

УДК 622

# ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ КРИТЕРИИ И ПАРАМЕТРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ РАЗМЕРЫ ШАХТНОГО ПОЛЯ

*Е. С. Феофанова*

*В статье рассмотрены важные технико-экономические параметры, входящие в структуру себестоимости угля: инвестиционные затраты на вскрытие и подготовку выемочного поля, эксплуатационные затраты, надежность технологических звеньев. Перечисленные параметры полностью определяют себестоимость угля, которая выступает в качестве первого основного критерия деятельности шахты, вторым основным критерием является выручка от продажи угля.*

*The article tells about important technical-economic parameters which enter in structure of the cost price of coal are considered: investment expenses for surface removal and development of the mining field, operational expenses, reliability of technological links. The listed parameters completely define the cost price of coal which represents itself as the first basic criterion of activity of the mine, the second basic criterion is the coal receipt.*

**Ключевые слова:** себестоимость, выручка, инвестиционные затраты, эксплуатационные затраты, надежность.

Шахты, на определенном этапе своей деятельности, обладающие запасами угля для продолжения работы, сталкиваются со снижением экономической эффективности производства, а именно – ростом себестоимости добываемого угля. В основе роста себестоимости угля лежат различные причины, поэтому для проведения технико-экономического анализа наибольший интерес представляют шахты, построенные 30 – 40 и более лет назад, которые по признакам своей экономической деятельности в условиях рынка можно разделить на три группы (табл. 1).

В основе низкой экономической эффективности работы шахт в группах I и II лежит высокая себестоимость добываемого угля. Поэтому их неэффективная работа, несмотря на наличие достаточных запасов угля, как правило, объясняется следующими причинами:

*Причина 1.* Сложностью горно-геологических условий залегания пластов.

*Причина 2.* Нерациональными размерами шахтных полей.

Таблица 1

## Экономические признаки работы шахт

| № группы | Экономические признаки работы шахт                                                                                              | Условие эффективной работы шахты |
|----------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------|
| I        | Эффективно работающие на начальном этапе эксплуатации шахтного поля, но в настоящее время обанкротившиеся                       | $B_{np} > C_{ш}$                 |
| II       | Эффективно работающие на начальном этапе эксплуатации шахтного поля, но в настоящее время находящиеся перед стадией банкротства | $B_{np} \approx C_{ш}$           |
| III      | Эффективно работающие на начальном этапе эксплуатации шахтного поля и продолжающие эффективно работать в настоящее время        | $B_{np} < C_{ш}$                 |

В основе низкой эффективности производства на шахтах (в группах I и II), имеющих эффективную экономическую деятельность на начальных этапах отработки запасов угля, лежит механизм замедленного действия, который проявляется во второй половине эксплуатации шахтного поля или на последнем её этапе. При постепенном удалении горных работ к границам выемочного поля шахты от основных вскрывающих выработок – стволов проявляют себя нерационально выбранные параметры шахтных полей в трех направлениях: по длине – по простиранию пластов, по ширине – в крест простирания и по глубине отрабатываемых горизонтов.

Из анализа следует, что любая технология, обладающая более широкой областью применения и более высокими технико-экономическими показателями работы, при нерационально увеличенных границах шахтного поля, также имеет общие технологи-

ческие ограничения по себестоимости добываемого угля.

Рассмотрим причины такого положения.

*Во-первых*, важное влияние на экономическое положение угледобывающих предприятий оказывает ценовая политика государства и условия налогообложения (прейскурантная цена на уголь и налог на добавленную стоимость). Указанные факторы относятся к *внешним* экономическим условиям работы шахт, которые формируют ограничение по предельно возможному росту себестоимости добычи угля.

*Во-вторых*, к *внутренним* экономическим факторам относятся затраты по принятой схеме вскрытия и подготовки шахтного поля, технологии добычи и транспортирования угля и т. д., которые формируют себестоимость добычи угля по шахте.

