называем крупную автономную по вспомогательным службам часть шахтного поля с одним транспортным горизонтом, рассчитанную на угледобычу в размере 50, 25% от нагрузки на шахту, вскрытую и подготовленную групповыми выработками, которые образуют замкнутый граф с одним истоком и стоком воздуха и грузов. Вводится понятие "участковой топологии" как геометрического образа выработок участка. Из мирового опыта разработки угольных месторождений известен ряд кардинальных классов "участковой топологии", представленных табл.8.

Процесс вскрытия месторождения бывает: разовым - посредством стволов или штолен и капитального квершлага с капитальными, но чаще "плечевыми" или пологими бремсбергами - уклонами; спорадическим - посредством стволов и погоризонтных (этажных) квершлагов. Доступ же к отдаленным частям шахтного поля по простиранию достигается магистральными штреками транспортного и вентиляционного назначения: пластовыми, групповыми и концентрационными.

Названные вскрывающие выработки расчленяют горный отвод в плане и по глубине на крупные части для последовательной и планомерной отработки их запасов угля очистными работами.

Технологические звенья модели сети выработок выемочного крупного (5÷7 лет функционирования) участка, как конструктивный элемент образа шахты, имеют периоды воспроизводства: разовое вскрытие одного и единственного за срок службы шахты транспортного горизонта; спорадическое вскрытие через 10-20 лет этажей

или 2-х, 3-х последовательно отрабатываемых горизонтов; подготовку технологического участка в целях расчленения (нарезки) его запасов угля на внемочные столбы с общим сроком работы технологического участка 5-7 лет.

Необходимо признать, что система разработки отдельно взятого угольного пласта в контуре лавы - столба имеет периодичность воспроизводства I-2 года, а поэтому она не может быть ингредиентом топологической модели сети выработок шахты; следовательно, технологический образ шахты определяют три подсистемы: вскрытие; деление шахтного поля на главные части и подготовку этих частей, а также топологию технологического участка. Модификации этих систем представлены в табл. 7,8.

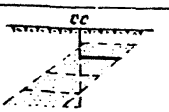
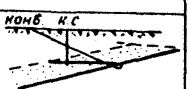
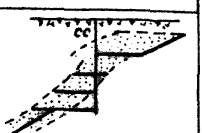
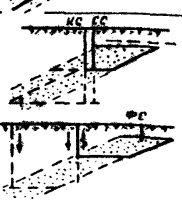
4.2. Упорядочение множества технологических звеньев для синтеза шахтовариантов

В табл. 7,8 дана сводка альтернативных проектных решений по главным подсистемам шахты, синтез которых дает качественный пространственно-геометрический образ сети горных выработок: вскрытие месторождения (часто называемое "вертикальная схема вскрытия"); деление шахтного поля на главные части по простиранию пластов и способ подготовки этих частей (иногда называется "горизонтальной схемой вскрытия"); технологический участок. Названные подсистемы имеют 3-5-7 альтернативных геометрических образов (пространственно-планировочных решений), выработанных длительной практикой и горной наукой; наиболее известные из них представлены в табл. 7,8 и далее сведены в табл.I0.

Аксиоматически принимается утверждение о том, что опытный горный инженер-проектировщик, а тем более группа таковых, способны проранжировать альтернативы технологической подсистемы с позиций степени удовлетворения каждой альтернативой некоторого критериального требования, как, например: минимум капитальных вложений; минимум потребности углубки и дополнительных вскрывающих выработок (минимум фазности горнокапитальных работ); минимум потерь угля в недрах; наиблагоприятные условия использования гравитационных сил в транспортных целях и ряд других требований, названных в табл. 9.

Таблица 7

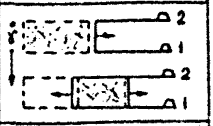
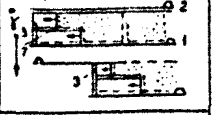
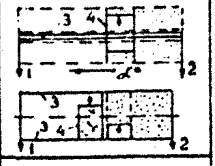
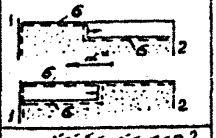
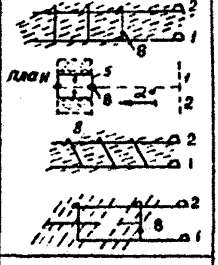
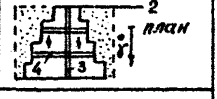
Основополагающие проектные решения по схеме вскрытия и делению горного отвода на главные части

Проектные решения (аспекты распознавания образа)	Модификации комплекса вскрытия	Шифр схемы	Эскиз (вертикальная схема вскрытия)
А. Угольный комплекс вскрывающих выработок			
Поэтапное вскрытие этажными или капитальными квершлагами	Кузнецкая и Центрально-Донецкая схемы	B_1	
	Схема с гезенками или скатами	B_2	
Вскрытие капитальными квершлагами	С одним капитальным квершлагом	B_3	
	С поэтапными капитальными квершлагами	B_4	
Вскрытие этажными и капитальными квершлагами		B_6	
Б. Вентиляционно-вспомогательный комплекс вскрывающих выработок			
Центральное и центрально-отнесенное проветривание (схема "ромба" - ◇)	Односекционная	$П_1$	
	Двухсекционная	$П_2$	
	Четырехсекционная	$П_3$	
Фланговое проветривание (схема "звезды" - Y)	Односекционная	$П_4$	
	Двухсекционная	$П_5$	
	Четырехсекционная	$П_6$	

Примечание: При делении горного отвода на блоки отдельно взятый блок имеет вентиляционную схему "ромба" (◇) либо два смежных блока - секцию "звезды" (Y).

Таблица 8

Основополагающие проектные решения по сетям выработок технологического участка

Наименование класса участковой топологии сети выработок	Модификации схемы подготовки технологического участка	Шифр класса	Эскиз
Лава - этаж	Лава-этаж однофронтальная Лава-этаж сдвоенным фронтом	T_1	
Подэтажные лавы	Поступательно-возвратное проветривание С передним вентиляционным квершлагом	T_2	
Панельная лава-ярус	Центрального проветривания Двухстороннего проветривания	T_3	
Погоризонтные лава-полосы	С выемкой на восстание С выемкой по падению	T_4	
Этажно-гезенковый способ отработки	С вертикальными гезенками С наклонными гезенками (см. "Уголь" №4, 1976) С вертикальными гезенками и подэтажными квершлагами	T_5 T_6	
Этажно-панельная схема (Тентекская)	С короткими агрегатными забоями и подэтажным подсвежением	T_7	

Примечание: Эскизы даны для одного пласта, которые для свиты пластов получают развитие за счет участковых полевых выработок. Цифрами на эскизах обозначены выработки: 1 - откаточный штрек, 2 - вентиляционный штрек, 3 - бремсберг, 4 - ярусные штреки, 5 - бортовые штреки, 6 - бортовые печи, 7 - подэтажные штреки, 8 - гезенки.

От экспертов требуется каждой альтернативе присвоить ранг по степени удовлетворения требования каждой альтернативой. Для n альтернатив каждого технологического звена (объекта, подсистемы, планировочного решения) всегда имеются крайние две степени удовлетворения критериального требования: высшая с рангом "I" и низшая с рангом "n" степени удовлетворения, где n – число альтернатив объекта. Другие, как бы промежуточные альтернативы, также путем попарного сравнения получают числовые ранги 2,3,4.. (n -I), находящие по их предпочтительности. Допускается ситуация, когда две+три альтернативы получают в экспертной оценке тождественные ранги, что не противоречит изложенной далее расчетной системе ранжирования объектов по качественным свойствам.

Так, кратность или число фаз капитальных затрат по воспроизводству фронта добычных работ в недрах может быть позитивным, нейтральным, негативным характеристическим признаком схемы вскрытия шахтного поля. Действительно, этажная схема вскрытия по этому качеству самая неблагоприятная; вскрытие капитальным квершлагом с капитальным бремсбергом и уклоном представляет собой наиболее малооперационный процесс; вскрытие погоризонтными квершлагами имеет периодичность углубок через I5+25 лет, после чего способ и схема вскрытия при желании могут быть целесообразно изменены, если не радикально, то значительно адаптированы к новым естественным и экономическим условиям функционирования шахты. Такое вскрытие получает высший ранг – единицу.

Возникает вопрос, почему в этой ранжировке этажный способ вскрытия является негативным? Дело в том, что мировой опыт, особенно опыт Кузбасса и Центрального Донбасса, показывает крайне труднопреодолимые препятствия к своевременному вскрытию новых этажей. На сегодняшний день половина шахт Кузбасса оказалась без вскрытых запасов, так как заблаговременное вскрытие не было осуществлено по ряду причин, не зависящих от отрасли: ограниченные плановые придержки финансирования, ограниченные материально-трудовые ресурсы подрядных строительных организаций, организационные трудности совмещения во времени углубочно-проходческих и добычных работ на действующем горизонте и т.д.

Таблица 9

Дифференцированные ранги (цифры в ячейках) альтернативных проектных решений по их критериальной предпочтительности

№№ пп	Критериальное требование к строительным и эксплуатационным свойствам объекта	Символ	Подсистемы шахты и ее альтернативы								
			Символы вентил.-вспомогательного комплекса вскрытия по табл.7.						Способ подготовки свиты		
			$П_1$	$П_2$	$П_3$	$П_4$	$П_5$	$П_6$	Разд. $Г_3$	Груп. $Г_1$	Объед. $Г_2$
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2
I.	Наименьшее количество ступеней (перегрузок, родов транспорта) грузоперевозок	$У_1$	-	-	-	-	-	-	3	2	I
2.	Минимум капиталовложений в сеть выработок	$У_2$	6	5	3	4	2	I	2	3	I
3.	Максимальная возможность реконструкции без помех эксплуатационной деятельности шахты	$У_3$	6	4	3	5	2	I	2	I	3
4.	Минимум материальных ресурсов для зданий и сооружений на дневной поверхности	$У_4$	I	3	5	2	4	6	нет связи		
5.	Минимум объема горных работ будущих лет	$У_5$	I	2	5	3	4	6	3	2	I
6.	Наибольшая надежность подсистемы (резервы), малооперационность	$У_6$	6	5	3	4	2	I	3	2	I
7.	Минимум потерь угля в недрах и сохранение его качества	$У_7$	I	2	5	3	4	6	2	I	3

Продолжение табл. 9.

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2
8.	Наименьшее обременение шахты поддержанием выработок (полевая подготовка, безремонтное содержание, обратный ход)	y_8	6	3	2	5	4	I	2	3	I
9.	Минимум дополнительных вскрывающих выработок	y_9				слабая корреляция			I	2	3
I0.	Максимальная концентрация горных работ	y_{I0}				- " -			2	I	3
II.	Наиблагоприятные возможности изменения способа подготовки при воспроизводстве фронта горных работ	y_{II}	6	4	I	5	3	2	3	2	I
I2.	Наипростейшая схема проветривания технологического участка	y_{I2}				не соотносится			I	2	3
I3.	Минимальная зависимость очистных и подготовительных работ	y_{I3}	6	4	3	5	2	I	3	2	I
I4.	Минимальная протяженность путей доставки людей и оборудования на эксплуатационном технологическом участке	y_{I4}				не соотноситоя			I	2	3
I5.	Минимальнй срок строительства и освоения мощности шахты	y_{I5}	I	3	2	5	4	6	2	3	I
I6.	Степень использования гравитационных сил в транспорте и водоотливе	y_{I6}				не соотносится			не соотносится		

Продолжение табл. 9.

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2
I7.	Максимальное оставление породы в шахте	$У_{I7}$	не соотносится						не соотносится		
I8.	Максимальная независимость очистной выемки от магистрального транспорта и наоборот	$У_{I8}$	- " -						3	2	I
I9.	Наиблагоприятные условия для геологического изучения месторождения	$У_{I9}$	2	5	6	I	3	4	3	2	I
20.	Наиблагоприятные условия для использования индустриально поточных проходческих комплексов	$У_{20}$	2	5	6	I	3	4	2	I	3

Примечание. Перечень критериальных требований (столбец 2) рассчитан на все подсистемы (процессы) в шахте, имеет единую идентификацию $У_i$, хотя с некоторыми подсистемами не соотносится.

Кроме того, для обеспечения постоянной стабильной добычи шахты, по причине затухания и развития на каждом новом горизонте, фактически горные работы и шахтный подъем проводятся с 2-х горизонтов одновременно, а, например, на шахте "Коксовая - I" мощностью I,8 млн.т/год на 3-х этажах при одновременной работе 50-ти магистральных электровозов и I0-I5 участковых вентиляторов.

Такую производственную ситуацию этажного вскрытия в указанном аспекте организационно-технических трудностей никоим образом нельзя уравнять с облегченными условиями вскрытия капитальным квершлагом, когда все основные горнокапитальные работы по проекту начального строительства осуществляются специализированной подрядной шахтостроительной организацией и один раз для всего срока службы предприятия.

Поэтому этажный способ вскрытия получает менее предпочтительный оценочный ранг относительно вскрытия капитальным квершлагом; однако погоризонтный способ вскрытия по своим организационно-техническим достоинствам лучше вскрытия одним капитальным квершлагом и потому получает повышенный ранг.

Рассмотрим иное свойство ингредиентов технологической схемы шахты, скажем, - возможность концентрации горных работ, которую классифицируем по трем маркирующим рангам:
I - большая концентрация, 2 - умеренная или нейтральная, 3 - концентрация технически затруднена и не вытекает из геометрической сущности технологической схемы; $I > 2 > 3$, где обозначение ($>$) есть предпочтение.

Так, раздельная подготовка свиты пластов несовместима с идеей концентрации, ибо шахта в этом случае имеет автономные цеховые службы (вспомогательно-обслуживающие процессы) на каждом шахто-пласте. Очевидно, такой уровень концентрации негативный с низшей ранговой оценкой.

Если все пласты подготовить посредством одного концентрационного штрека с выходом на каждый пласт через (участковый) промежуточный квершлаг, то такое решение получает высший ранг оценки.

Очевидно, групповая подготовка свиты в виде 2-3-х последо-

вательно функционирующих откаточных штреков и присущих этим штрекам более коротких промежуточных квершлагов составляет средний уровень концентрации, как бы нейтральный, с рангом средней предпочтительности.

Подобным образом предлагается вынести ранговые оценки свойствам каждого конструктивного элемента (ингредиента) образа топологии сети выработок шахты, как это показано в табл.9.

Задача состоит в ранжировании альтернатив (одного технологического предназначения) по совокупности многих (m) критериальных качественных требований.

Такая задача решается методом групповых экспертных оценок / I5, стр.67-9I /, / I6, стр.72-86 / с попарным сравнением степени предпочтительности альтернатив. Сущность метода попарных сравнений раскрывается на следующем примере.

Из табл. 9 выписаны ранги альтернатив по требованию минимальных капиталовложений (Y_2):

Альтернативы горизонтальной схемы вскрытия, Π_i	Π_1	Π_2	Π_3	Π_4	Π_5	Π_6
Экспертные ранги, R_i	6	5	3	4	2	1

Строится матрица по требованию Y_2 :

$\|nn\|_{y_i} =$

Π_i	i =I	2	3	4	5	6
i=I	6~6 / I	6<5 / 0	6<3 / 0	6<4 / 0	6<2 / 0	6<I / 0
2	5>6 / I	5~5 / I	5<3 / 0	5<4 / 0	5<2 / 0	5<I / 0
3	3>6 / I	3>5 / I	3~3 / I	3>4 / I	3<2 / 0	3<I / 0
4	4>6 / I	4>5 / I	4<3 / 0	4~4 / I	4<2 / 0	4<I / 0
5	2>6 / I	2>5 / I	2>3 / I	2>4 / I	2~2 / I	2<I / 0
6	I>6 / I	I>5 / I	I>3 / I	I>4 / I	I>2 / I	I~I / I

Рассмотренная матрица $\|\Pi\Pi\|$ для $У_2$ заполняется булевыми переменными:

I – если альтернатива Πi левого вектора-столбца при попарном сравнении с конкурирующей альтернативой верхнего вектора – строки имеет более высокий ранг $R_i \succ R_{i+1}$, либо они тождественны $R_i \sim R_{i+1}$; 0 – если наоборот, $R_i \prec R_{i+1}$.

Здесь по табл.9 в числителе каждой ячейки матрицы записан итог попарного сравнения рангов, а в знаменателе – соответствующая булевая.

