

УДК: 622:338.45

А.А. Петросов

РАСЧЕТ БАЛАНСА МЕТАЛЛА ПРИ ВЫБОРЕ И ЭКОНОМИЧЕСКОМ ОБОСНОВАНИИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Предложена методика расчета баланса металла и извлекаемой в конечную продукцию (концентрат обогащения либо черновой металла) ценности, включая разработку балансовых запасов месторождения соответствующей системой разработки с присущими ей уровнем потерь и разубоживания, обогащение добытой руды на ОФ с соответствующими показателями извлечения, и металлургическое производство. В качестве оценочного критерия предложен показатель чистой дисконтированной стоимости NPV, сформулирована его развернутая математическая модель. Ключевые слова: системы разработки, обогащение, металлургический передел, потери, разубоживание, баланс металла, извлекаемая ценность.

При разработке проекта освоения рудного месторождения наряду со значительным количеством его базовых характеристик, используемых при оценке, определяющую роль играют данные о балансовых запасах месторождения, их количестве и качестве.

Проект считается эффективным, если суммарная извлекаемая в конечную продукцию и реализуемая ценность больше вложенных в реализацию проекта дисконтированных капитальных и эксплуатационных затрат, включая затраты на разведку и разработку месторождения, на ликвидацию неизбежных экологических последствий, суммы налогов и процентных выплат по кредитам. Важную роль при этом играет выбор и экономическое обоснование соответствующей характеристикам месторождения системы вскрытия и системы разработки.

Количество руды, подлежащее добыче за весь период разработки месторождения, Q_d , Т, равно

$$Q_d = Q_b \frac{(1 - K_{\Pi})}{(1 - K_p)}, \quad (1)$$

где Q_b - количество подсчитанных в недрах, подлежащих добыче балансовых

запасов руды, т; $\frac{(1 - K_{\Pi})}{(1 - K_p)}$ - показатель извлечения количества (числитель) и ка-

чества (знаменатель) при добыче балансовый руды соответствующей системой разработки; Π – уровень потерь балансовый руды при добыче, %; K_{Π} – коэффициент потерь, равный 0,01 Π ; P – разубоживание руды при ее добыче, %; K_p – коэффициент разубоживания, равный 0,01 P .

Разубоживание характеризует степень снижения содержания металла в добытой руде по отношению к его содержанию в балансовых запасах в недрах.

Следует отметить, что если относительная величина потерь K_{Π} в выражении (1) меньше относительной величины разубоживания K_p , $K_{\Pi} < K_p$, то по расчетам

$Q_{\Delta} > Q_{\delta}$. Соответственно, содержание металла в добытой руде, α_{Δ} , %, будет меньше содержания в балансовых запасах руды α_{δ} , %, на величину, определяемую разубоживанием, $\alpha_{\Delta} < \alpha_{\delta}$.

Обозначим количество металла в 1 т разрабатываемых балансовых запасах руды в недрах, m_{δ} , т, $m_{\delta} = 0,01\alpha_{\delta}$.

Количество металла в подсчитанных в недрах балансовых запасах руды, m_{Δ} , т:

$$M_{\delta} = m_{\delta} \times Q_{\delta} = 0,01\alpha_{\delta} \times Q_{\delta}. \quad (2)$$

Количество металла в добываемой соответствующей системой разработки руды, M_{Δ} , т

$$M_{\Delta} = Q_{\Delta} \cdot 0,01\alpha_{\Delta} = Q_{\delta} \frac{(1 - K_p)}{(1 - K_{\Pi})} \cdot 0,01\alpha_{\Delta}, \quad (3)$$

Изменение содержания металла в добытой руде, α_{Δ} , по отношению к содержанию в балансовых запасах в недрах, α_{δ} , зависит от ряда факторов:

- от количества разубоживающих пород, примешиваемых к добываемой балансовой руде в процессе добычи. При этом следует учитывать наличие или отсутствие в примешиваемой породе какого-то значимого содержания добываемого металла $\alpha_{\Pi} \geq 0$. В некоторых случаях при разработке кругопадающих рудных месторождений большой мощности системами разработки с отбойкой руды глубокими скважинами и массовым обрушением вмещающих пород (пример кругопадающих железорудных месторождений Кривбасса) выпуск руды под обрушенной массой вмещающих пород характеризуется высоким уровнем потерь руды из-за неравномерности выпуска и массовых прорывов обрушенных вмещающих пород в «воронки выпуска». Выпуск прекращают при снижении содержания металла в выпускаемой руде до экономически обоснованного предельного уровня. При разработке последующих нижних этажей картина повторяется, в результате чего ближайшая к рудному телу налегающая зона обрушения представляет собой обогащенную металлом смесь обрушенных вмещающих пород и потерянной кондиционной руды;

- от величины потерь в процессе добычи руды, если теряется рудная мелочь с повышенным по отношению к разрабатываемым балансовым запасам содержанием металла из-за высокой избирательной дробильности рудных минералов. Как показывает практика разработки месторождений золота, олова, урана и руд других ценных металлов, в процессе добычи рудная мелочь характеризуется повышенным к рядовой руде содержанием, и потери рудной мелочи при очистной выемке весьма нежелательны.