*Внешние и внутренние* факторы определяют эффективность работы любого предприятия. При этом

внешние экономические факторы не зависят от технологии добычи угля. Следовательно, основное экономическое положение предприятий определяют внутренние экономические факторы. При использовании даже самой эффективной технологии к несоответствию себестоимости добычи угля (внутренний фактор) выручке от продажи угля (внешний фактор) могут привести следующие причины:

*Первый случай* – нерационально завышенные размеры шахтных полей, при которых на увеличение себестоимости добычи угля основное влияние оказывает увеличение длины технологических звеньев, сопровождаемое ростом эксплуатационных затрат и снижением их надежности при минимальном влиянии капитальных и текущих затрат на вскрытие и подготовку;

*Второй случай* – нерационально заниженные размеры шахтных полей, при которых, наоборот, преимущественное влияние на увеличение себестоимости добычи угля оказывают капитальные затраты на вскрытие с учетом срока их окупаемости и текущие затраты на подготовку пластов, а минимальное влияние оказывают эксплуатационные затраты и надежность технологических звеньев.

Завышенные или заниженные размеры шахтных полей приводят к одинаковому результату – к увеличению себестоимости добычи угля и как следствие – к снижению экономической эффективности горного производства. При этом нерационально завышенные или заниженные размеры шахтных полей приводят к резкому росту себестоимости добываемого угля со значениями, превышающими выручку от продажи угля.

Для определения экономически рациональных границ выемочного поля используется следующее равенство:

$$B_{np} = C_{ш}(L);$$

$$Ц(1 - K_{ндс}) = C_{ш}(L), \quad (1)$$

где  $B_{np}$  – выручка от продажи одной тонны угля (за минусом налога на добавленную стоимость и других обязательных платежей);

$C_{ш}(L)$  – себестоимость угля на шахте, зависящая от технологических переменных  $L_k$  – размер выемочного поля в крест простирания пластов и  $L_n$  – размер выемочного поля по простиранию пластов;

$Ц$  – преysкурantная цена добываемой марки угля на рынке сбыта;

$K_{ндс}$  – коэффициент, учитывающий налог на добавленную стоимость.

Выражение (1) показывает, что рост себестоимости угля  $C_{ш}$ , зависящей от некоторой технологической переменной  $L$ , всегда ограничен выручкой от продажи угля, зависящей от рыночной цены на уголь, и налогом на добавленную стоимость.

В основе любой технологии, применяемой на шахтах, лежат технико-экономические параметры, входящие в структуру себестоимости угля: инвестиционные затраты на вскрытие и подготовку выемочного поля, эксплуатационные затраты, надежность технологических звеньев, следовательно, перечисленные параметры полностью определяют себестоимость угля, которая выступает в качестве первого основного критерия деятельности шахты, вторым основным критерием является выручка от продажи угля.

Для разработки экономико-математической модели выбора границ шахтного поля в крест простирания пластов и по их простиранию используется уравнение баланса внешней и внутренней экономической деятельности шахты (2):

$$B_{np} = \frac{Z_n}{A_c} + C_{т.под};$$

$$Ц(1 - K_{ндс}) = \frac{Z_{э.оч} + Z_{э.под} + Z_{э.квер} + Z_{э.кон} + Z_{пов} + (Z_{и.вск} + Z_{и.под})K_p}{\Pi_m \{ T_c - T_{np} - [T_{о.оч} + T_o + T_{о.кон}] \}} + \frac{Z_{т.под}}{ZK_{под \text{ из.оч}}}, \quad (2)$$

где  $Z_n$  – полные затраты по шахте за сутки;

$A_c$  – суточная добыча угля по шахте, т/сут;

$C_{т.под}$  – доля себестоимости при текущих затратах на проведение подготовительных горных работ;

$Z_{э.оч}$  – эксплуатационные затраты очистного забоя;

$Z_{э.под}$  – эксплуатационные затраты при подготовке шахтного поля;

$Z_{э.квер}$  – эксплуатационные затраты по квершлагам вентиляционного и откаточного горизонтов;

$Z_{э.кон}$  – эксплуатационные затраты в стволах и галереях выдачи угля на поверхность;

$Z_{пов}$  – затраты на поверхности шахты;

$Z_{и.вск}$  – инвестиционные затраты на вскрытие шахтного поля;

$Z_{и.под}$  – инвестиционные затраты на проведение подготовительных горных работ;

$K_p$  – коэффициент приведения капитальных годовых затрат на строительство шахты к продолжительности одних суток;

$\Pi_m$  – производительность поступления угля из забоя;

$T_{о.оч}$  – общая продолжительность устранения отказов за сутки в очистном забое;

$T_o$  – общая продолжительность устранения отказов в ТЗ;

$T_{о.кон}$  – общая продолжительность устранения отказов за сутки в стволах и галереях;

$Z_{т.под}$  – текущие затраты на проведение подготовительных работ;

$Z_{под}$  – извлекаемые запасы угля в шахтном поле;

$K_{из.оч}$  – коэффициент извлечения угля в контурах очистного забоя.