Подобным образом строятся m матриц для всех критериальных требований $У_j$, где $j = 1,2,3 \ldots m$. Далее для $У_j$ и подсистемы П построены еще II матриц $\|\Pi\Pi\|$ согласно табл. 9:

$У_3$

I	0	0	0	0	0
I	I	0	I	0	0
I	I	I	I	0	0
I	0	0	I	0	0
I	I	I	I	I	0
I	I	I	I	I	I

$У_4$

I	I	I	I	I	I
0	I	I	0	I	I
0	0	I	0	0	I
0	I	I	I	I	I
0	I	I	0	I	I
0	0	0	0	0	I

$У_5$

I	I	I	I	I	I
0	I	I	I	I	I
0	0	I	I	0	I
0	0	I	I	I	0
0	0	I	0	I	0
0	0	0	0	0	I

$У_6$

I	0	0	0	0	0
I	I	0	0	0	0
I	I	I	I	0	0
I	I	0	I	0	0
I	I	I	I	I	0
I	I	I	I	I	I

$У_7$

I	I	I	I	I	I
0	I	I	I	I	I
0	0	I	0	0	I
0	0	I	I	I	I
0	0	I	0	I	I
0	0	0	0	0	I

$У_8$

I	0	0	0	0	0
I	I	0	I	I	0
I	I	I	I	I	0
I	0	0	I	0	0
I	0	0	I	I	0
I	I	I	I	I	I

$У_{II}$

I	0	0	0	0	0
I	I	0	I	0	0
I	I	I	I	I	I
I	0	0	I	0	0
I	I	0	I	I	0
I	I	0	I	I	I

$У_{I3}$

I	0	0	0	0	0
I	I	0	I	0	0
I	I	I	I	0	0
I	0	0	I	0	0
I	I	I	I	I	0
I	I	I	I	I	I

$У_{I5}$

I	I	I	I	I	I
0	I	0	I	I	I
0	I	I	I	I	I
0	0	0	I	0	I
0	0	0	I	I	I
0	0	0	0	0	I

y_{19}

I	I	I	0	I	I
0	I	I	0	0	0
0	0	I	0	0	0
I	I	I	I	I	I
0	I	I	0	I	I
0	I	I	0	0	I

y_{20}

I	I	I	0	I	I
0	I	I	0	0	0
0	0	I	0	0	0
I	I	I	I	I	I
0	I	I	0	I	I
0	I	I	0	0	I

Предлагаемая расчетная система предусматривает построение экспертами матрицы $\|yy\|$ одних критериальных требований, безотносительно к технологическому звену, в ячейках которой эксперты выставляют булевые попарного сравнения каждого критерия y_j вектора-столбца с критериями вектора-строки:

I – если $y_j \succ$ или $\sim y_{j+1}$,

0 – если $y_{j+1} \succ y_j$,

где " $\succ$ " есть знак приорита по степени ответственности критерия за оптимальный исход поиска.

y_j	y_2	y_3	y_4	y_5	y_6	y_7	y_8	y_{11}	y_{13}	y_{15}	y_{19}	y_{20}	Σ_j	q_j *вес* y_j
y_2	I	I	I	I	I	I	I	I	I	I	I	I	I2	0,I303
y_3	0	I	0	I	I	I	0	I	0	0	I	0	6	0,0652
y_4	0	I	I	I	I	I	I	I	I	I	I	0	I0	0,I088
y_5	0	I	0	I	I	0	0	I	0	0	I	0	5	0,0544
y_6	0	I	0	I	I	I	0	I	I	0	I	0	7	0,076I
y_7	0	0	0	I	0	I	0	I	0	0	I	0	4	0,0435
y_8	I	I	I	I	I	I	I	I	I	0	I	I	II	0,II95
y_{11}	0	I	0	I	I	0	0	I	0	0	I	0	5	0,0544
y_{13}	0	I	0	I	I	I	0	I	I	0	I	0	7	0,076I
y_{15}	I	I	I	I	I	I	I	I	I	I	I	I	I2	0,I303
y_{19}	0	0	0	0	0	0	0	I	I	0	I	0	3	0,0326
y_{20}	I	I	I	I	I	I	0	I	I	0	I	I	I0	0,I088
											Σ		92	

Здесь сумма булевых по вектору-строке, будучи разделенная на полную сумму булевых (92) по всей матрице $|УУ|$, рассматривается "весом q" каждого критериального требования $У_j$, как степени согласованности экспертных оценок, присвоенных экспертами каждому $У_j$.

Заключительным этапом группового экспертного ранжирования альтернатив являются два последовательных вычисления: I) булевые переменные всех "m" матриц $|ПП|_j$, где j=I,2,3 .. m, умножаются на соответствующий критерию $У_j$ вес q_j, а полученные дроби складываются и записываются в одноименную ячейку новой обобщающей матрицы $|ПП|_{\Sigma У}$, то есть каждая ячейка обобщающей матрицы получает запись $\sum_j^m R_{ij}\, q_j$, которая и трансформируется в булевые по правилу:

I - если $\sum_j^m R_{ij}\, q_j$ больше или равна 0,5;

0 - если $\sum_j^m R_{ij}\, q_j$ менее 0,5.

Для ведомого здесь примера (m=I2; n=6; объект - П - горизонтальная схема вскрытия из 6 альтернатив по табл.7) обобщающая матрица $|ПП|_{\Sigma У}$ с групповой оценкой по комплексу всех критериев будет:

$|ПП|_{\Sigma У}$ =

$П_1$	I	0	0	0	0	0	I
$П_2$	I	I	0	I	0	0	3
$П_3$	I	I	I	I	0	0	4
$П_4$	I	0	0	I	0	0	2
$П_5$	I	I	I	I	I	0	5
$П_6$	I	I	I	I	I	I	6

В принятых обозначениях сумма булевых переменных по вектору-строке обобщающей матрицы $|ПП|_{\Sigma У}$ позволяет ранжировать альтернативы так (чем больше сумма по строке, тем выше приоритет):

$$П_6 \succ П_5 \succ П_3 \succ П_2 \succ П_4 \succ П_1 .$$

Каждое технологическое звено (подсистема) шахты имеет свою степень сильности воздействия на себестоимость добычи I т угля, при этом размерность этой степени сильности выражена долей единицы, как парциальной частью целого. Поэтому сумма весов по всему кругу учтенных технологических звеньев равна единице. На старте расчетной системы показатель сильности технологического звена принимается по статистическим данным горнопромышленного региона / 6 /, как показано в приложении № 7 , а именно:

I-я (высшая) степень сильности ($\approx 0{,}3$) присуща топологии технологического участка:

2-я степень для способа группирования пластов;

3-я степень для вертикальной схемы вскрытия, характера квершлажных работ и направления доставки грузов по линии падения пластов;

4-я степень - деление горного отвода на блоки и вентиляционные секции (схема проветривания);

5-я степень (низшая) сильности для способа проветривания.

В стадии проектирования шахты прогноз физико-геологических условий ведения горных работ, достоверности балансовых запасов и кондиций на уголь, стоимостных параметров на шахтные процессы, имеет вероятность 0,7÷0,8 (шансы предугадывания) по ходу времени на 15÷20 лет.

Кроме того, мировая практика шахтного производства выработала в качестве полной формы технического перевооружения действующих шахт их реконструкцию с периодичностью - тоже I5-20 лет. Поэтому в проекте реализуется идея поэтапного проектирования первой (начальной) и второй (будущих лет) ступени вскрытия. При этом проектные решения по I ступени вскрытия наиболее ответственны за поиск предпочтительной топологии сети выработок шахты на все 30-40 лет ее жизнедеятельности.

Принимая во внимание трехмерное упорядочение технологических звеньев (конструктивных ингредиентов) шахты (ступени вскрытия, степень сильности звеньев и ранг предпочтительности альтернатив звена), составляется по образцу табл. I0 "банк данных для формирования шахтовариантов" (стартовой генерации, поскольку на последующих циклах вычислений каждый цикл завершается

Таблица I0

Банк технологических проектных характеристик для формирования шахтовариантов

№№ ш	Технологические сосуществующие звенья шахты	Степень сильности	Символ	Альтернативы технологического звена по ранговым местам 1 : 2 : 3 : 4 : 5 : 6	Число вариантов (сочетаний)
	II ступень вскрытия				
I.	Способ проветривания ($С_I$ – комб., $С_2$ – всас.)	У	С	$С_I$ $С_2$	2
2.	Секционность вскрытия и проветривания по табл.7.	IУ	П	$П_6$ $П_5$ $П_3$ $П_2$ $П_4$ $П_I$	I2
3.	Способ группирования пластов (групповой $Г_I$, раздельный $Г_3$ и объединенный $Г_2$):	Ш	Г	$Г_I$ $Г_3$ $Г_2$	36
4.	Угольный вскрывающий комплекс по табл.7	П	В	$В_4$ $В_5$ $В_I$ $В_3$ $В_2$ –	I80
5.	Технологический участок по табл.8.	I	Т	$Т_4$ $Т_I$ $Т_2$ $Т_5$ $Т_3$ –	900
	I ступень вскрытия				
6.	Способ проветривания			$С_2$ $С_I$	I800
7.	Секционность вскрытия и проветривания			$П_2$ $П_5$ $П_3$ $П_6$ $П_4$ $П_I$	I0800
8.	Способ группирования			$Г_I$ $Г_3$ $Г_2$	32400
9.	Угольный вскрывающий комплекс			$В_4$ $В_5$ $В_I$ $В_3$ $В_2$ –	I62000
I0.	Технологический участок			$Т_4$ $Т_I$ $Т_2$ $Т_5$ $Т_3$	8I0000

Примечание к табл.I0. В состав опорного экспертно-предпочтительного шахтоварианта входят альтернативы левого столбца вектора

" $С_I$ – $П_6$ – $Г_I$ – $В_4$ – $Т_4$ – $С_2$ – $П_2$ – $Г_I$ – $В_4$ – $Т_4$"

новыми улучшенными, формально более строгими генерациями банка данных).

Начальный и последующие банки данных для формирования образца шахты подчинены правилу построения (размещения технологических звеньев):

технологические звенья - сосуществующие компоненты образа шахты размещаются сверху-вниз от менее сильного (менее ответственного) к более сильному;

альтернативы технологических звеньев размещаются слева - направо таким образом, чтобы менее предпочтительные находились справа каждой вектора-строки таблицы-банка.

Полученный таблица-банк упорядоченных данных в виде набора проектных решений раздельно по каждому технологическому звену позволяет формировать (делать композиции) множество технологических образов шахты, которые подлежат эскизированию, разметке линейных параметров и интенсивности нагрузки всех выработок данного образа сети, а на этой основе численной экономической оценке посредством реализации макро-экономической экспресс-модели.

4.3. Макроэкономическая экспресс-модель оценки шахтоварианта

Для оценки технологического образа шахты в качестве критерия принимается баланс затрат по следующим направлениям:

проведение протяженных горных выработок вскрытия, подготовки шахтного поля и его частей до нарезных выработок включительно, но без учета затрат по лаве;

проведение камерных выработок: сопряжений, машинных залов, складов, водосборников и других подземных сооружений технологического и вспомогательного обслуживающего назначения, непосредственно связанных с шагом вскрытия месторождения;

транспортные расходы по перемещению угля, породы, закладки, людей, материалов, воды;

потери угля (как рентная недоимка);

условно-постоянные расходы в период развития и затухания угледобычи на технологическом участке, транспортном горизонте и шахте;

поддержание горных выработок;

прокатная оплата капиталовложений в горные выработки, здания и сооружения промышленных площадок блоковых стволов.

Оценка названных выше объектов и процессов осуществляется суммарно за срок службы горизонта (этажа) вскрытия в дисконтированном виде и соотносится к промышленным запасам этого горизонта. Так возникает экономический критерий U, руб/т, приведенных затрат, получаемых реализацией макроэкономической модели шахтоварианта.

Прокатную оплату задействованных инвестиций и дисконтирование затрат осуществляют по формулам приложения 2 сообразно роду выработки, объекта и процесса.

Вводятся обозначения:

ℓ – средняя длина выработки в поддержании, м;

$\varphi\ell$ – полная длина выработки в проходке, м;

q – затраты на транспортирование угля, породы, закладки, людей, материалов, руб/м на I т угля, перемещаемого по выработке i-той категории (см. Приложение 6);

r – затраты на поддержание, руб/м^3 в год;

a – годовая нагрузка углепотоком i- ой выработки;

mS – суммарная площадь поперечного сечения выработки для пропуска воздуха одной дуги графа сети с оптимальной скоростью (см. Приложение 6);

C_v – стоимость камерных выработок;

$П$ – стоимость объектов технологического комплекса, подлежащих учету;

k_o – стоимость I м^3 проведения выработки;

τ – отдаление года проведения выработки от базового года, лет;

T – срок службы, лет;

ε_j – годовой темп снижения затрат i- того вида ($j=1$ – подземный транспорт и поддержание; $j=2$ – проведение выработок), предрассчитывается дифференцированно по роду затрат, как показано в табл. II приложения 2.

В принятых обозначениях макроэкономическая экспресс-модель оценки шахтоварианта имеет структуру $U = S : Z$, где

Z – промышленные запасы I и II ступени вскрытия, но не менее чем на 25–30 лет функционирования шахты;

S – сумма затрат за период экономической оценки шахтовариантов с учетом фактора времени (дисконтирования и прокатной оплаты фондов).

$$S = C_V \mathcal{J}_V G_V + \Pi \mathcal{J}_\Pi G_\Pi + \sum^{по\ сети} \left(\alpha \ell_q G_q + \ell_m S_r G_r^{\circ}\right) i +$$

$$+ \sum^{по\ сети} \left(\frac{\varphi \ell_m S k_o}{(1+\varepsilon)^\tau} \mathcal{J}_K G_K\right) i + U_P + U_R \ , \ руб \ .$$

Здесь и далее:

$\mathcal{J}$ – оператор прокатной оплаты инвестиций в i-ю выработку, пройденную в τ-ом году от базового года (см. рабочие формулы по приложению № 2);

G – интегрирующий оператор дисконтирования, который исчисляется по формуле

$$G = \int_{\tau}^{\tau+T} \frac{dt}{(1+\varepsilon)^t} = \frac{1}{\varepsilon} \cdot \frac{1}{(1+\varepsilon)^\tau} \left[1 - \frac{1}{(1+\varepsilon)^T}\right] ;$$

U_P – затраты периода развития горных работ по нормативам МУП СССР и Госстроя СССР;

U_R – рентная оценка безвозвратно потерянного угля в целиках, обусловленных системой вскрытия и подготовки шахтного поля.

4.4. Выбор предпочтительного технологического образа сети горных выработок шахты.

Множество допустимых N^m образов сети выработок синтезируется по $j = 1,2,3 \ldots N$ подсистемам и $i = 1,2,3 \ldots m$ модификаций этих подсистем; так возникает матрица $|ij|$ формирования образов типа табл.10.

В каждой ij – той ячейке матрицы $|ij|$ назначен определенный конструктивный ингредиент модели сети выработок. Вводится правило построения матрицы $|ij|$ формирования шахтовариантов:

1) размещение ингредиентов (альтернативных технологических звеньев - подсистем) слева - направо по признаку их предпочтительности, установленной методом экспертных оценок;

2) размещение технологических звеньев - подсистем шахты в зависимости от степени их воздействия на себестоимость добычи 1 т угля согласно статистическим данным; при этом малоответственные подсистемы (конструктивные элементы сети выработок) размещаются в верхних строках (эшелонах), а более ответственные - в нижних эшелонах.

При такой упорядоченной (ранжированной) записи элементов, формирующих технологический тип шахты, все первые (левые) ячейки всех N строк описывают своим сочетанием опорный шахтовариант, например, по I ступени вскрытия:

$$C_I - П_6 - Г_I - В_2 - Т_4 ,$$

которые могут и должны войти в граф сети выработок с показом на ребрах этого ориентированного графа количественных размеров всех параметров ($\ell, \tau, \gamma, \varphi, mS$), образующих экспресс-модель экономической оценки (U , руб/т) данного образа шахты. Оценка затрат U , выявленная для опорного шахтоварианта, записывается единственный раз и только в ячейку C_1 .

После изготовления нового графа сети для проектных решений, означенных в ячейках "$C_2 + П_6 + Г_I + В_2 + Т_4$", реализация экспресс-модели повторяется, а ее новая оценка U записывается в ячейки C_2 и $П_6$.

Предпочтительным элементом по строке С будет та ячейка, которой присуща наименьшая оценка, например U_{C2} .

Именно конструктивный элемент C_2 впредь рассматривается неизменным и обязательным во всех последующих формированиях образа шахты.

Третий, 4-ый, 5-й, 6-ой, 7-ой эскиз (граф) сети выработок разрабатывается в описаниях технологических звеньев, содержащихся в ячейках:

$C_2 + П_5 + Г_I + В_2 + Т_4$ . . . . . .3-й образ

$C_2 + П_3 + Г_I + В_2 + Т_4$ . . . . . .4-й образ

$C_2 + П_2 + Г_I + В_2 + Т_4$ . . . . . .5-й образ

$C_2 + П_4 + Г_I + В_2 + Т_4$ . . . . . .6-й образ

$C_2 + П_I + Г_I + В_2 + Т_4$ . . . . . .7-й образ

Для всех этих шахтовариантов с разными модификациями вентиляционного комплекса ($П_l$) выявляются экономические оценки U и записываются в соответствующие ячейки строки "П". В ряду оценок строки "П" выявляется наименьшая оценка, которая показывает предпочтительное проектное решение о секционности, например, $П_5$; при этом оценка ячейки $П_5$ записывается и в $Г_I$.

Для исследования последующего звена (строки "I") эскизируются технологические образы сети в описании (композиции) альтернатив:

$C_2 + П_5 + Г_3 + В_2 + Т_4$ . . . . . 8 образ

$C_2 + П_5 + Г_2 + В_2 + Т_4$ . . . . . 9 образ

Сопоставлением оценок в ячейках $Г_I - Г_3 - Г_2$ выявляется предпочтительная из их по минимальному значению U, например, $Г_I$.