При наличии в разубоживающих породах значимого содержания металла $\alpha_{\Pi} > 0$, дополнительное количество металла, привнесенное в 1 т добытой руды разубоживающими породами m_{Δ} , т

$$m_{\Delta} = 0,01\alpha_{\Pi}K_p.$$

Количество руды, добываемой из одной тонны балансовых запасов с содержанием α_{δ} , %, с учетом примесивания разубоживающих пород:

$$q_{bd} = 1(1-K_p).$$

Количество примешанной в процессе добычи к руде разубоживающей породы с содержанием $\alpha_{\text{п}} \geq 0$, $q_{\text{пд}} = K_p$.

Соответственно, количество металла в одной тонне добываемой руды, m_d , т складывается из металла, добываемого из одной тонны балансовых запасов, $m_b = (1-K_p) \cdot 0,01\alpha_b$ и металла $m'_{\text{дп}} = 0,01\alpha_{\text{п}}K_p$, привнесенного в добываемую руду разубоживающими породами:

$$m_d = (1-K_p) \cdot 0,01\alpha_b + 0,01\alpha_{\text{п}}K_p. \quad (4)$$

При нулевом содержании металла в разубоживающих породах, $\alpha_{\text{п}}=0$, второе слагаемое в выражении 4 исключается.

Общее количество металла, которое будет добываться из балансовых запасов месторождения соответствующей системой разработки с учетом разубоживания и потерь, составит $M_d^*Q_d < M_b^*Q_b$:

$$Q_d[(1-K_p)0,01\alpha_b + 0,01\alpha_{\text{п}}K_p] < 0,01\alpha_b Q_b. \quad (5)$$

Количество балансового металла, не добываемого из недр соответствующей системой разработки в связи с присущими ей уровнями потерь и разубоживания, ΔM_b , т за срок существования рудника составит

$$\Delta M_d = 0,01\alpha_b Q_b - Q_b \frac{(1-K_p)}{(1-K_p)} \cdot 0,01\alpha_d, \quad (6)$$

При высоком уровне потерь и разубоживания, присущим некоторым системам разработки, эта величина может быть весьма внушительной.

В результате избирательной дробимости рудных минералов, если она существует, потери металла балансовых запасов будут относительно выше потерь балансовых запасов руды.

При переработке 1т добываемой руды на обогатительной фабрике часть добываемого металла переводится в концентрат обогащения, m_k , с содержанием, α_k , %, а часть теряется в хвостах обогащения, m_{xb} , с содержанием металла в хвостах α_{xb} , %

$$m_d = m_k + m_{xb}.$$

Соответственно, массовая доля концентрата обогащения из одной тонны переработанной добываемой руды (выход концентрата) составляет $\frac{m_k}{0,01\alpha_k}$, а мас-

совая доля хвостов обогащения - $\frac{m_{xb}}{0,01\alpha_{xb}}$:

$$\frac{m_k}{0,01\alpha_k} + \frac{m_{xb}}{0,01\alpha_{xb}} = 1 \text{ т.} \quad (7)$$

Величина отношения $\frac{\alpha_k}{\alpha_d}$ характеризует степень увеличения содержания металла в концентрате обогащения, α_k в сравнении с содержанием в добываемой руде, α_d при использовании на ОФ соответствующей схемы обогащения с соответствующими параметрами обогащения.

Выход металла в концентрат обогащения в результате переработки на ОФ 1 т добытой руды, m_k , т

$$m_k = m_d(1 - K_{po}), \quad (8)$$

а потери металла в хвостах обогащения, m_{xb} :

$$m_{xb} = m_d * K_{po}, \quad (9)$$

где K_{po} - коэффициент потерь металла при обогащении: $K_{po} = 0,01\Pi_o$; Π_o , % - потери металла в хвостах обогащения в результате переработки 1т руды на ОФ, при использовании соответствующей схемы обогащения соответствующими параметрами извлечения.

Соответственно, коэффициент извлечения металла в концентрат обогащения при переработке руды на ОФ, $K_{извл.o} = (1 - K_{po})$.