Рассмотрим технико-экономические параметры, определяющие размеры шахтного поля.

1. *Инвестиционные затраты на вскрытие и подготовку выемочного поля шахты.* Затраты на вскрытие выемочного поля шахты являются суммой затрат на строительство объектов поверхности – зданий и сооружений, а также подземных объектов – горных выработок (3). Стоимость проводимых горных выработок определяется как произведение их длины на удельную стоимость с использованием коэффициента сметных расчетов:

$$Z_{и.вск} = Z_1 + Z_2 + Z_3 + Z_4 + Z_5 + Z_6, \quad (3)$$

где  $Z_{и.вск}$  – затраты на вскрытие выемочного поля шахты;

$Z_1$  – затраты на строительство *промплощади* шахты;

$Z_2$  – затраты на проведение *вентиляционного ствола*;

$Z_3$  – затраты на проведение *скипоклетевого ствола*;

$Z_4$  – затраты на проведение *вентквершлага*;

$Z_5$  – затраты на проведение *промквершлага*;

$Z_6$  – затраты на проведение выработок *околоствольных дворов* на горизонтах.

Затраты на подготовку складываются из суммы следующих показателей (4):

$$Z_{и.под} = Z_7 + Z_8 + Z_9 + Z_{10} + Z_{11} + Z_{12} + Z_{13}, \quad (4)$$

где  $Z_{и.под}$  – затраты на подготовку пласта при проведении выработок:

$Z_7$  – вентиляционного бремсберга;

$Z_8$  – конвейерного бремсберга;

$Z_9$  – флангового бремсберга;

$Z_{10}$  – вентиляционных штреков;

$Z_{11}$  – конвейерных штреков;

$Z_{12}$  – вентиляционных сбоек;

$Z_{13}$  – разрезных печей.

2. *Эксплуатационные затраты.* Эксплуатационные затраты по всем элементам себестоимости зависят от длины  $L_{mi}$  технологических звеньев. С целью упрощения экономико-математической модели затраты по элементам себестоимости приводятся к одному метру  $TЗ$  за счет подстановки их длины, равной  $L_{mi} = 1$  м, с последующим суммированием затрат по всем группам  $TЗ$ , расположенных в различных горных выработках (5):

$$Z_э = \Phi ЗП + Z_{отч} + Z_{эл} + Z_{ам} + Z_{м}, \quad (5)$$

где  $Z_э$  – эксплуатационные затраты;

$\Phi ЗП$  – фонд заработной платы;

$Z_{отч}$  – отчисления на госстрахование трудящихся;

$Z_{эл}$  – затраты на электроэнергию;

$Z_{ам}$  – затраты на амортизацию;

$Z_{м}$  – затраты на материалы.

Приведенный суточный фонд заработной платы определяется как сумма  $\Phi ЗП_i$  трудящихся, обслуживающих  $TЗ$  вспомогательных вскрывающих выработок (6), (7):

$$\Phi ЗП = \sum_{i=1-9} \Phi ЗП_i; \quad (6)$$

$$\Phi ЗП_i = f(N_{пов}, S_{пов}, K_{пр}, K_{итр.ч}, K_{итр}, K_{отч}), \quad (7)$$

где  $\Phi ЗП$  – суточный фонд зарплаты трудящихся, обслуживающих вентквершлаг или промквершлаг;

$i$  – номер рассматриваемого  $TЗ$  и место расположения:

1 – конвейерный транспорт угля (промквершлаг);

2 – электровозная доставка оборудования (вентквершлаг);

3 – линии электропередач, подстанции (вентквершлаг);

4 – противопожарные сети водоснабжения (все выработки);

5 – крепи горных выработок (все выработки);

6 – проветривание горных выработок (все выработки);

7 – водоотливные канавки (все выработки);

8 – пешеходные трапы и переходы (все выработки);

9 – линии связи и сигнализации (вентквершлаг).