При исследовании альтернатив строки "В" – вскрывающего комплекса – в формирование сети вовлекаются вышележащие ячейки $C_2 + П_5 + Г_I$, получившие наименьшие оценки по макроэкономической модели, и нижележащие опорно-стартового шахтоварианта.

Из 810 000 возможных сочетаний оцениваются в указанном порядке 17 шахтовариантов, в результате чего выявляется один предпочтительный шахтовариант, например, описываемый ячейками банка $C_2 + П_5 + Г_I + В_3 + Т_4$, который и является опорным проектным решением для построения нового банка данных, используемых во втором цикле вычислений по указанной выше стратегии.

Для каждой строки табл.10 возникает m дискретных значений целевой функции $U = \varphi(C, П, В, Г, Т)$, которая дифференцируется посредством центральных формул численного дифференцирования / II, стр.48 /:

а) для трех ячеек (i = I,2,3) в строке j

$$\frac{\partial |U|}{\partial j} d_j = 0{,}5\,(U_{max} - U_{min})_j ,$$

то есть полуразность граничных значений критерия U ;

б) для четырех ячеек (i = I,2,3,4)

$$\frac{\partial |U|}{\partial j} d_j = \frac{1}{12} U_4 + \frac{3}{4} U_3 - \frac{3}{4} U_2 - \frac{1}{12} U_1 ,$$

где $U_1 < U_2 < U_3 < U_4$;

в) для пяти и более ячеек ($m \geq 5$) применяется центральная формула Стирлинга

$$\frac{\partial |U|}{\partial j} d_j = \frac{1}{\Delta j} \left(\Delta U_{1/2} - \frac{1}{6} \Delta^3 U_{3/2} + \frac{1}{30} \Delta^5 U_{5/3} \ldots \right).$$

Показатель степени сильности j-того конструктивного элемента β_j рассчитывается на основе частных производных по формуле

$$\beta_j = \frac{\frac{\partial U}{\partial J} d_j}{\sum_j^N \frac{\partial U}{\partial_j} d_j} ,$$

где N - число групп конструктивных элементов, обязательных для формирования композиционной модели (образа) объекта (число строк табл.I0 - банка данных).

Сумма весов по всем строкам банка данных равна единице $\sum_N \beta_j = I$, что и позволяет после каждого цикла вычислений перестраивать (перетасовывать вверх - вниз) строки банка соответственно их весам β_j . Важное значение имеет свойство "инерционности" некоторых конструктивных элементов, состоящее в том, что они, хотя и обусловливают большую парциальную компоненту β_j критерия U_j , но имеют коэффициент вариации

$$V_j = \left(\frac{\sigma}{\bar{U}}\right)_j \leq 0{,}09,$$

где 0,09 - точность технико-экономических расчетов в горном проектировании в качестве порога существенности.

Здесь и далее $\bar{U}_j$ - медиана ячейковых оценок в j-той строке ингредиента, σ - стандарт ряда оценок $U_{1j}, U_{2j}, U_{3j} \ldots U_{mj}$ той же строки. Очевидно, при $V_j \leq 0{,}09$ конструктивный элемент

j -тый практически не причастен к поиску предпочтительного шахтоварианта и во всех последующих циклических вычислениях заменяется некоторым неизменным, прогрессивным по его сущности, проектным решением. Наоборот, при $\nu_j > 0{,}09$ данный конструктивный ингредиент продолжает участие в формировании шахтовариантов в последующих циклах вычислений.

На выходе I-го цикла вычислений выявляются новые веса строк банка данных (β_j), причастность либо непричастность отдельных конструктивных ингредиентов ($\nu_j \leq 0{,}09$), а также предпочтительный шахтовариант 2-ой генерации. На основе этой информации банк данных для формирования перестраивается по требованиям: наиболее весомые ингредиенты (строки банка) размещаются в нижних эшелонах банка, модификации ингредиентов переписываются в строку по экономической предпочтительности слева направо, а на первые левые ячейки улучшенного банка накладываются проектные решения, составившие после I-го цикла вычислений 2-ю генерацию шахтоварианта.

В изложенном выше порядке выявляется 3-я, затем 4-я и т.д. генерации предпочтительного шахтоварианта.

После каждого стереотипного цикла реализации расчетной системы необходимо каждый конструктивный ингредиент проверять на снижение энтропии информации, привносимое данным ингредиентом в процесс распознавания предпочтительного образа объекта.

Предположим, j -тый ингредиент развитый в "m" признаков (модификаций) получил после N циклов вычислений на N разных банках следующие оценки U_{ij} экспресс-модели:

Признаки (i) . . .	I	2	3	4.....	m
Оценки I цикла, руб/т	U_{11}	U_{12}	U_{13}	U_{14}	U_{1m}
То же в рангах предпочтительности	2	I	4	m	5
Оценки 2 цикла, руб/т	U_{21}	U_{22}	U_{23}	U_{24}	U_{2m}
То же в рангах	2	3	I	5	6

. . . . . .

Оценки N-го цикла	U_{N1}	U_{N2}	U_{N3}	U_{N4}	U_{Nm}
То же в рангах	2	I	4	m	3
Ранг с наибольшей частотой	2	3	I	3	I
Число повторений ранга с высшей частотой	r_I	r_2	r_3	r_4	r_m

Далее используется формула энтропии информации для 2-х, 3-х, ..., N кратных циклов распознавания предпочтительного конструктивного элемента; так, энтропия для двух циклов

$$Э_{I\text{-}2} = -\sum_{i}^{m}\left(\frac{r}{2}\,\ell_n\,\frac{r}{2}\right)_i \quad ;$$

трех циклов $$Э_{I\text{-}3} = -\sum_{i}^{m}\left(\frac{r}{3}\,\ell_n\,\frac{r}{3}\right)_i \quad ;$$

N циклов $$Э_{I\text{-}N} = -\sum_{i}^{m}\left(\frac{r}{N}\,\ell_n\,\frac{r}{N}\right)_i \quad .$$

Число необходимых повторений (циклов) реализации расчетной системы устанавливается на основе метода экспертных оценок с тем условием, что в качестве эксперта квалифицируется каждый цикл вычислений. Метод экспертных оценок позволяет принять предпочтительное решение формально-расчетным путем в условиях начально неопределенной ситуации. Решение возникает тогда, когда последующий цикл не дает заметного снижения энтропии $Э_{I+K} \simeq Э_K$;

такой итог рассматривается исчерпанием разрешающей способности расчетной системы, стимулируемой данным конструктивным элементом j. Конструктивный элемент j, исчерпавший свою стимулирующую роль в распознавании предпочтительного образа объекта, исключается из процесса комбинаторики и заменяется в последующих циклах вычислений некоторой одной наиболее экономичной и технически предпочтительной его модификацией.

Так, в каждом последующем цикле вычислений осуществляются два процесса:

а) уточняются степени сильности каждого конструктивного элемента, сообразно этой сильности происходит передвижка элементов; вверх – более слабо и вниз – более сильно воздействующие на критерий U .

По коэффициенту вариации оценок U_{ij} некоторые строки заменяются одним проектным решением, сокращая тем самым число вариантов в последующих циклах вычислений ;

б) при стабилизации энтропии информации j –того конструктивного элемента, таковой так же заменяется одной предпочтительной модификацией этого элемента, как окончательно принятым проектным решением, чем многократно уменьшается последующее число оцениваемых вариантов образа.

Делается вывод, что метод направленного поиска предпочтительной композиционной модели (образа) объекта характерен:

ранжированным собранием элементов в банке, благодаря чему достоверность выявления и сила аргументации в поисках нарастают с каждой исследованной строкой – вектором банка, а также с каждой новой генерацией предпочтительного образа. Такой эффект методики можно квалифицировать как способность предлагаемой расчетной системы к самонаведению на цель поиска группы предпочтительных конструктивно-технологических образов шахты;

многократным использованием алгоритмов и калькуляций расходов (критерия) по отдельным процессам и объектам шахты путем их сочетания в общую модель, что легко достигается программой-диспетчером при блоковом программировании элементов расчетной системы. Все это может и должно войти в процедуру АСОП-автоматизированной системы оптимального проектирования;

научной обоснованностью изложенных принципов, навеянных современной теорией распознавания образов, – таксономией;

возможностью преодолеть скрытность глобальной модели (перебор 80–800 тыс.шахтовариантов), у которой остается вне контроля проектировщиков и государственной экспертизы взаимообусловленность факторов и причинность того или иного выхода решаемой модели.

В настоящее время научный задел недалекого прошлого в области формализации локальных звеньев технологической цепи

шахты в ходе увлечения глобальными моделями используется далеко не в полной мере. В предлагаемой методике он получает самое широкое внедрение, позволяя свести затраты времени и средств на формирование экспресс-моделей к минимуму; применение же ЭВМ освобождает проектировщика от ручного счета и слабо аргументированных проектных решений по технологической схеме разработки месторождения.

ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ КАПИТАЛЬНЫХ ВЛОЖЕНИЙ
(по "Ростовгипрошахту", 1975 г.)

№ п/п	Наименование глав, объектов работ	Расчетные формулы
I	2	3
	ГЛАВА I. ПОДГОТОВКА ТЕРРИТОРИИ СТРОИТЕЛЬСТВА	
I	Освоение территории строительства	
	а. Строит. работы	$0.0001 2 . A^{1,693} : n_g^{0,933}$
	в. Прочие затраты	$17,12-2,83S -0,004A +0,161S^2+0,3 . 10^{-5} A^2$
2	Затраты на изъятие земель	$1,194 (\sum_{i=1}^{n} S_i)^{1,819}$
	ГЛАВА II. ОБЪЕКТЫ ОСНОВНОГО ПРОИЗВОДСТВЕННОГО НАЗНАЧЕНИЯ	
3	Вскрытие месторождения	
	Гл. ствол. Горн. работы	$-2645,2 + 467,94 \cdot d + 3,34 \cdot H$
	Вспом.ствол.Горн. работы	$-4147,06 + 788,58 d_1 + 1,80 H_1$
4	Околоствольный двор с сопряжениями и техника безопасности.	
	а. Горн работы	$1,304 . A^{1,013}$
	в. Монтажные работы с. Оборудование	} При A = 0,6 ÷ 4,0 млн.т. в год 30 – 40 тыс.руб.
5	Квершлаги (полевые штреки)	$0,194 . f^{0,378} . l^{1,07}$
6	Подготовка шахтного поля	$46,31 . A^{0,468} . Q^{0,277} . m^{0,337}$
7	Подготовка линии очистного забоя	$0,006 . m^{-1,012} . A^{1,808}$
8	Оборудование подготовительных забоев	
	а. Монтажные работы	$0,173 (K^{OB})^{0,955}$
	в. Оборудование	$10,566 . n_1^{-0,496} . D^{0,586}$
9	Оборудование и монтаж очистных забоев	
	а. Монтажные работы	$0,0022 A_l^{0,926} . n_2^{0,478} . f^{0,921}$
	в. Оборудование	$0,126 A_l^{1,138} . n_2^{0,944}$
I0	ОТКАТКА В ШАХТЕ	
	а. Горные работы	$-198,1+0,618 . A-15,28 \gamma +72,92 . L$
	в. Монтажные работы	$0,029 . A^{1,295}$
	с. Оборудование	$0,662 . A^{0,884} . \gamma^{0,466}$
II	Блок главного ствола (башенные копры)	
	а. Горные работы	$0,0057 V_3^{0,36} . H^{1,646} . n_3^{1,626}$
	в. Строит. работы	$-5016,25 + 626,74 d + 2,04 H + 34,74 \cdot V_2$
	с. Монтажные работы d. Оборудование	} $1,794 \cdot h_1^{1,218} . V_3^{0,402}$

1	2	3
12	Блок вспомогательного ствола	
	а. Строительные работы	$2481{,}79 - 33{,}36 \cdot V_3^1 + 1{,}34 \cdot H_1 - 658{,}41 \cdot n_4$
	в. Монтажные работы с. Оборудование	$265{,}36 \cdot h_2^{-1{,}096} \cdot H_1^{1{,}017} \cdot n_4^{-0{,}549}$
	d. Горные работы	$-303{,}168 + 2{,}62 \cdot H_1 + 934{,}72 \cdot n_4$
13 14	13 и 14 – блоки зданий и сооружений главного и вспомогательного стволов при обычных копрах.	
15	ПОГРУЗОЧНО-СКЛАДСКОЕ ХОЗЯЙСТВО	
	а. Строительные работы	$-390{,}63 + 0{,}66 \cdot A$
	в. Монтажные работы	$0{,}0016 \cdot A^{1{,}444}$
	с. Оборудование	$0{,}0463 \cdot A^{1{,}13}$
16	ПОРОДНОЕ ХОЗЯЙСТВО	
	а. Строительные работы	$-275{,}3 + 177{,}24 \cdot m + 14{,}634 \cdot \ell_6$
	в. Оборудование	$0{,}97 \cdot 10^{-5} \cdot A^{1{,}309} \cdot \ell_6^{2{,}251}$
	с. Монтажные работы	$0{,}1902 \left(K^{об.}\right)^{1{,}014}$
	ГЛАВА II. ОБЪЕКТЫ ПОДСОБНОГО ПРОИЗВОДСТВЕННОГО И ОБСЛУЖИВАЮЩЕГО НАЗНАЧЕНИЯ	
17	ВОДООТЛИВ	
	А. Подземные работы	
	а. Горные работы	$0{,}085 \cdot Q_1^{0{,}717} \cdot H_1^{0{,}729}$
	в. Оборудование	$0{,}0031 \cdot Q^{0{,}656} \cdot H_1^{0{,}919} \cdot n_6^{0{,}608}$
	с. Монтажные работы	$2{,}611 \cdot \left(K^{об.}\right)^{0{,}958}$
	Б. Поверхностные работы	
	а. Строительные работы	$0{,}0038 \cdot Q_1^{1{,}022} \cdot H_1^{0{,}815}$
	в. Монтажные работы с. Оборудование	$Q_1 = 200 \div 400$ м³/час $K = 20 \div 40$ т.р. $Q_1 = 400 \div 800$ -"- $K = 40 \div 60$ т.р. $Q_1 = 800 \div 1000$ -"- $K = 60 \div 80$ т.р.
18	ВЕНТИЛЯЦИЯ: строительные работы	$0{,}022 \cdot Q^{0{,}714} \cdot A^{0{,}692} \cdot q^{0{,}137}$
	а. Горные работы	$0{,}194 \cdot A^{1{,}094}$
	а'. Вентиляционные стволы	$0{,}533 \cdot d_2^{1{,}689} \cdot H_2^{0{,}788}$
	в. Монтажные работы	$2{,}894 + 0{,}285 \cdot K^{об.}$
	с. Оборудование	$0{,}0116 \cdot Q^{1{,}146} \cdot n_{10}^{0{,}399} \cdot A^{0{,}516}$
19	КОНДИЦИОНИРОВАНИЕ ШАХТНОГО ВОЗДУХА	
	а. Строительные работы	$0{,}148 \cdot 10^{-3} \cdot Q^{0{,}971} \cdot H^{1{,}407}$
	в. Монтажные работы	$8{,}056 \cdot n_7^{0{,}589} \cdot Q^{1{,}088}$
	с. Оборудование	$-2121{,}26 + 2{,}047 \cdot Q + 1{,}415 \cdot H + 24{,}452 \cdot P$
20	СКЛАД ВВ. Горные работы	$0{,}515 \cdot A^{0{,}712}$
21	ПОВЕРХНОСТНЫЕ СКЛАДЫ	
	а. Строительные работы	$47{,}413 - 0{,}044 \cdot A + 0{,}0[illegible]0341 \cdot A^2$

I	2	3
	в. Монтажные работы	$-6,95 + 0,582 \cdot K^{об.}$
	с. Оборудование	$34,63 - 0,012 \cdot A + 0,0000079 \cdot A^2$
22	АДМИНИСТРАТИВНО-БЫТОВОЙ КОМБИНАТ	
	а. Строительные работы	$103,44 + 0,456 \cdot A$
	в. Монтажные работы	$0,514 \cdot (K^{об})^{0,735}$
	с. Оборудование	$0,0427 \cdot A^{1,139}$
	ГЛАВА IУ. ОБЪЕКТЫ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО ХОЗЯЙСТВА	
23	ЭЛЕКТРОПЕРЕДАЧА И ПОДСТАНЦИИ	
	а. Горные работы	$0,147 \cdot f^{-0,706} \cdot A^{0,984} \cdot H^{0,367} \cdot Q^{0,31}$
	в. Строительные работы	$0,0029 \cdot A^{0,593} \cdot Q^{1,301}$
	с. Монтажные работы	$0,137 \cdot A^{0,504} \cdot Q^{0,921}$
	d. Оборудование	$0,023 \cdot f^{-0,686} \cdot A^{0,952} \cdot Q^{0,637} \cdot Q_1^{0,475}$
24	ОБЪЕКТЫ ПАРОВОЙ ЭНЕРГИИ	
	а. Строительные работы	$46,32 + 0,366 \cdot Q + 0,8 \cdot V_1$
	в. Монтажные работы	$16,665 + 0,418 \cdot K^{об.}$
	с. Оборудование	$2,089 \cdot Q^{0,332} \cdot V_1^{0,491}$
	ГЛАВА У. ОБЪЕКТЫ ТРАНСПОРТНОГО ХОЗЯЙСТВА И СВЯЗИ	
25	Железнодорожное хозяйство	
	А. Подъездные пути, строит. работы	$65,675 \cdot \ell_1^{0,904} \cdot K^{0,988}$
	Б. Железнодорожная станция	
	а. Строительные работы	$909,04 - 585,33 \cdot n_8 + 0,938 \cdot A - 0,154 \cdot T$
	в. Оборудование	$0,133 \cdot n_8^{3,777} \cdot T^{0,499}$
26	АВТОДОРОГИ, строительные работы	$87,24 \cdot \ell_2^{1,069}$
27	СВЯЗЬ	
	а. Строительные работы	30 ÷ 40 т.р.
	в. Монтажные работы	$2,743 \cdot (K^{об})^{0,945}$
	с. Оборудование	$0,67 \cdot (\ell_3)^{1,315}$
	ГЛАВА УI. ВНЕШНИЕ СЕТИ И СООРУЖЕНИЯ ВОДОСНАБЖЕНИЯ, КАНАЛИЗАЦИИ, ТЕПЛОФИКАЦИИ	
28	ВОДОПРОВОД	
	а. Строительные работы	$15,50 \cdot \ell_4^{0,748} \cdot Q_n^{0,297}$
	в. Монтажные работы	$0,946 \cdot (K^{об})^{0,846}$
	с. Оборудование	$1,010 \cdot \ell_4^{1,072}$
29	КАНАЛИЗАЦИЯ	
	Строительные работы	$9,61 \cdot \ell_5 + 0,715 \cdot П - 11,50$
30	ОЧИСТНЫЕ СООРУЖЕНИЯ ХОЗФЕКАЛЬНЫХ ВОД	
	а. Строительные работы	$27,576 \cdot Q_3^{0,61}$
	в. Монтажные работы	$0,546 + 0,707 \cdot K^{об.}$
	с. Оборудование	$0,4386 \cdot Q_3^{0,956}$

I	2	3
31	ТЕПЛОФИКАЦИЯ, строительные работы	$0{,}1042 \cdot Q^{0{,}948} \cdot V_i^{0{,}516}$
	ГЛАВА УП. БЛАГОУСТРОЙСТВО ТЕРРИТОРИИ	
32	Благоустройство промплощадок,	$0{,}218 \cdot A - 51{,}50$
	ИТОГО ПО УП ГЛАВАМ	
	в том числе: Горные работы	
	Строительные работы	
	Монтажные работы	
	Оборудование	
	ГЛАВА УШ. ВРЕМЕННЫЕ ЗДАНИЯ И СООРУЖЕНИЯ	
33	Временные здания и сооружения	
	а. Горные работы	$0{,}001 \cdot \sum_{i=1}^{7гл} (K_i)^{1{,}312}$
	в. Строительные работы	$0{,}248 \cdot \left(\sum_{i=1}^{7гл} K_i^{стр}\right)^{0{,}921}$
	с. Монтажные работы	$0{,}002 \cdot \left(\sum_{i=1}^{7гл} K_i^{монт}\right)^{1{,}213}$.
	d. Прочие работы	$0{,}0002 \left(\sum_{i=1}^{7гл} K_i^{стр.монт}\right)^{1{,}463}$
	ГЛАВА IX. ПРОЧИЕ РАБОТЫ И ЗАТРАТЫ	
34		
	а. Горные работы	$0{,}119 \cdot \left(\sum_{i=1}^{7гл} K_i^{горн.}\right)^{0{,}944}$
	в. Строительные работы	$0{,}005 \cdot \left(\sum_{i=1}^{7гл} K_i^{стр.}\right)^{1{,}267}$
	с. Монтажные работы	$0{,}0098 \cdot \left(\sum_{i=1}^{7гл} K_i^{монт}\right)^{1{,}205}$
	d. Оборудование.	$100 + 0{,}031 \cdot \left(\sum_{i=1}^{7гл} K_i^{об}\right)$
	е. Прочие затраты	$0{,}059 \cdot \left(\sum_{i=1}^{7гл} K_i^{стр.монт.}\right) - 101$
	ИТОГО ПО IX ГЛАВАМ	
	ГЛАВА X. СОДЕРЖАНИЕ ДИРЕКЦИИ СТРОЯЩЕГОСЯ ПРЕДПРИЯТИЯ	
35		$175 + 0{,}0015 \left(\sum_{i=1}^{9гл} K_i - 50000\right)$
	ГЛАВА XI. ПРОЕКТНЫЕ И ИЗЫСКАТЕЛЬСКИЕ РАБОТЫ	
36		$0{,}0269 \left(\sum_{i=1}^{7гл} K_i^{стр.монт.}\right)^{0{,}695} \cdot A^{0{,}502}$
	ИТОГО ПО XI ГЛАВАМ	
37	Непредвиденные работы и затраты	$0{,}1 \left(\sum_{i=1}^{11гл} K_i\right)$
	ИТОГО ПО СВОДНОЙ СМЕТЕ	

ОСНОВНЫЕ МОДЕЛЕОБРАЗУЮЩИЕ ФАКТОРЫ

№ п/п	Наименование показателей	Условные обозначения	Размерность
I	2	3	4
I	Нагрузка на лаву	A_1	т/сут
2	Площадь промплощадок у стволов $S=0,1135.A^{0,632}$	S	га
3	Суммарная площадь промплощадок на пахотных землях	$\sum_{(n)}^{n} S_i$	га.
4	Площадь под автодороги и ж.д. на пахотных землях	$S_д$	га
5	Диаметр главного ствола	d	м
6	Диаметр вспомогательного ствола	d_1	м
7	Диаметр вентиляционных стволов	d_2	м
8	Глубина главного ствола	H	"
9	Глубина вспомогательного ствола	H_1	"
I0	Глубина вентиляционных стволов	H_2	"
II	Высота башенного копра главного ствола	h_1	м
I2	Высота башенного копра вспомогат.ствола	h_2	м
I3	Емкость скипа	V_2	$м^3$
I4	Объем зданий главного ствола при башенном копре $V_3=33,187-0,0205.H+0,00939.A$	V_3	тыс.$м^3$
I5	Объем зданий вспомогательного ствола при башенном копре $V_3'=2,385.A^{0,108}.П^{-0,706}$	V_3'	"
I6	Суммарный объем зданий главного и вспомогательного стволов	V_3+V_3'	"
I7	Количество подаваемого в шахту воздуха	Q	$м^3$/сек
I8	Часовой приток воды	Q_1	$м^3$/час
I9	Расход питьевой воды $Q_2=93,715+0,183.A-2,513.П-0,288.10^{-4}.A+0,94.10^{-2}.П^2$	Q_2	$м^3$/час
20	Расход хозфекальных стоков $Q_3=-14,205+0,905.П$	Q_3	"
2I	Расход топлива на котельную	$Q_т$	т/год
22	Расход пара $Q_п=0,1296.Q^{0,755}.V_1^{0,33}$	$Q_п$	т/час
23	Сцепной вес электровоза	G	т
24	Длина квершлага (полевого штрека)	ℓ	м
25	Длина ж.д. подъездного пути	ℓ_1	км
26	Длина подъездных автодорог	ℓ_2	км
27	Длина линий связи $\ell_3=19,853+0,012.A+9,926.n_3-6,404.L+0,681.L^2$	ℓ_3	км

I	2	3	4
28	Длина линий водопровода	ℓ_4	км
29	Длина линий канализации	ℓ_5	"
30	Протяженность выработок на I000 т.год.д.	ℓ_6	м
3I	Нагрузка на пласт	Д	т/сут
32	Средняя мощность отрабатываемого пласта	m	м
33	Количество пластов в работе	n	шт
34	Количество подготовительных забоев	n_1	шт
35	Количество лав в работе	n_2	"
36	Количество подъемов в главном стволе	n_3	"
37	Этажность клетей	n_4	"
38	Количество водоотливных насосов в работе	n_6	"
39	Количество лав в работе с кондиционированием	n_7	"
40	Количество путей на ж.д. станции	n_8	"
4I	Количество промплощадок	n_9	"
42	Количество вентиляционных установок в работе на поверхности	n_{10}	"
43	Крепость угля (сопротивление угля резанию)	f	кг/см
44	Крепость вмещающих пород (по Протодьяконову)	f_1	
45	Длина откатки по простиранию, равная половине длины шахтного поля (среднединамическая по пластам)	L	км
46	Протяженность поддерживаемых выработок	$L_{под}$	м
47	Максимальное расстояние доставки угля от забоя до ствола	L_1	км
48	Газовыделение	q	$м^3/т.с.д.$
49	Производительность труда рабочего по добыче	П	т/мес
50	Удельный расход электроэнергии $p = 10,232 + 0,0212 \cdot H + 0,224 \cdot Q - 0,439 \cdot 10^{-3} \cdot Q^2$	p	квт-ч/т
5I	Коэффициент, учитывающий сложность рельефа поверхности	K	
52	Вес отгружаемого угля с ж.д. станции за I подачу	т	т
53	Численность рабочих по добыче	r_p	чел
54	Промышленные запасы участка	Z	млн.т

Приложение 2

УЧЕТ ФАКТОРА ВРЕМЕНИ ПРИ ОЦЕНКЕ КАПИТАЛОВЛОЖЕНИЙ И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ЗАТРАТ ПО СЕТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ШАХТЫ

При суммировании капитальных вложений в объекты, возведенные в прошлом, настоящем и будущем времени, необходимо их приводить к уровню норм и цен определенного базового года, то есть делать соизмеримыми. В качестве базового года может быть только тот календарный год, в нормах и ценах которого оценивается объект.

Как известно, приведение разновременных капиталовложений к одному моменту времени осуществляется на снове учета роста производительности труда в строительно-монтажных процессах капитального строительства, в индустрии строительных материалов и машиностроении, то есть тех видах общественного производства, которые привлекаются к возведению данного объекта. Систематический рост производительности общественного труда является экономическим законом социализма и по С.Г.Струмилину выражается формулой:

$$K_{пр} = \frac{K}{(1+E_{нп})^t} = \frac{K}{(1+\mathcal{E})^t} \quad , \qquad (I)$$

где $E_{нп}$ – коэффициент нормативного приведения;

$\mathcal{E}$ – то же, но дифференциально по элементам затрат;

K – капиталовложения в будущий объект, вводимый через t лет относительно базового года, исчисляемые в нормах и ценах этого базового года;

$K_{пр}$ – учтенная оценка капиталовложений в тот же объект, отражающая постепенное нарастание на протяжении t лет "фондовой" емкости каждого рубля денежных средств.

Далее будем процесс такого приведения разновременных капиталовложений называть "дисконтированием". Заметим, что дисконтированию подлежат и некоторые эксплуатационные расходы на действующей шахте, рассредоточенные во времени, но подлежащие суммированию: транспорт, подъем, водоотлив, проветривание, поддержание выработок, условно-постоянные расходы, рентные поступления и др.

При дисконтировании затрат названных стационарных процессов следует дифференцированно подходить к каждому, поскольку органическое строение затрат (рабочая сила, энергия, машиносмены, материалы) в этих процессах существенно различно.

Например, в шахтном водоотливе на 86% затраты составляют плату за электроэнергию. Цена квт-ч не содержит в себе резервы для систематического снижения стоимости квт-ч в темпе нормативного коэффициента 8% годовых, ибо при $E_{нп}$ (для электроэнергии) уже через 30 лет стоимость квт-ч практически приближается к нулю, а между тем амортизационные издержки энергетических центров (станции, ЛЭПы) зафиксированы на стабильном уровне; из-за длительных сроков службы станции и ЛЭП амортизационные издержки необратимо стационарны.

Второй характерный пример составляет поддержание горных выработок, где технологически преобладает ручной труд (замена рамы, выпуск породы из-за закрепного пространства и т.д.).

Для горного специалиста является очевидным отсутствие существенных резервов для дисконтирования (снижения) заработной платы (т.е. повышения норм выработок) шахтеров-крепильщиков, занятых восстановлением деформированных выработок. Только задействованные материалы перекрепки могут удешевляться во времени, парциально дисконтируя расценки на ремонтные работы в меру своей доли в балансе затрат.

Принимая во внимание высказанные соображения, предлагаются следующие дифференцированные темпы ежегодного снижения удельных затрат - нормативные коэффициенты приведения (см.табл.II).

При оценке вариантов строительства или технологии горных работ появляется необходимость учесть время задолженности фондов, на протяжении которого предприятие должно возмещать инвестору (государству) нормативную "прокатную оплату" задействованных капиталовложений. Экономическая сущность нормативной эффективности капиталовложений заключается в том, что I рубль фондов на протяжении года доставляет эффект (экономию) производственных затрат в размере $E_н = 0,12$ руб. на рубль/в год. В циклах расширенного воспроизводства эта экономия вовлекается в новое производство не всей своей массой, а только долей γ', составляющей понятие фонда общественного накопления, как части нацио-

нального дохода, и имеющего единственную форму существования – материализованную (продуктовую).

Таблица II

Расчет коэффициентов дисконтирования ($E_{нп}$-$\mathcal{E}$)

Производственный процесс	Ед. изм.	Элементы баланса затрат (%)				Средн. взвеш.
		з/плата	аморт.	энергия	матер.	$\mathcal{E}$
1	2	3	4	5	6	7
I. Проведение выработок	К	50	5	5	40	0,05
Частный коэфф.	Енп	0,03	0	0	0,08	
2. Поддержание выработок	r	50	0	0	50	
Частный коэфф.	Енп	0	0	0	0,08	0,04
3. Подземная откатка	q_o	25	65	5	5	
Частный коэфф.	Енп	0	0,05	0	0,08	0,04
4. Доставка (конвейер., монорельс., канатная)	$q_к$	I6	7I	8	5	0,06
Частный коэфф.	Енп	0	0,08	0	0,08	
5. Водоотлив	$q_в$	6	6	86	2	0,0I
Частный коэфф.	Енп	0	0,08	0	0,08	
6. Шахтный подъем	$q_с$	20	20	50	I0	
Частный коэфф.	Енп	0	0	0	0,08	0,0I
7. Строительно-монтажные работы	–	–	–	–	–	0,08
8. Условно-постоянные расходы управления и организации производства		60	30	–	I0	0,05
Частный коэфф.	Енп	0,03	0,08		0,08	
9. Рентная отдача	(50% ренты составляет элемент дисконтирования)					0,08

Будем различать три фазы производственного задалживания инвестиций:

I-я фаза - текущая (проектируемый объект), в которой годовой эффект задействованных капиталовложений нормирован величиной $E_н$, руб./на I руб.фондов;

2-я фаза возникает после некоторого лага " τ " и представлена производительным использованием фонда общественного накопления $\gamma' E_н$, доставляющего новые накопления в ежегодном размере $\gamma' E_н^2$;

3-я фаза возникает через отрезок времени "2τ", когда появляется возможность задействовать накопление $\gamma' E_н^2$ по норме γ' , т.е. в размере $\gamma'^2 E_н^2$, и получить экономию производственных затрат в размере $\gamma'^2 E_н^3$. Оценка 4-й фазы утрачивает целесообразность из-за мизерного значения отдаленного эффекта.

Названные три фазы существуют одновременно для каждого годового накопления $E_н, \gamma' E_н^2, \gamma'^2 E_н^3$, возникающих по всем фазам, что служит основанием для их суммирования в календарном времени производительного использования инвестиций. Данная концепция из книги / I2 / вошла идейной основой в "Отраслевую инструкцию" / 2 /.

Логический алгоритм общей оценки эффекта (отдачи, или в терминологии акад. Л.Канторовича "прокатной оплаты") капиталовложений, взятый на вооружение "Отраслевой инструкцией" и названной там "динамической оценкой эффективности", представлен на рис.4. Осуществим контроль полученной формулы (2) путем сопоставления итога ее реализации для вариантов $I < t < 30$ с нормативными соответствующими значениями j , указанными на стр.4I "Отраслевой инструкции"/ 2 /.

Исчисления на I руб. инвестиций осуществляем для трех циклов:

$$Э = E\,(t - t_{стр}) + \frac{t - \tau - t_c + 1}{2}\,(t - \tau - t_c)\,\gamma' E^2 + W\,\gamma'^2 E^3 ,$$

где сумма ряда $W = 1 + 3 + 6 + 10 + \ldots + N = 1{,}5\,(t - 2\tau - t_c)^{2,5}$.