$N_{пов}$  – норма по обслуживанию, чел-смен / 1000м;

$S_{пов}$  – средняя тарифная ставка рабочего, руб. в смену;

$K_{пр}$  – коэффициент премиального фонда;

$K_{итр.ч}$  – средний коэффициент численности ИТР;

$O_{итр}$  – средний месячный оклад ИТР, руб.;

$n_{итр}$  – нормативное количество выходов за месяц у ИТР;

$K_{отч}$  – коэффициент отчислений на госстрахование.

Приведенные суточные отчисления на работников обслуживающих  $TЗ$  в выработках при известном фонде заработной платы  $\Phi ЗП$  с использованием выражения (6), (7) составят:

$$Z_{отч} = \sum_{i=1-9} Z_{отч i} = \Phi ЗП_i \cdot K_{отч}, \quad (8)$$

где  $Z_{отч}$  – приведенные суточные отчисления на госстрахование трудящихся, обслуживающих  $TЗ$ .

Приведенные суточные затраты на электроэнергию в  $TЗ$  определяются (9), (10):

$$Z_{эл} = \sum_{i=1-9} Z_{эл i}; \quad (9)$$

$$Z_{эл i} = f(N_{дв i}, K_{э i}, t_{yi}, t_{ci}, T_{э i}, l_{yi}), \quad (10)$$

где  $Z_{эл}$  – приведенные суточные затраты на электроэнергию по  $TЗ$ ;

$N_{дв i}$  – установленная мощность электродвигателей на оборудовании, кВт;

$K_{э i}$  – коэффициент загрузки электродвигателей;

$t_{yi}$  – среднее время работы оборудования за сутки, час;

$t_{ci}$  – время работы оборудования на 1000 м технологического звена, час/м;

$T_{э i}$  – тариф оплаты за электроэнергию, руб/квт;

$l_{yi}$  – длина единицы оборудования в технологическом звене, м.

Приведенные суточные затраты на амортизацию ТЗ горных выработок определяются (11), (12):

$$Z_{am} = \sum_{i=1-9} Z_{ami}; \quad (11)$$

$$Z_{ami} = f(C_{oci}, N_{ai}), \quad (12)$$

где  $Z_{am}$  – приведенные суточные затраты на амортизацию ТЗ;

$C_{oci}$  – цена одного метра оборудования, руб/м;

$N_{ai}$  – годовая норма амортизации оборудования, %.

Приведенные суточные затраты на материалы по ТЗ горных выработок зависят от приведенных суточных затрат на амортизацию оборудования (11,12) и определяются (13), (14):

$$Z_m = \sum_{i=1-9} Z_{mi}; \quad (13)$$

$$Z_{ami} = f(C_{oci}, N_{ai}, K_m), \quad (14)$$

где  $Z_m$  – приведенные суточные затраты на материалы по ТЗ;

$K_m$  – коэффициент затрат на материалы.

Эксплуатационные затраты, зависящие от длины технологических звеньев  $L$ , определяются по следующей формуле:

$$Z_o = (\Phi Z\Pi + Z_{отч} + Z_{эл} + Z_{ам} + Z_m)L, \quad (15)$$

где  $L$  – любая  $k$ -ая исследуемая длина технологической линии шахты.

3. *Надежность технологических звеньев.* Дополнительное влияние на себестоимость угля оказывает *надежность оборудования технологических звеньев и структура технологических линий*, которые зависят от выбранной схемы управления надежностью технологических звеньев.

Все отказы в ТЗ шахт подразделяются на две группы по их влиянию на основной производственный процесс – добычу угля:

- а) не влияющие на процесс добычи угля;
- б) приводящие к остановкам процесса добычи угля.

При моделировании технологических процессов требуется оценка надежности различных ТЗ горных выработок с изменяющейся длиной. В этих случаях для определения продолжительности устранения отказов  $T_o$  в ТЗ удобнее пользоваться *относитель-*

*ной* продолжительностью устранения отказов за сутки.