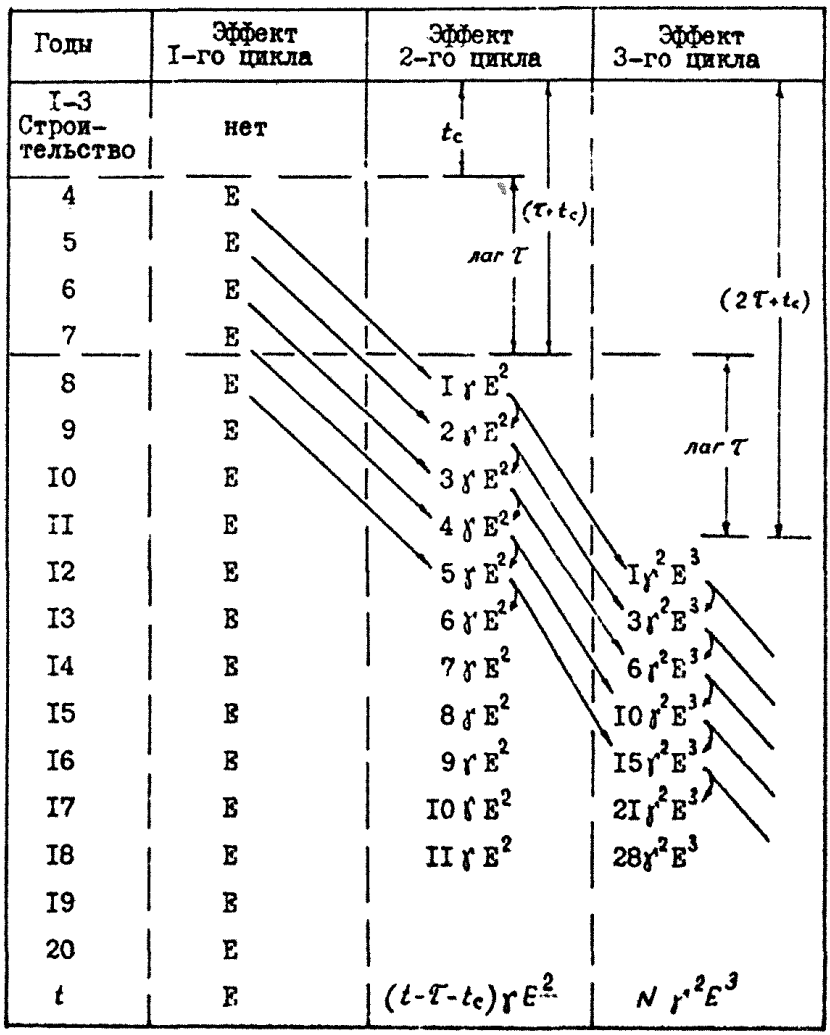


Рис. 4. Блок-схема формирования прокатной оплаты фондов по теории динамической оценки капиталовложений (по ЦНИЭИуголь).

Таблица I2

t год	Норматив j	Оператор j по предл. формуле $\gamma'=0,33$; $E_н=0,I5$	t год	Норматив j	Оператор j по предл. формуле $\gamma'=0,33$; $E_н=0,I5$
I	I	I	I6	3,I6	3,34I
2	I,0I	I	I7	3,42	3,576
3	I,04	I	I8	3,69	3,856
4	I,09	I,I65	I9	3,98	4,I22
5	I,I6	I,303	20	4,29	4,408
6	I,25	I,405	2I	4,6I	4,69I
7	I,37	I,603	22	4,95	4,985
8	I,52	I,765	23	5,30	5,347
9	I,67	I,934	24	5,68	5,685
I0	I,85	2,II	25	6,07	6,000
II	2,03	2,294	26	6,48	6,4I9
I2	2,24	2,485	27	6,92	6,787
I3	2,45	2,686	28	7,37	7,2I8
I4	2,67	2,895	29	7,85	7,625
I5	2,9I	3,II5	30	8,36	8,060
					± 0,I76

Приняв по "Отраслевой инструкции" $\tau=4$, $t_c=3$, $E=0,I5$, $\gamma'=0,33$, получим оператор прокатной оценки фондов

$$j = 1+3=1+E(t-3)+(0,5t^2-6t+18)\gamma'E^2+1,5(t-11)^{2,5}\gamma'^2E^3.$$

Убедившись по табл. 12 в работоспособности полученной жесткой функции $j(t)$, примем в дальнейших расчетах нормативный коэффициент эффективности по Госплану СССР $E=0,I2$, а долю общественного фонда накопления γ' рассчитаем по данным ЦСУ СССР. Как известно, фактическая нарциальность национального дохода в СССР за I965–I975 гг. составила доли (‰): заработная плата всех видов – 0,445; фонд общественного накопления – 0,I59; фонд общественного потребления – 0,396, в том числе 0,I35 возвращаются персональными доплатами трудящимся. Следовательно, чистый прибавочный продукт будет 0,I59+(0,396–0,I35)=0,420, а

доля фонда общественного накопления γ=0,159:0,420=0,378.
Тогда γE^2= 0,378.0,12^2 = 0,00544; $\gamma^2 E^3$= 0,000247;

$$j = 1 + 0,12(t-3) + 0,00544(0,5t^2 + 18 - 6t) + 0,00037(t-11)^2 \cdot \sqrt{t-11}.$$

Реализуем величину j для t=4,7,10,13 и 25 лет, а результаты сведем в таблицу

t =	4	7	10	13	16	19	22	25
j =	1,13	1,485	1,884	2,357	2,852	3,444	4,124	4,888

Аппроксимируем данный ряд функцией

$$j = a + bt + ct^2 = 1,39 - 0,029t + 0,007t^2. \qquad (2)$$

Жесткую функцию эффекта

$$j - 1 = э = 0,39 - 0,029t + 0,007t^2 \qquad (3)$$

принимаем для использования.

Будем различать два режима функционирования производственных фондов: балансовый, характерный ежегодным равномерным износом, то есть погашением фондов путем переноса стоимости на производственный продукт и снижением во времени остаточной балансовой оценки; провизорный (капитализованный - термин С.Г.Струмилина) - этот режим характерен неизменностью балансовой оценки задействованных (также "замороженных") фондов по (2).

Для указанных двух режимов функционирования фондов оценка эффекта (отдачи) инвестиций хотя принципиально тождественна (вероятная динамическая модель расширенного воспроизводства, единая по /2/), но рабочий алгоритм оценки фондов в балансовом и провизорном режиме отличаются; рассмотрим их.

Оценка эффекта производственных фондов в балансовом режиме

Пусть начальная стоимость фондов К полномерно ежегодно равными частями (К/Т) погашается за Т лет, как это показано на рис.5.

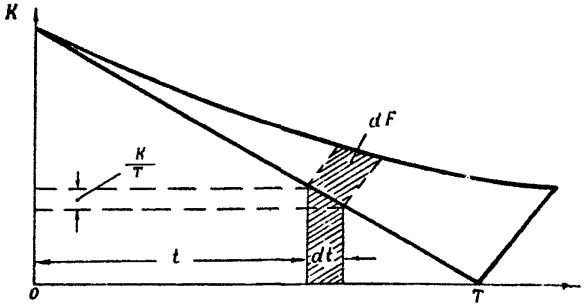


Рис. 5. Динамическая оценка сметной стоимости фондов с учетом прокатной оплаты

Годовой нормативный эффект от кругообращения I руб. задействованных производственных фондов имеет оценку

$$dF = (0{,}39 - 0{,}029t + 0{,}007t^2)\,dt$$

Нормативный эффект в единицу времени для годовой суммы реновации "К/Т" будет

$$\frac{K}{T}dF = \frac{K}{T}(0{,}39 - 0{,}029t + 0{,}007t^2)dt\,.$$

Тогда общий эффект за полный срок службы фондов Т составит сумму

$$F = \frac{K}{T}\cdot\int_I^T dF = \frac{K}{T}(0{,}39T - 0{,}0145T^2 + 0{,}00233T^3)$$

и, следовательно, динамическая оценка сметной стоимости фондов K_0 с учетом прокатной оплаты F будет:

$$K(t) = K_0 + \frac{K_0}{T}(0{,}39T - 0{,}0145T^2 + 0{,}00233T^3) = K_0\,\mathcal{J}_t\,,$$

где интегральный оператор динамической оценки

$$\mathcal{J}_t = 1{,}39 - 0{,}0145T + 0{,}00233T^2. \qquad (4)$$

При поэтапном проектировании возникает такая ситуация, когда выработка со сроком службы Т лет должна получить динамическую оценку за частичный срок $t < T$, как это показано на рис.6.

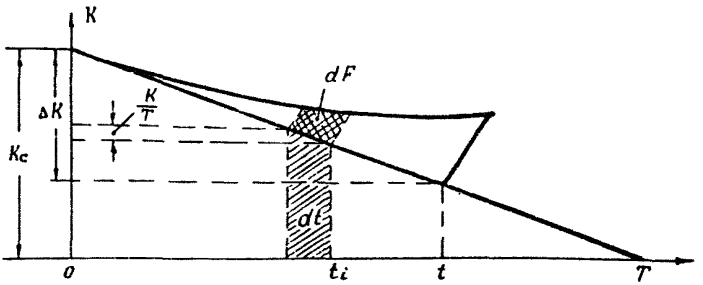


Рис. 6. Динамическая оценка стоимости выработки за частичный срок t лет

При такой постановке вопроса динамическая оценка стоимости выработки, частично погашаемая за t лет, будет

$$K_t = (\Delta K) \cdot J_t + (K_c - \Delta K)\ (j-1),$$

где J_t – интегральный оператор по формуле (4), для инвестиций с учетом износа;

$(j-1)$ – оператор прокатной оплаты по формуле (3) для капиталовложений без учета износа.

После преобразования

$$K_t = K_c \left\{ \frac{t}{T} \left[J_t - (j-1) \right] + (j-1) \right\} =$$

$$= K_c \left\{ \frac{t}{T} + \frac{0{,}0145 t^2}{T} + 0{,}39 + 0{,}007 t^2 - \frac{0{,}00467 t^3}{T} - 0{,}029 t \right\}. \qquad (5)$$

Рекомендуемые операторы по формулам (3), (4), (5) имеют радикальное значение при сравнительной оценке инвестиций в объекты разного масштаба производства и с разными сроками их службы: спародически воспроизводимые (блоковые стволы, этажные квершлаги) либо без воспроизводства (типа технологического комплекса на поверхности шахты).

Для оценки фондов в провизорном режиме (период строительства) применяется формула (2).

Приложение 3

П Р Е Д Р А С Ч Е Т
дифференциальной горной ренты с учетом фактора времени

Рента, как категория, известна со времен Адама Смита; это есть постоянный доход, получаемый владельцем капитала, земли или недр земных без какой-либо целесообразно направленной предпринимательной деятельности / БСЭ /. Различают абсолютную и дифференциальную ренту. Абсолютная рента, будучи связанной с частной собственностью на землю и недра, естественно в условиях социалистического общественного хозяйства принципиально не существует. В условиях социализма остаются непреложным фактом только дифференциальная земельная и дифференциальная горная рента.

Гигантские масштабы и неуклонный рост материального производства в СССР требуют вовлекать в эксплуатацию труднодоступные и обедненные месторождения и их участки.

В группе взаимозаменяемых функционирующих или планируемых к освоению систем "рудник-геологический объект" имеются лучшие, средние и худшие месторождения полезных ископаемых, необходимость в разработке которых диктуется государственным планом потребления минерального топлива.

Общественно необходимые затраты на добычу полезных ископаемых на худших месторождениях следует рассматривать как замыкающий маржинальный их уровень, относительно которого, сравнительно с ним, одноименные общественно необходимые затраты на добычу полезного ископаемого на средних и лучших месторождениях-шахтах будут меньшими, доставляя тем самым чистый национальный доход в сумме тождественно-равной экономии издержек сферы производства. Такова сущность дифференциальной горной ренты.

Денежную оценку массы рентных поступлений следует расчленять на ренту I и II рода. Рента I рода проистекает из самого естества данного месторождения: легкой доступности при ведении горных работ, большого содержания полезных компонентов, значи-

тельных балансовых запасов, территориально выгодного расположения к потребителям, наличия развитой инфраструктуры региона и пр.

Рента II рода порождается технической культурой и уровнем индустриальности горнодобывающего предприятия: большой годовой производительностью предприятия, высоким уровнем комплексной механизации и автоматизации производства, прогрессивной горной технологией, научной организацией производства и высокой социально-трудовой консолидацией коллектива трудящихся.

Здесь крайне важно понять воздействие на дифференциальную горную ренту научно-технического прогресса производства и всеобщего экономического закона о неуклонном росте производительности общественного труда. Под воздействием научно-технического прогресса общественно необходимые затраты сферы производства на единицу продукции систематически снижаются и поэтому по течению времени они должны быть дисконтированы. Со времени обоснования процедуры дисконтирования академиком С.Г.Струмилиным (1943г.) такая необходимость является также бесспорной. Вопрос заключается в следующем исходе: если дисконтировать всю массу ренты при тренде дисконтирования 8% годовых, то уже через 30 лет для месторождения наступает рентная энтропия - рента исчезает и само это понятие уже не несет никакой информации. Эффект рентной энтропии противоречит тому факту, что со времен Адама Смита более 250 лет рента не исчезает, а наоборот усиливает свою роль. Поэтому нельзя дисконтировать всю массу ренты.

Действительно, факторы ренты II рода (соц.-технические) воздействуют на результат функционирования рудников равнотождественно как в условиях лучших, так и худших месторождений, а следовательно, ренту II рода не следует дисконтировать.

Негативность естественных факторов, порождающих ренту I рода, преодолевает технический прогресс именно на худших месторождениях, сближает на перспективу времени экономические последствия разработки лучших и худших месторождений. Поэтому рента I рода (по естественным факторам) может и должна дисконтироваться.

Вопрос же о расчленении дифференциальной горной ренты на две доли I и II рода для угольных месторождений решается путем

анализа статистических моделей.

Для этой цели позволительно воспользоваться статистическими моделями себестоимости добычи I т угля (С), построенными на представительных выборках институтом ЦНИИЭуголь (д.э.н. Л.Л.Майзель):

для Донбасса $C = 7{,}36 + \frac{6{,}45}{m} - \frac{0{,}16}{q} - \frac{734}{H} + \frac{1{,}84}{\gamma'} - \frac{2{,}8}{N}$, $\frac{\text{руб}}{\text{т}}$,

где в среднем значении по региону m=I,03 – мощность пласта, м; q =I3,3 – газоносность, $м^3/т$; H=445 – глубина разработки, м; γ' =I,5I – объемный вес угля, $т/м^3$; N =2,4 – число разрабатываемых пластов;

для Печерского бассейна

$$C = 8{,}25 + \frac{6{,}96}{m} - \frac{243}{H} + \frac{2{,}03}{\gamma'} + \frac{1{,}97}{N}\ ,\ \text{руб/т},$$

где m =I,78; H=44I; γ' =I,35; N =2,5;

для Кузнецкого бассейна

$$C = 5{,}56 + \frac{7{,}03}{m} - \frac{262}{H} + \frac{1{,}35}{\gamma'} + \frac{1{,}33}{N}\ ,\ \text{руб/т},$$

где m=2; H=208; γ' =I,33; N =5,46.

Делается очевидным, что свободные члены цитируемых моделей, будучи независимыми от естественных характеристик месторождения, составляют парциальную часть II рода ренты. В то же время слагаемые модели, связанные с параметрами m, q, H, γ, N, своей суммой формируют часть ренты I рода.

После реализации статистических моделей путем подстановки в них средних значений параметров получаются расчлененные ренты I-го и II рода, а следовательно, и парциальные их части.

Бассейн	Себестоимость, р/т			Рента, %		
	I род	II род	С	I рода	II рода	Всего
Донбасс	4,66	7,36	I2,02	39	6I	I00
Кузбасс	3,48	5,56	9,04	38,5	6I,5	I00
Печерский бассейн	5,64	8,25	I3,90	4I	59	I00
Среднее значение				39,5	60,5	I00

Дифференциальная горная рента для проектируемой шахты

$$R = Ц - 0{,}01(100 + P)C, \text{ руб/т},$$

где Ц – оптовая цена в регионе на уголь данной марки и сорта, приведенная к единому уровню зольности и влаги;

P% – возвышение оптовой цены над среднерегиональной себестоимостью, устанавливаемое плановыми органами (≈ 14–18%);

C – себестоимость добычи угля на проектируемом предприятии и получаемая путем реализации цитированных выше статистических моделей для естественно-геологических параметров (m, q, H, γ, N) проектируемой шахты.

ЭКОНОМИЧЕСКИ НАИВЫГОДНЫЕ РАЗМЕРЫ ШАХТНОГО ПОЛЯ ПРИ ВАРИАНТНОЙ МОЩНОСТИ ШАХТЫ (ТЕСТ ДЛЯ ОТЛАДКИ МАШИННОЙ ПРОГРАММЫ РЕАЛИЗАЦИИ ЭММ МОЩНОСТИ И СРОКА СЛУЖБЫ ШАХТЫ)

В качестве теста для машинной программы избираем, например, шахтовариант мощностью А=3000 тыс.т/год в условиях Долханско-Ровенецкого антрацитового региона, для которого объективная информация фиксируется показателями: H_0 = 700м, $C_ш\Sigma_p$=3,4 т/м^2, $q_{ин}$=2,88 м^3/мин., $\sin\alpha$ = 0,276, $A_л$ = 1200 т/сут., $C_ш$ = 0,85, $\Delta C_0 r$ = 82,45, $M/\sin\alpha$ = 2600 м; G_1 = 19,5 и G_2 = 10,7.