*Относительной* продолжительностью устранения отказов в ТЗ называется – продолжительность отказов, *отнесенная* к одному метру горной выработки. Общая относительная продолжительность устранения отказов в горных выработках определяется как сумма относительных продолжительностей устранения отказов в группах ТЗ, расположенных в этих выработках, которая является своеобразным паспортом её надежности:

$$t_{oi} = \bar{t}_{oi} \frac{\bar{n}_{oi}}{l_{yi}}, \quad (16)$$

где  $t_{oi}$  – среднее относительное время устранения отказов в  $i$ -ом ТЗ, ч/сут·м;

$\bar{n}_{oi}$  – среднее количество отказов оборудования в  $i$ -ом ТЗ;

$\bar{t}_{oi}$  – среднее время устранения одного отказа оборудования в  $i$ -ом ТЗ;

$l_{yi}$  – длина  $i$ -го ТЗ, в котором происходят отказы:

единицы оборудования в цепи аппаратов, например конвейера;

отрезка линии, например линии электропередач;

отрезка сети, например сети трубопроводов и т. д.

Определяем относительную продолжительность отказов в различных горных выработках (17):

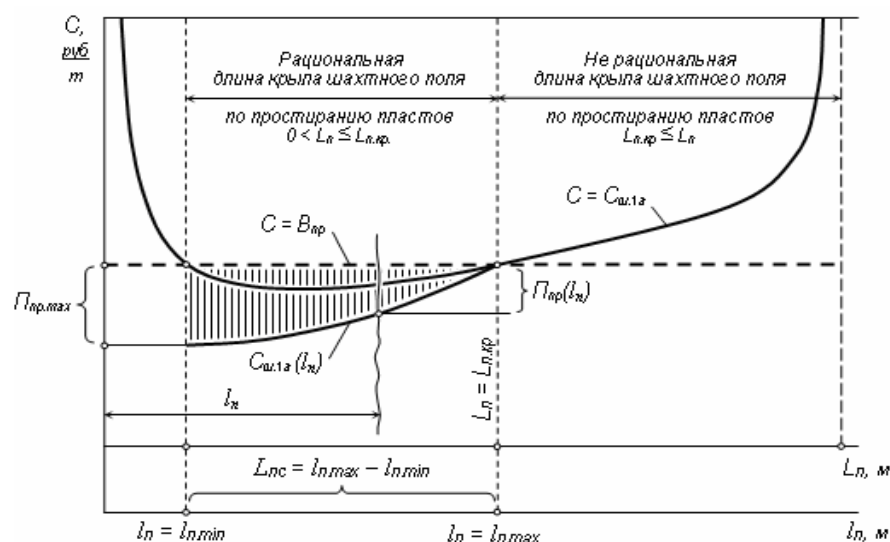
$$t_o = \sum_{i=1-9} \bar{t}_{oi} \frac{\bar{n}_{oi}}{l_{yi}}. \quad (17)$$

Продолжительность устранения отказов в группах технологических звеньев, расположенных в горных выработках (18):

$$T_o = t_o L, \quad (18)$$

где  $T_o$  – продолжительность устранения отказов в ТЗ вентиляционного или откаточного горизонтов.

Все виды затрат, рассчитанные по формулам (3 – 15) и надежность ТЗ (16 – 18) входят в общую структуру себестоимости угля (рис. 1)



**Рис. 1. График изменения прибыли от продажи угля  $P_{пр}(l)$ , совмещенный с графиками изменения себестоимости угля по шахте  $C = C_{ш}$  и выручки от продажи одной тонны угля  $C = B_{пр}$  в зависимости от длины выемочного поля по простиранию пластов  $L_n$  и длины технологических звеньев  $l_n$**

Таким образом, при удалении от основных вскрывающих выработок снижение доли инвестиционных затрат в себестоимости не компенсируется ростом эксплуатационных затрат и снижением надежности ТЗ, что оказывает непосредственное влияние на увеличение себестоимости угля. Экономико-математическое моделирование позволяет определить рациональные параметры выемочного поля шахты по двум критериям – себестоимости добы-

ваемого угля и выручки от его продажи. Завышенные или заниженные размеры шахтных полей приводят к увеличению себестоимости добычи угля со значениями, превышающими выручку от продажи угля.

Рецензент – С. П. Казаков, Новокузнецкий филиал-институт КемГУ.