Далее вычисляем вспомогательные параметры, зависящие только от исследуемого варианта мощности шахты А = 3000. В принятых обозначениях получим: τ = 2,71+0,001.А = 6 лет;

$f(2\tau)$ = 0,39 − 0,029(2τ) + 0,007(2τ)^2 = 1,05;

$\hat{\gamma}$ = 0,39:(30−τ) − 0,29.30:(30−τ)+0,007.900:(30−τ) = 0,242;

$\hat{\hat{\gamma}}$ = 3,378 + 0,154τ − 0,00933τ^2 = 3,966;

$C_{зп}=\left[305{,}4:(0{,}0333A+0{,}1.A_л-50)^{0{,}947}\right]:A^{0{,}073}$ = 1,32 руб/т;

$У_1$ =14,16$\sin\alpha$=3,91(константа); $У_0$=27,3+35,4.H_0:А−111135:А= = 31,85 руб/т г.д.; M_1 = (27300А+35400H_0 − 11,135.10^6):$C_ш\Sigma_p$= = 28,09.10^6;

$$\beta = 2{,}35\,\frac{(H_0\sin\alpha)^{0{,}018}\cdot(M:\sin\alpha)^{0{,}0365}}{A^{0{,}064}\cdot(0{,}0333A+0{,}1A_л-50)^{0{,}461}} = 0{,}1935;$$

ε = (2,9.10^6 + 1500,66.А + 0,16.А^2) : $C_ш\Sigma_p$ = 2,6.10^6;

w_1= $У_1\hat{\gamma}$: А+0.0001256$\sin\alpha$ = 0,000347: w_2= 0,0000165;

w_3= (4160$\sin\alpha$ −1000.$У_1\hat{\hat{\gamma}}$): $C_ш\Sigma_p$ + G_2 . 2$\Delta r C_0$:$C_ш$(30−τ)=−3309;

w_4 = G_2 . 3$\Delta r C_0$: $C_ш$ (30 −τ) = 128;

w_5= (2880.А+0,16.А^2 + 35400.H_0−8,235. 10^6):$C_ш\Sigma_p$= 30,7.10^6;

$W_6 = b \cdot G_2 : (30-\tau) = 0{,}0862$; $W_7 = 1000 . У_0 \hat{\mathcal{J}} A : C_ш \Sigma_p - W_5 = 80{,}39 . 10^6$;

$W_8 = W_0 + У_0 . \hat{\mathcal{J}} - 1{,}1 . U_0 = 2{,}264$. Здесь, как увидим далее,

$U = 6{,}61$ руб/т.

$W_0 = 0{,}000053 . q_{сн} \cdot \eta . A + \gamma_{гр} j : C_ш + C_{зп} G_I : (30-\tau) + 0{,}032 + 0{,}000314 . H_0 =$

$= 1{,}831$.

После взятия частных производных от функции цели (стр.33) получаем тождество

$$S_1 = S_2 = \frac{W_5}{W_1 B^2 + B + 0{,}11 W_6 B^{1,11} - W_4} = -\frac{1 + 0{,}146 W_6}{2 \cdot W_2} +$$

$$+ \sqrt{\left(\frac{1 + 0{,}146 \cdot W_6}{2 W_2}\right)^2 + \left(\frac{W_5}{B} - |W_3|\right) : W_2} ,$$

которое разрешаем итерационным путем:

B (вариант), м	1500	1600	1700
B^2	$2{,}25 . 10^6$	$2.56 . 10^6$	$2{,}89 . 10^6$
$B^{1,11}$	3353	3602	3852
$W_1 B^2 + B + 0{,}11 W_6 B^{1,11} - W_4$	2121	2326,46	2537,48
S_1 (левая часть), м	14472	13196	12097
$(1 + 0{,}146 W_6) : 2 W_2$	30684	30684	30684
$W_5 : B - \lvert W_3 \rvert$	17157,7	15878,5	14750
$(W_5 : B - \lvert W_3 \rvert) : W_2$	$1039{,}9 . 10^6$	$962{,}3 . 10^6$	$893{,}9 . 10^6$
$\left[\frac{1 + 0{,}146 W_6}{2 W_2}\right]$	$941{,}5 . 10^6$	$941{,}5 . 10^6$	$951{,}5 . 10^6$
S_2 (правая часть), м	13816	12946	12156

Оптимальная ширина поля B_0 заключена между значениями 1600 и 1700 м и точно определяется пропорцией:

$$\frac{B_0 - 1600}{1700 - B_0} = \frac{13196 - 12946}{12156 - 12096} \quad \text{или} \quad B_0 = 1680 \text{ м},$$

а соответствующая длина по простиранию

$$S_0 = 13196 - \frac{4}{5}(13196 - 12097) = 12316 \text{ м}.$$

Полученные значения B_0 = I680 м и S_o=I23I6м подставим в функцию (I5) § 3.2.II; в ответе получим U_o= 6,6I4 руб./т, а с учетом допуска + I0% – I,I U_o = 7,275 руб./т.

Далее реализуем уравнение (I6, §3.2), как показано в табл.I3. Выходные данные табл.I3 сопоставляем по вариантам ширины поля B и устанавливаем рациональные размеры B_{oo} = I800 м, S_{oo} = I3520, площадь поля $\Phi = B_{oo} \cdot S_{oo}$ = 24,33 кв.км с промышленными запасами угля $Z = B S C_ш \Sigma \rho c$ = 24,33.3,4 = 83 млн.т и сроком службы шахты $T_ш$ = 83:3 = 28 лет, а с учетом развития и затухания горных работ – 38 лет. Другие варианты конфигурации шахтного поля для мощности шахты A=3 млн.т/год исключаются либо из-за чрезмерного отклонения от желательного максимума площади, либо из-за высокой кратности отношения сторон $\varepsilon = S : B$, которая специально исследовалась в литературе / 4, стр.28I / и не рекомендуется более 5÷7.

Оценку рентной фондоотдачи осуществляем по формуле (I3 § 3), приняв значения моделеобразующих параметров: r = Ц–I,I U_o =II,I–7,27=3,83; $k = У_0 + У_T B$:A=3I,85+3,9I.I800:3000=34,2 руб/т г.д., Z = 83 млн.т; m = 2,35 руб./т г.д.;

C_3= 0,35.$T_ш$ + 0,65. C_4 = 0,35.28+0,65.6,96=I4,32; здесь

C_4= I2,5:I,08^6 – I2,5:I,08^{34} = I2,5.0,63–I2,5.0,073 = 6,96.

$Э_\theta = j_T + Э_T$ = I,78–0,029.6+0,007.6^2+0,0I45.28+0,00233.28^2=4,09.

Тогда по (I3 § 3.2.I0):

$$F = \frac{3,83 \cdot I4,32}{(34,2 + 0,2.83:3).4,09+2,35.6,96} = 0,306 \text{ руб.}$$

Осуществляя изложенную систему расчетов для всех вариантов мощности шахты при помощи ЭВМ, можно и необходимо найти такой шахтовариант (A – вар., B_{oo} и S_{oo}), который обеспечивает существенное превышение над другими рентной фондоотдачи, исчисленной на основе оптимальных размеров шахтного поля B_{oo}, S_{oo}, установленных расчетами типа табл. I4,I5.

Таблица I3

Итерационный поиск максимальной площади горного отвода при оптимальных приведенных затратах на добычу I т угля (с допуском +I0%)

Величина	Вариант B_{oo}, м					
	I300	I400	I600	I800	2000	2600
$W_1 B$	0,45I	0,486	0,555	0,625	0,694	0,902
$W_8 + 2W_6$	2,436	2,436	2,436	2,436	2,436	2,436
$W_4 : B$	0,098	0,09I	0,080	0,07I	0,064	0,049
$W_6 B^{0,11}$	0,I90	0,I9I	0,I94	0,I97	0,I99	0,204
Σ_1	3,I75	3,204	3,265	3,329	3,393	3,59I
$\Sigma_1 : 2W_2$	962I2	9709I	98939	I00880	I028I8	I088I8
$W_7 : B$	6I838	5742I	50244	4466I	40I95	309I9
$\lvert W_3 \rvert$	3309	3309	3309	3309	3300	3309
$10^6 (W_7 : B + \lvert W_7 \rvert : W_2$	3948,3	3680,6	3245,6	2636,6	24I5,2	2074,4
$10^{-6} (\Sigma_1 : 2W_2)^2$ . .	9256,8	9426,7	9789,0	I0I77,0	I057I,0	II84I,0
$10^{-6} \cdot \Sigma_2$	I3205	I3I07	I3034	I3084	I3208	I39I6
$\sqrt{\Sigma_2}$	II4900	II4600	II4I50	II4400	II4900	II7900
$S_{oo} = \sqrt{\Sigma_2} - \Sigma_1 : 2W_2$	I8688	I7509	I52II	I3520	I2082	9082
$\Phi = S_{oo} B_{oo}$ . . .	24,294.I0^6	25,5I.I0^6	24,34.I0^6	24,33.I0^6	24,I6.I0^6	23,6I.I0^6
Кратность $\varepsilon = S : B$	I4	I7	9,5	7,5	6	3,5
Оценка варианта	Отклоняется по ε и Φ	Отклоняется по ε	Отклоняется по ε	Принимается по ε и ϕ	Отклоняется по ϕ	Отклоняется по ϕ

Таблица 14

Входные данные ЭММ размеров шахтного поля

Параметры и структурные элементы ЭММ	Варианты мощности шахты, А, тыс. т/год				
	1800	2400	3000	3600	4200
$\tau = 2{,}71 + 0{,}001 \cdot A$, лет	4	5	6	6	7
$j = 0{,}39 - 0{,}029 \cdot 2\tau + 0{,}007 (2\tau)^2$	0,606	0,800	1,050	1,120	1,356
$\hat{\jmath} = \frac{0{,}39}{30-\tau} - 0{,}029 \frac{30}{30-\tau} + 0{,}007 \frac{900}{30-\tau}$	0,224	0,232	0,242	0,242	0,253
$\hat{\jmath} = 3{,}378 + 0{,}154\ \tau - 0{,}00933\ \tau^2$	3,845	3,915	3,966	3,966	4,000
$C_{зп} = 305{,}4 (0{,}033 A + 0{,}1 A_л - 50)^{-0{,}95} A^{-0{,}07}$	1,76	1,51	1,32	1,17	1,05
$\gamma_1 = 14{,}16 \sin\alpha$; $\alpha = 16°$	3,91	3,91	3,91	3,91	3,91
$\gamma_0 = 27{,}3 + 35{,}4 \frac{H_0}{A} - \frac{11135}{A}$; $H_0 = 700$ м	34,89	33,00	31,85	31,15	30,55
$M_1 = (27300 A + 35400 H_0 - 11{,}13 \cdot 10^6) : C_ш \Sigma p$ в примере $C_ш \Sigma p = 3{,}4$	$18{,}43 \cdot 10^6$	$23{,}28 \cdot 10^6$	$28{,}09 \cdot 10^6$	$32{,}92 \cdot 10^6$	$37{,}74 \cdot 10^6$
$\beta = 2{,}35 \frac{H_0^{0{,}018} (\sin\alpha)^{0{,}018} \cdot (M : \sin\alpha)^{0{,}036}}{A^{0{,}064} (0{,}033 A + 0{,}1 A_л - 50)^{0{,}461}}$	0,2200	0,2021	0,1935	0,1817	0,1722
$e = (2{,}9 \cdot 10^6 + 1500{,}6 \cdot A + 0{,}16 \cdot A^2) : C_ш \Sigma p$	$1{,}8 \cdot 10^6$	$2{,}18 \cdot 10^6$	$2{,}6 \cdot 10^6$	$3{,}04 \cdot 10^6$	$3{,}54 \cdot 10^6$
$W_1 = \gamma_1 \hat{\jmath} : A + 0{,}0001256 \sin\alpha$	0,00052	0,00041	0,00035	0,00030	0,00027
$W_2 = 0{,}0000165$	$16{,}5 \cdot 10^6$	$16{,}5 \cdot 10^6$	$16{,}5 \cdot 10^6$	$16{,}5 \cdot 10^6$	$16{,}5 \cdot 10^6$
$W_3 = \frac{14160 \sin\alpha - 1000 \gamma_1 \hat{\jmath}}{C_ш \Sigma p} + \frac{G_2 \cdot 2\Delta r \cdot C_o}{(30-\tau) \cdot C_ш}$	−3352	−3436	−3496	−3496	−3541
$W_4 = \frac{G_2}{30-\tau} \cdot \frac{3\Delta \cdot r \cdot C_o}{C_ш}$; $\Delta = 25$, $r = 3{,}4$, $C_o = 0{,}97$	120	124	130	130	135
$W_5 = \frac{28801 \cdot A + 0{,}16 \cdot A^2 + 35400 \cdot H_0 - 8{,}235 \cdot 10^6}{C_ш \Sigma p}$	$20{,}258 \cdot 10^6$	$25{,}457 \cdot 10^6$	$33{,}111 \cdot 10^6$	$38{,}378 \cdot 10^6$	$43{,}678 \cdot 10^6$
$W_6 = \beta \cdot G_2 : (30-\tau)$	0,095	0,0864	0,0862	0,0810	0,080
$W_0 = 0{,}000054 \cdot \eta \cdot A + \frac{\gamma_{гр}}{C_ш} \cdot \gamma_{2\tau} + C_{зп} \frac{G_1}{30-\tau}$	1,791	1,786	1,831	1,816	1,901
$W_0 + \gamma_0 \hat{\jmath}$	9,606	9,442	9,538	9,354	9,630
$1000 \gamma_0 \hat{\jmath} \cdot A : C_ш \Sigma p$	$-71{,}02 \cdot 10^6$	$-91{,}196 \cdot 10^6$	$-111{,}456 \cdot 10^6$	$-130{,}81 \cdot 10^6$	$-150{,}95 \cdot 10^6$
$W_7 = (1000 \gamma_0 \hat{\jmath} A) : C_ш \Sigma p - W_5$	$-50{,}76 \cdot 10^6$	$-65{,}74 \cdot 10^6$	$-78{,}34 \cdot 10^6$	$-92{,}43 \cdot 10^6$	$-107{,}228 \cdot 10^6$
$W_8 = W_0 + \gamma_0 \hat{\jmath} - 1{,}1\ U_0$	1,19	2,26	2,388	2,413	2,370

Таблица 15

Параметры и структурные элементы целевой функции рентной отдачи шахтовариантов

Показатели	Варианты мощности шахты, А, тыс. т/год				
	1800	2400	3000	3600	4200
Приведенные затраты, U_o, руб/т	7,65	6,53	6,50	6,31	6,60
Приведенные затраты с уклонением + 10%, $1{,}1\ U_o$	8,415	7,183	7,150	6,940	7,260
Участковая себестоимость, руб/т	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00
Замыкающие затраты "Ц" за вычетом участковой себестоимости, руб/т	11,1	11,1	11,1	11,1	11,1
Дифференциальная горная рента, r, руб/т	2,685	3,917	3,950	4,160	3,84
Промышленные запасы $Z = C_ш \cdot \Sigma p \cdot B_{oo} \cdot S_{oo}$, млн. т	69,0	70,1	78,3	91,0	102,8
$\theta = \frac{Z}{0{,}001 \cdot A} + \tau$, лет	42	34	32	31	32
Оператор прокатной оплаты $\mathcal{J}_\theta = 1{,}78 + 0{,}007 \cdot \tau^2 + 0{,}00233\left(\frac{Z}{0{,}001 \cdot A}\right)^2 - 0{,}029 \cdot \tau - 0{,}0145\left(\frac{Z}{0{,}001 \cdot A}\right)$	4,589	3,350	3,056	3,050	3,010
$G_3 = 0{,}65 \cdot G_4 + 0{,}35\ \frac{Z}{0{,}001 \cdot A}$	19,67	15,07	13,51	13,51	12,60
$G_4 = G_\theta - G_\tau = \frac{12{,}5}{1{,}08^\theta} - \frac{12{,}5}{1{,}08^\tau}$	8,73	7,57	6,79	6,79	6,206
$r\ G_3$	52,81	59,03	53,36	56,20	48,38
Удельные капиталовложения $k = Y_o + Y_1 \cdot B : A$, руб/т.г.д	38,80	36,18	34,52	33,70	32,62
Инвестиции в разведку $0{,}2\ \frac{Z}{0{,}001 \cdot A}$, руб/т	7,67	5,84	5,22	5,05	4,89
Капиталовложения на поддержание добычи	20,51	17,79	15,95	15,95	14,58
$\left(k + 0{,}2\ \frac{Z}{0{,}001 \cdot A}\right) \mathcal{J}_\theta + m \cdot G_4$	233,76	158,537	137,395	134,37	127,696
Рентная отдача по формуле (13) §3.2.10 F, руб/руб.	0,226	0,372	0,388	0,418	0,379
Рентная отдача, F, %	54	88	92	100	90

РЕАЛИЗАЦИЯ РАСЧЕТНОЙ СИСТЕМЫ НА ЭВМ

Машинная программа была разработана на языке фортран IУ и реализована на ЭВМ "Барроуз" (с терминальным дисплеем) в режиме диалога "человек–машина". Основные этапы такого диалога:

I) ввод в память машины заведомо известных параметров: А – вар., H_0, M, $\sin\alpha$, $C_ш$ Σp, $A_л$, Δ, $\gamma_{гр}$, r, G_1, G_2, $q_{сн}$ η, w_2, m, $Ц$, которые высвечивались на дисплее и автоматически выдавались машиной на печать (файл SANTR) для самоконтроля оператора (см. табл.I4,I5);

2) вычисление вспомогательных параметров в принятых обозначениях T_o, τ, J_i, w_i для каждого варианта мощности шахты, которые в последующих командах использовались машиной в порядке, означенном алгоритмом и программой;

3) вычисление показателей B_o, S_o, w_o, U_o, для чего программой предусмотрено табулирование неравенства

$$x = S_1 - S_2 = \frac{w_5}{w_1 B^2 + B + 0{,}11 B^{1{,}11} - w_4} - \left[-\frac{1 + 0{,}146\, w_6}{2 w_2} + \sqrt{\left(\frac{1 + 0{,}146\, w_6}{2 w_2}\right)^2 + \frac{1}{w_2}\left(\frac{w_5}{B} - |w_3|\right)} \right] \leq 25 .$$

Здесь пределом сходимости тождества была принята величина $x = 25$ м, ибо несмотря на быстродействие ЭВМ (3 млн.операций в секунду) допуск разумного конечного приближения сравниваемых величин весьма необходим. При достижении $x \leq 25$ на печать выдается параметр B_o, который используется для вычисления S_o, затем U_o и w_8;

4) рассчитываются "усиленные" размеры шахтного поля S_{oo}, B_{oo} путем оценки площади $\Phi = B S$ по формуле (см.табл.I3):

$$\Phi = -\left[w_1 B^2 + (2 w_6 + w_8) B + w_4 + w_6 B^{1{,}11}\right] : 2 w_2 + \sqrt{\left[\frac{1}{2 w_2}\left(w_1 B^2 + (2 w_6 + w_8) B + w_4 + w_6 B^{1{,}11}\right)\right]^2 + \frac{1}{w_2}\left(w_7 B + w_3 B^2\right)}$$

с шагом варьирования B_{oo} в 25 м. В ряду полученных значений Φ логической процедурой ЭВМ распознает максимум $\Phi_м$, затем $0{,}98\Phi_м$ и выдает на печать значение B_{oo}, соответствующее $0{,}98\Phi_м$.

Далее по формуле (I6, §3) вычисляется длина поля S_{oo} (см.табл.I3);

5) вычисляются и запоминаются величины: $Z = C_ш \sum p\ B_{oo}\ S_{oo}$,

$T_ш = Z : A$, $\theta = T_ш + \tau$, $G_3 = I2,5{:}I,08^{\tau} - I2,5{:}I,08^{\theta}$;

$G_4 = 0,35T_ш + 0,65\ G_3$;

$J_\theta = I,78+0,007\tau^2+0,00233.T_ш^2 - 0,029\tau - 0,0I45.T_ш$;

6) реализуется формула (I3,§3) и выдается на печать численное значение рентной фондоотдачи для испытываемых вариантов мощности шахты (см.табл.I5). Все проектные решения с их аналитическими характеристиками A - вар.; B_{oo};$\mathcal{E}$-S_{oo}: B_{oo}; $T_ш$; U_o, k подвергаются горнотехническому осмыслению в экспертном порядке, при котором выходные данные расчетной системы рассматриваются моделью-советчиком.

К строительству рекомендуется шахтовариант с высшей рентной фондоотдачей при минимальных приведенных затратах со сроком службы, близким к нормативному.

В результате горнотехнического и экономического анализа выходных данных табуляграмм ЭВМ рекомендуется для Должанско-Ровенецкого антрацитового региона на больших глубинах оптимальный шахтовариант мощностью 3 млн.т/год со сроком службы 38 лет и размерами шахтного поля I800 . I3500, м^2.

Можно сделать вывод о том, что формирование бинарного критерия (максимальной рентной фондоотдачи при минимальных приведенных затратах) на базе статистических уравнений элементов себестоимости является более конструктивным, нежели известный ранее способ пооперационного калькулирования затрат, ибо последний, будучи громоздким и для каждого шахтоварианта индивидуальным, возможен в научных исследованиях, но не применим в практике проектирования.

Приложение 5

ПРИМЕРЫ ФОРМИРОВАНИЯ И РЕАЛИЗАЦИИ МАКРО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭКСПРЕСС-МОДЕЛИ ДЛЯ ПОКАЗАТЕЛЬНЫХ ТОПОЛОГИЧЕСКИХ ОБРАЗОВ СЕТИ ВЫРАБОТОК

I

Геологическая основа и некоторые проектные решения по сети выработок

Шахтное поле представлено свитой сближенных зависимых шести пластов с углом падения 12^{0} и длиной по простиранию 7000 м; размер поля по падению свиты 3000 м.

В свите выделяются для одновременной разработки три группы пластов:

верхняя группа производительностью 4,66 т/м^2, в том числе (сверху вниз) пласты $К_{I8}$ – I,07, $К_{I4}$ – I,66 и $К_{I3}$ – I,93 т/м^2;

средний мощный пласт $К_{I2}$, вынимаемый в 2 слоя – 5,8 т/м^2;

нижняя группа 5,76 т/м^2, в том числе пласты $К_{I0}$ – 3,83 и $К_{7}$ – I,93 т/м^2, а всего по свите производительность – $\Sigma p =$ = I6,22 т/м^2. С учетом извлечения угля по шахте 0,82 производительность свиты составит $\Sigma p \cdot C_{ш} =$ I3,3 т/м^2.

Для оценки модели сети принимается, как ранее оптимизированная мощность шахты 4,2 млн.т/год, в том числе 3,86 млн.т из очистных забоев, которая обеспечивается длиной лав I80 м всякий раз по отдельно взятой группе пластов.

Среднегодовое подвигание фронта очистных работ при 4-х автономных технологических участках в шахте составит:

по верхней группе $\dfrac{3{,}82 \cdot 10^{6}}{4 \cdot 180 \cdot 3{,}96} =$ I330 м/год,

по среднему пласту и нижней группе – II40 м/год.

Полагая необходимым иметь резерв производительности очистных забоев 20%, фактическая скорость подвигания будет I330:0,8= =I660 м и II40:0,8=I425 м/год или суточное подвигание 5,33м/сут.

4,75 м/сут., то есть при трех добычных сменах подвигание составит 1,84 м/см. и 1,58 м/см.

Выявленные скорости позволяют рассчитать время отработки выемочных столбов, этажей, панелей, а следовательно, сроки востребования тех или иных выработок и продолжительность их службы, которые позволяют учесть фактор времени при оценке капиталовложений.

Для измерения длины этажных и погоризонтных квершлагов предварительно устанавливается известными аналитическими способами место заложения шахтных стволов.

II

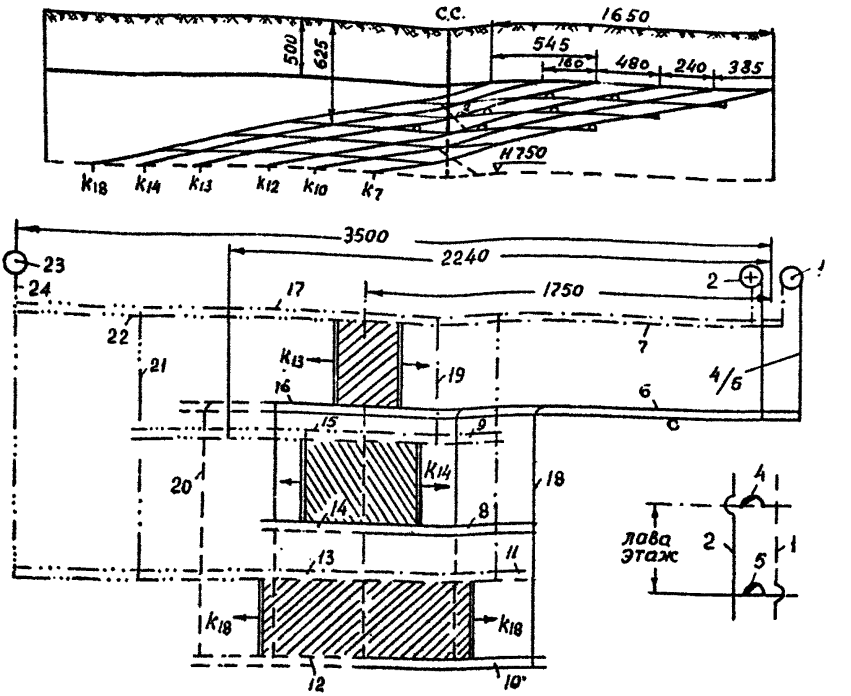
Горнотехническое описание технологического образа сети выработок на базе технологического участка "лава-этаж сдвоенным фронтом" (рис. 7)

Для первого этапа вскрытия главные стволы проходятся на глубину 625 м с образованием на этой глубине главного околоствольного двора и скипозагрузочной камеры. Запасы угля выше отметки 625 расчленяются на три этажа с наклонной высотой каждого 200 м. Каждый этаж имеет околоствольный двор и бункер - сбойки с наклонными угольным и породным скатами. На шахте реализуется нисходящий порядок выемки этажей в начале 3-х этажей верхней, затем трех этажей средней и далее нижней группы.

Для второго этапа вскрытия углубляются шахтные стволы и на глубине 750 м сооружается новый главный околоствольный двор со скипозагрузочной камерой и скатами для перепуска угля и породы с 4 и 5-го этажей на горизонт 750 м.

При таком способе вскрытия и порядке отработки свиты этажные квершлаги поэтапно наращиваются; например, квершлаги первого этажа имеют следующий календарь проведения: в базовый год -360м квершлага до сбойки с пластом $К_{13}$, затем через 4 года квершлаг удлиняется до среднего пласта на 500 м, а после 8 лет вскрывается нижний пласт $К_{7}$ путем удлинения квершлага еще на 640 м.

Названные разрывы во времени объясняются сроками отработки до глубины 625 м верхней группы за 4 года, среднего пласта 4,5 лет и нижней группы за 5 лет, а все запасы первого этапа



Обозначения:

——·—— – выработки вент.гор. заблаговременной проходки для обратного хода;

——··—— – то же, наращиваемые для прямого хода;

———— – выработки откат.гор. заблаговременной проходки для обратного хода;

— — — — – то же, наращиваемые для прямого хода;

——···—— – выработки вент.гор. для сбойки с фланговым стволом при доработке запасов на фланге этажа (30% запасов) комбинированным ходом.

I,2,3...24 – нумерация выработок (см.табл.I6).

Рис.7. Топологический образ сети выработок на базе технологического участка "лава-этаж" (фрагмент для верхней группы 3-х пластов $К_{I3}$ – $К_{I4}$ – $К_{I8}$).

Шифр образа: $С_I$ – $П_I$ – $Г_I$ – $В_I$ – $Т_I$

вскрытия вырабатываются за I3,5 лет, второго этапа также за I3,5 лет, а всего срок оценки инвестиций в сеть выработок составляет 27 лет.

Планирование горных работ по каждому этажу и каждой группе пластов тождественно и состоит в разовой проходке групповых штреков до середины крыла, нарезке двух лав на каждом пласте и подвигании лав прямым и обратным ходом.

Верхние пласты группы соединяются с групповыми штреками передовыми участковыми квершлагами. При удалении фронта очистных работ на 2240 м от главных стволов включается в работу фланговый вентиляционный ствол. Реализация экспресс-модели по табл.I6.

III

Горнотехническое описание технологического образа сети выработок вида "групповые панели" по рис.8

Горизонт 750 м вскрывается главными стволами и одним на крыле фланговым вентиляционным стволом. Каждая группа пластов расчленяется на 4 панели по I750 м шириной и подготавливается панельным бремсбергом с выходом на верхние пласты ярусными квершлагами. На крыле группы пластов вырабатывается центральная панель, а затем фланговая: см.табл.I7.

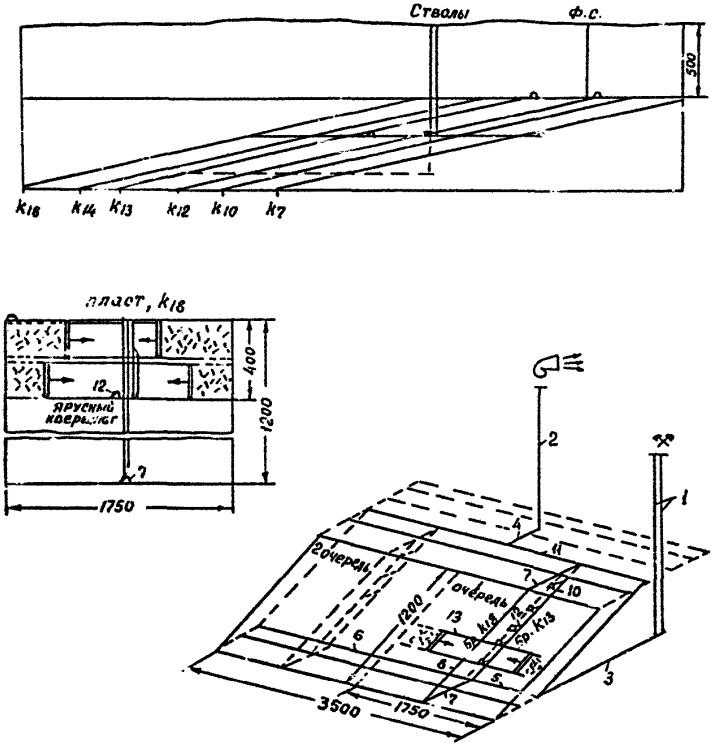


Рис. 8. Топологический образ сети выработок на базе технологического участка "панельная лава – – ярус" (фрагмент для верхней группы 3-х пластов $К_{I8}$, $К_{I4}$, $К_{I3}$).

Шифр образа: $С_I$ – $П_4$ – $Г_I$ – $В_3$ – $Т_3$

Таблица 16

№ п/п	Наименование выработок по рис. 7	КАПИТАЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ													ТРАНСПОРТ					ПОДДЕРЖАНИЕ					
		Q, м³/сек	V, м/сек	τ, лет	T, лет	t, лет	N	n	l_y, м	mS, м²	k_o, руб/м²	$Д_т$	$(1+\varepsilon)^{-\tau}$	$G_т$	K, млн. руб.	a, млн.т	$l_{ор}$, км	q, руб/т	$Cq \int \frac{dt}{(1+\varepsilon)^t}$	Эq, млн. руб	$l_{ср}$, м	mS, м²	r, руб/м³	N	Эг	Gг	Оценка, млн. руб.
12	Главные стволы	400	8	0	40	27	1	–	625	126	50	3,35	1	–	13,190	4,2	0,69	0,456	23,5	31,05	625	126	0,3	1		16,68	0,594
23	Фланговые вент.стволы	100		0	40	27	2	–	583	30	50	3,35	1	–	5,86	–				–							
45	Этажные квершлаги	400	6,5					–	3317	56	40	–	–	0,73	5,42	–				–	446	56	0,6			16,68	0,25
24	Вент. фланг.квершлаги	100					2	–	3415	14	40	–	–	0,71	2,72	–				–	570	28	0,6			16,68	0,16
6	Групповой откат.штрек разовой проходки	200	6				1		3500	32	40	–	–	6,95	31,14	4,2	1,68	0,105	16,68	12,356	3500	32	1,3			16,68	2,43
16	То же, развитие	100							3500	16	40	–	–	6,95	15,57	–				–	1500	16	1,3			16,68	0,52
7	Групповые вент. штреки	100					1		3500	16	20	–	–	2,47	2,77	–				–	3500	16	2,0			16,68	1,87
17, 22	То же, развитие (на флангах)	100					1		3500	16	20	–	–	2,47	2,77	–				–	3500	16	2,0			16,68	1,87
18-21	Передовые квершлаги						9 9		545 385	12	40	–	–	3,86 2,46	9,09 4,09						180	24	0,6			16,68	0,04
	Центральный вентиляц. квершлаг	200	6,5				1		3415	30	40	–	–	0,71	2,9												
3	Скаты (породные и угольные)								177	10	40				0,071												
8-15	Пластовые штреки горизонта						11		7000	7	20			4,26	45,96						1500	7	2,5	9,2		16,68	4,025
	ВТОРОЙ ЭТАП ВСКРЫТИЯ																										
	Углубка главных стволов	400		13	27	27	1		125	126	50	2,7	0,53	–	1,12						125	126	0,3			6,68	0,04
	Углубка вент.стволов	100		13	27	27	2		125	30	50	2,7	0,53	–	0,53						125	60	0,3			6,68	0,02
	Этажные квершлаги	400					1		3315	56	40	–	–	0,45	3,34												
	Вент.фланг.квершлаги	100					1		2929	14	40	–	–	0,47	0,77												
	Групповые откаточные штреки	200							3500	32	40	–	–	3,31	14,83												
	То же, развитие	100							3500	16	40	–	–	3,31	7,42												
	Групповые вент.штреки	100							3500	16	20	–	–	1,3	1,45												
	То же, развитие на флангах	100							3500	16	20	–	–	1,3	1,45												
	Передовые квершлаги						9 9		545 385	12	20	–	–	2,0 0,98	2,35 0,81												
	Скаты (породные и угольные)								177	10	40		0,53		0,04												
	Околоствольные дворы (6шт.) по 3,5 млн.руб													4,07	14,24												
															184,91					43,406							11,56

Шахтовариант – $С_I$ – $П_I$ – Г, – $В_I$ – Т, (лава – этаж)

Оценка модели $U = S : Q$ = (184,91 + 43,41 + 11,56) : 113,4 = 2,12 руб/т

Таблица 17

№ п/п	Наименование выработок по рис. 8	КАПИТАЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ														ТРАНСПОРТ					ПОДДЕРЖАНИЕ						
		Q, м³/сек	V, м/сек	τ, лет	T, лет	t, лет	N	n	l_y, м	mS, м²	k_c, руб/м²	J_T	$(1+\varepsilon)^{-\tau}$	G_T	K, млн руб	a, млн.т	$l_{ср}$, км	q, руб/т	$Gq\frac{dt}{(1+E)^t}$	Эq, млн. руб.	$l_{ср}$, м	mS, м²	r, руб/м³	N	Эr	Gr	Оценка, млн. руб.
I.	Главные стволы	400	8	0	40	27	1	–	750	126	50	3,35	1	–	15,84	4,2	0,75	0,456	23,5	33,76	750	126	0,3	1		16,68	0,473
27.	Фланговые вентиляционные стволы	200	8	0	27	27	2	–	500	24	50	2,7	1	–	3,24	–				–	500	24	0,3	2		–"–	0,120
3.	Капитальный квершлаг	400	6,5	0 17	8 10	8 10	1 1	–	480 625	60	45	1,423 1,478	1 0,435	–	1,844 1,085	4,2	0,37	0,105	16,68	2,72	370	60	0,6	1		–"–	0,222
4.	Фланговый вентиляционный квершлаг	200	6,5	0 17	8 10	8 10	2 2		480 625	30	45	1,423 1,478	1 0,435	–	1,844 1,085	–				–	370	30	0,6	2		–"–	0,222
5.	Групповой откаточный штрек верх. гр. пласт.	200	5,5	0	8	8	2		875	36	45	1,423	1	–	4,034	4,2	0,875	0,105	6,88	2,654	875	36	1,3	2		6,88	0,563
6.	Развитие группового штрека № 5	200	5,5	4	4	4	2		1750	36	40	1,37	0,822	–	5,675	4,2	1,75	0,105	3,18	2,454	1750	36	1,3	2		3,18	0,521
7.	Панельные квершлаги на пл. k_{12} (откат.+вент.)	66	5,5	0 4	4 4	4 4	4 4		545 545	12	ув уо	1,37	1 0,822	–	1,600 1,180	0,96	0,545	0,105	6,88	0,378	545	12	0,6	4		6,88	0,108
8.	Бремсберг пл. k_{12}	66	5,5	0 4	4 4	4 4	2 2		1200 1200	18	40	1 1,37	1 0,822	–	1,728 1,946	0,96	0,5	0,383	6,43	1,180	1200	18	2,5	2		6,88	1,800
9.	Вент.штрек пл.																										
10.	Групповой бремсберг пл. k_{12}	134	6	0 4	4 4	4 4	2 2		1200 1200	22	40	1,37	1 0,822	–	2,893 2,378	3,24	0,6	0,383	6,43	4,79	1200	22	2,5	2		6,88	0,908
11.	Групповой вент.штрек пл. k_{13}	134	6	0 4	4	4	2		875 875	22	40	1 1,37	1 0,822	–	1,540 1,734	–				–	875	22	2,0	2		6,88	0,530
12.	Участковые квершлаги (на пл. k_{14})	66	5,5	0	1,3	1,3	2	6	160	12	40	–	–	5,31	0,815	1,5	0,16	0,118	6,43	0,18	160	12	0,6	4		6,88	0,032
13.	Ярусные штреки горизонта	33	4,5	–	0,75	–	24	–	1750	7	20	–	–	4,74	27,89	4,2	0,44	0,118	13,62	2,97	440	8,5	2,5	18		16,68	2,807
14.	Групповой откаточный штрек ср.+ниж./гр.	200	5,5	8 17	9 10	9 10	2 2	–	875 875	36	40	1,448 1,478	0,676 0,435	–	2,467 1,620	4,2	0,875	0,105	5,54 4,26	2,137 1,438	875	36	2,0	2		9,8	1,235
15.	Развитие штрека №14	200	5,5	12 22	4 5	4 5	2 2	–	1750	36	40	1,37 1,375	0,556 0,341	–	3,839 2,363	4,2	1,75	0,105	2,83 1,94	2,190 1,497	1750	36	2,0	2 2		2,83 1,94	0,713 0,489
16.	Бремсберг ср./гр.	200	6	8 12	4	4	2 2	–	1200 1200	36	40	1,37	0,676 0,556	–	3,200 2,633	2,12	0,5	0,383	4,43	1,80	1200	36	2,5	2		5,54	1,197
17.	Бремсберг ниж./гр.	200	6	17 22	5	5	2 2	–	1200 1200	36	40	1,375	0,453 0,341	–	2,152 1,620	2,08	0,6	0,383	2,83	1,35	1200	36	2,5	2		4,26	0,920
18.	Вент. групповой штрек нижней группы	200	6	8 12	4	4	2 2	–	875 875	36	40	1,37	0,676 0,556	–	2,334 1,920	–				–	875	36	2,0	2		5,54	0,698
19.	Вент. групповой штрек нижней группы	200	6	17 22	5	5	2 2	–	875 875	36	40	1,375	0,453 0,341	–	1,570 1,181	–				–	875	36	2,0	2		4,26	0,537
20.	Участковые квершлаги ниж./гр. пластов	140	6	17	1,3	1,3	2	6	385	23	40	–	0,435	4,84	1,259	2,8	0,385	0,118	2,83	0,36	385	23	1,6	4		4,26	0,241
21.	Участковые бремсберги пл. k_{14} и k_{10}	0	–	0 17	0,75	–	2 4	6 6	400 400	16,6	23	–	1 0,435	9,0 10,75	2,75 1,43	1,5 2,8	0,2	0,56	6,43 2,83	1,91 0,90	400	16,6	2,5	2 2		6,88 4,26	0,228 0,141
22.	Околоствольный двор														3,5												
															115,64					65,137							15,97

Реализация алгоритма макроэкономической модели для оценки шахтоварианта с шифром $C_1 - П_4 - Г_1 - В_3 - Т_3$ по рис. 8 ; оценка $U = S:Q$ =(115,64 + 65,137 + 15,97) : 113,4 = 1,73 руб/т

Приложение 6

С П Р А В К А

ПО СТОИМОСТНЫМ ПАРАМЕТРАМ, ВОВЛЕКАЕМЫМ В РЕАЛИЗАЦИЮ МАКРО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭКСПРЕСС-МОДЕЛИ ДЛЯ ОЦЕНКИ ШАХТО-ВАРИАНТА (БАЗОВЫЕ УСЛОВИЯ ДОНБАССА)

В качестве источников заимствования стоимостных параметров на производственные процессы и работы в шахте используются результаты исследования ИГД им.А.А.Скочинского.

Стоимость проведения I $м^3$ выработок устанавливается по формуле

$$k_e = (a + \frac{b}{S})\rho \quad , \text{ руб/м}^3,$$

где a, b – статистические коэффициенты дифференцированно по категориям выработок; ρ – коэффициент цеховых услуг для периодов подрядного и хозяйственного способа строительства;

$S = Q : V_e$ – площадь сечения выработки как результат комплексной оптимизации скоростей движения воздуха для выработок разной категории; рекомендуемые значения скорости выявлены по результатам проведенных расчетов ЦПШ, ДонУГИ, МГИ и др.

Таблица I8

Единичные расценки проведения куб.м. выработок

Категория выработки	Параметры			По периодам, K_e, р/$м^3$	
	Q, $м^3$/сек	V_e, м/сек.	S, $м^2$	Подрядно-го строительства	Эксплуат. шахт
I	2	3	4	5	6
Вертикальные стволы с монолит.бет.крепл.	до 500	8	50-60	50	50
Капитальные и этажные квершлаги, сб. ж/б крепл.	I30	6,5	20	45	40

Продолжение табл. I8

I	2	3	4	5	6
Групповые полевые продольные и промех.квершлаги; мет.крепл.	II0	5,5	20	45	40
Групповые сквозные бремсберга и уклоны металл.креп.	90	7	I3	53	44
Участковые бремсберга (мет. креп.)	40	5	8	48	23
Пластовые штреки на I-2 лавы (металл.креп.)	60	5	I2	42	20
Бортовые печи, ярусные и подэтажные штреки с металл. крепью	36	4,5	8	38	20
Ярусные квершлаги (метал)	42	5,2	8	42	25
Камерные выработки				58	47
Сопряжения литого бетона				45	40

При этом использование некоторых стоимостных параметров Донбасса в условиях другого бассейна сопряжено с огрублением расчетов, но такое огрубление достаточно преодолевается введением поправочного поясного коэффициента дифференцированно по процессам.

Таблица I9

Единичные расценки на транспорт

Вид процесса	Цена, руб/т км
Коммуникации по капитальным наклонным выработкам	0,383
То же, по участковым бремсб.	0,560
Доставка по ярусным подэтажным штрекам и квершлагам	0,II8
Электровозная откатка основного транспортного горизонта	0,I05
Главный подъем	0,374
Главный водоотлив	0,082
Вспомогательный водоотлив	0,I00

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ СЕБЕСТОИМОСТИ ДОБЫЧИ УГЛЯ ПО ТЕХНИЧЕСКИМ ЗВЕНЬЯМ (ПРОЦЕССАМ) НА ШАХТАХ, РАЗРАБАТЫВАЮЩИХ ПЛАСТЫ ПОЛОГОГО И НАКЛОННОГО ПАДЕНИЯ (ДАННЫЕ ЦНИЭИуголь, 1978г.)

№ пп	Технологические звенья (процессы) по классификации ЦНИЭИуголь	Компоненты для композиции модели топологии выработок (укрупненный ранг сильности)	Порциальная доля общей себестоимости 1 т. угля по шахте			
			Донецкий бассейн: угольная шахта	Донецкий бассейн: антрацитовые шахты	Печерский бассейн	Карагандинский бассейн
I	2	3	4	5	6	7
I.	Часть себестоимости добычи угля по шахте, зависящая от топологии сети выработок, %	-	48,6	49,I	43,8	40,I
2.	То же, в долях ед-ци	-	I	I	I	I
3.	Проведение подготовительных выработок в районах действующих и новых технологических участков	Топология выработок крупного технолог. участка с нагрузкой 25-30% от мощности шахты - ранг I (высший)	0,3I	0,37	0,36	0,38
4.	Транспорт угля и грузов по пластовым и магистральным штрекам и процессы в околоствольном дворе	Способ группирования пластов на магистральные штреки, капитальные бремсберга и уклоны (ранг II)	0,42	0,29	0,33	0,30

I	2	3	4	5	6	7
5.	Подъем угля по окиповому и грузов по вспомогательн. стволам	Вертикальная схема вскрытия по угольному комплексу и направление доставки угля по падению пластов (ранг Ш)	0,II	0,I2	0,I0	0,I5
6.	Транспорт угля и грузов по наклонным выработкам, их проветривание, зависящее от горизонтальной схемы вскрытия	Деление горного отвода на блоки и схемы проветривания, горизонтальная схема вскрытия (ранг IУ)	0,II	0,I6	0,I2	0,06
7.	- " -	Способ проветривания шахты - ранг У (низкий)	0,05	0,06	0,09	0,II

Л И Т Е Р А Т У Р А

I. Денщиков Н.А. Определение основных технико-экономических показателей угольных шахт в предпроектных стадиях. Журнал "Шахтное строительство", 1975, № 11.

2. Отраслевая инструкция определения экономической эффективности капитальных вложений в угольной промышленности. М., изд.ЦНИЭИуголь. 1975.

3. Агошков М.И. Конструирование и расчеты систем и технологии разработки рудных месторождений. Изд-во "Наука", 1965.

4. Звягин П.З. Выбор мощности и сроков службы угольных шахт. М., изд. "Госгортехиздат", 1963.

5. Капустин С.Н. Размеры шахтного поля с максимальными запасами угля. Журн. "Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых", изд. СО АН СССР, 1977, № 1.

6. ЦНИЭИуголь. Сб. "Вопросы планирования в угольной и сланцевой промышленности (нормативы, нормы, цены и тарифы) М., изд. ЦНИЭИуголь, 1971.

7. Евдокимов Ф.И. Научные основы оптимального планирования воспроизводства горных работ в угольной промышленности. Автореферат докторской диссертации. Донецк, изд.ДПИ, 1973.

8. Капустин Н.Г. Учет фактора времени при оценке капиталовложений и эксплуатационных затрат по сети горных выработок шахты. Сб. "Проектирование угольных шахт". М., ротапринт СФТИ ИФЗ АН СССР, 1977.

9. Капустин С.Н. Экспериментальная задача проектирования мощности угольной шахты. Журн. "Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых". Изд. СО АН СССР,1975, № 11.

10. Новожилов В.В. Проблемы измерения затрат и результатов при оптимальном планировании. М.. изд. "Наука", 1972.

11. Демидович Б.П., Марон И.А. Основы вычислительной математики. М., "Наука", 1970.

I2. Астахов А.С. Динамические методы оценки эффективности горного производства. М., "Недра", I973.

I3. Майзель Л.Л. Проблемы горной ренты и планирование дифференциальной рентабельности в угольной промышленности. Изд. ЦНИЭИуголь. I968.

I4. Гнеденко Б.В., Хинчин А.Я. Элементарное введение в теорию вероятностей. Изд. "Наука", I964 (стр.I28).

I5. Евланов Л.Г., Кутузов В.А. Экспертные оценки в управлении. М., Изд. "Экономика", I978 (стр.67-9I).

I6. Евланов Л.Г. Основы теории принятия решений. М., изд. Академии народного хозяйства СССР, I979 (стр.72-86 и др.).

I7. Шевяков Л.Д. Избранные труды, т.I. М., "Наука", I968.

I8. Капустин С.Н., Паринов А.С. К вопросу определения оптимальных размеров шахтного поля. Сб. "Вопросы теории оптимального горного проектирования". Изд. ИПКОН АН СССР,I9.8.

О Г Л А В Л Е Н И Е

		стр.
I.	ПРЕДИСЛОВИЕ	3
2.	Проектная годовая производительность шахты новостройки в условиях горного отвода заданного размера.	
2.I.	Бинарный критерий предпроектного установления мощности шахты (концептуальная модель)	7
2.2.	Расчет эксплуатационных затрат	8
2.3.	Оценка капиталовложений и расчет критерия приведенных затрат	I0
2.4.	Расчет рентной отдачи месторождения и производственных фондов	I3
2.5.	Реализация ЭММ и принятие решения	I8
3.	ЭММ совместной оптимизации размеров шахтного поля и проектной мощности новостроящейся шахты	
3.I.	Концептуальная модель решения задачи предпроектного установления мощности и размеров горного отвода шахты	22
3.2.	Указания по реализации ЭММ на ЭВМ и пример теста для отладки машинной программы	24
4.	Аналитическое конструирование предпочтительной топологии сети выработок шахты	
4.I.	Классификационные основы решения задачи	35
4.2.	Упорядочение множества технологических звеньев для синтеза шахтовариантов	37
4.3.	Макроэкономическая экспресс-модель оценки шахтоварианта	5I
4.4.	Выбор предпочтительного технологического образа сети горных выработок шахты	53
	ПРИЛОЖЕНИЯ:	
I.	Экономико-математическая модель капитальных вложений (по "Ростовгипрошахту" , I975 г.)	6I
2.	Учет фактора времени при оценке капиталовложений и эксплуатационных затрат по сети горных выработок шахты	67

стр.

3. Предрасчет дифференциальной горной ренты с учетом фактора времени 76

4. Экономически наивыгодные размеры шахтного поля при вариантной мощности шахты (тест для отладки машинной программы реализации ЭММ мощности и срока службы шахты) 80

5. Примеры формирования и реализации макроэкономической экспресс-модели для показательных топологических образов сети выработок 88

6. Справка по стоимостным параметрам, вовлекаемым в реализацию макроэкономической экспресс-модели для оценки шахтоварианта (базовые условия Донбасса) 93

7. Распределение производственной себестоимости добычи угля по техническим звеньям (процессам) на шахтах, разрабатывающих пласты пологого и наклонного падения (данные ЦНИЭИуголь, 1978 г.) 95

ЛИТЕРАТУРА 97

ОГЛАВЛЕНИЕ 99

Подписано в печать и овет 24.12.79 г. Т - 23717.
Тираж 125. Заказ № 404. Объем 3.25 уч.-изд.л.,
5,125 п.л. + 2 вкл. Бесплатно.

Ротапринт ИПКОН АН СССР. Москва. Крюковский туп., 4

gost.e-ecolog.ru