Весовое количество металла в концентрате обогащения в результате переработки на ОФ 1 т добытой руды, m_k , т

$$m_k = [(1 - K_p) * 0,01\alpha_{\delta t} + 0,01\alpha_{\Pi t} * K_p] (1 - K_{po}). \quad (10)$$

Суммарное количество металла в концентрате обогащения, полученное из добытой руды месторождения Q_d соответствующей системой за весь срок разработки, M_k , т:

$$M_k = \sum_{t=\tau}^T m_{kt} Q_{\Delta t} = \sum_{t=\tau}^T [(1 - K_{pt}) * 0,01\alpha_{\delta t} + 0,01\alpha_{\Pi t} * K_{pt}] (1 - K_{po}) Q_{\Delta t} \quad (11)$$

Суммарные потери металла в хвостах обогащения при переработке добытой руды на ОФ за весь срок разработки месторождения соответствующей системой M_{xb} в общем виде

$$M_{xb} = \sum_{t=\tau}^T m_{xbt} Q_{\Delta t} = \sum_{t=\tau}^T m_{\Delta t} * K_{po} * Q_{\Delta t}. \quad (12)$$

В развернутом виде суммарное весовое количество металла в хвостах обогащения за весь срок разработки месторождения соответствующей системой, M_{xb} , т

$$M_{xb} = \sum_{t=\tau}^T [(1 - K_{pt}) * 0,01\alpha_{\delta t} + 0,01\alpha_{\Pi t} * K_{pt}] K_{po} Q_{\Delta t} \quad (13)$$

Суммирование добытого металла в концентрате обогащения M_k по годам t от начального года получения реализуемого концентрата τ до окончания срока разработки месторождения T учитывает:

- изменение по годам разработки месторождения содержания металла в разрабатываемых в соответствующий год балансовых запасов руды, $\alpha_{\delta t}$, и соответствующее изменение характеристик добываемой руды $\alpha_{\Pi t}$, $m_{\Delta t}$, а также изменение в связи с этим на ОФ показателей извлечения m_{kt} , $\alpha_{\delta t}$, $(1 - K_{po})$. Общепринято вовлекать в разработку первоочередно наиболее богатые запасы месторождения с повышенным содержанием $\alpha_{\delta t}$ (выборочная отработка, если это технологически возможно) для ускорения сроков окупаемости капитальных вложений и скорейшего получения дохода. При этом остающиеся на балансе предприятия запасы месторождения по своим качественным характеристикам,

$\alpha_{\delta t}$, $m_{\delta t}$, с каждым годом ухудшаются. Кроме того, разные участки одного месторождения, как правило, отличаются основными качественными характеристиками балансовых запасов руды, прежде всего содержанием металла $\alpha_{\delta t}$, %, а также разными качественными характеристиками вмещающих пород, такими как α_{Π} , %, минеральным составом (коренные это или окисленные руды), степенью нарушенности и устойчивости руды и вмещающих пород и др. В последнем случае возможно будет необходима другая система разработки со своими параметрами извлечения, со своим балансом металла, аналогичным рассмотренному, что должно быть отражено в проекте разработки месторождения;

- возможности и вероятность изменения за весь срок разработки месторождения параметров применяемой системы разработки и соответствующее изменение показателей извлечения количества ($1-K_p$) и качества ($1-K_{\Pi}$), влияющих на изменение по годам t характеристик добытой руды $\alpha_{\Delta t}$ $m_{\Delta t}$, $Q_{\Delta t}$ и изменение в связи с этим соответствующих показателей извлечения металла в концентрат обогащения α_{kt} , m_{kt} , ($1-K_{\text{not}}$).

- возможности и вероятность совершенствования и прогрессивных изменений применяемых на ОФ схем обогащения руды и соответствующих изменений показателей извлечения α_{kt} , m_{kt} , ($1-K_{\text{not}}$).

Если концентрат обогащения является конечной продукцией горно-обогатительного комбината, реализуемой сторонним потребителям, извлекаемая в конечную продукцию (концентрат) из 1 т балансовых запасов руды в разработки месторождения ценность, ω_k :

$$\omega_k = m_k * \bar{U}_k, \quad (14)$$

где \bar{U}_k – цена реализации 1 т металла в концентрате обогащения, руб.

В развернутом виде в любой год t разработки месторождения извлекаемая в конечную продукцию (концентрат) из 1 т балансовых запасов ценность ω_{kt} , руб.

$$\omega_{kt} = \sum_{t=\tau}^T \{(1 - K_{pt})0,01\alpha_{\delta t} + 0,01\alpha_{\Pi t}K_{pt}\}(1 - K_{\text{not}})Q_{\Delta t}, \quad (15)$$

Суммарная извлекаемая ценность в концентрат обогащения за весь срок разработки месторождения соответствующей системой в среднегодовых ценах, W_k , руб.

$$W_k = \sum_{t=\tau}^T m_{kt} \bar{U}_{kt} Q_{\Delta t} = \sum_{t=\tau}^T \{(1 - K_{pt})0,01\alpha_{\delta t} + 0,01\alpha_{\Pi t}K_{pt}\}(1 - K_{\text{not}})Q_{\Delta t} \bar{U}_{kt} \quad (16)$$

где \bar{U}_{kt} – рыночная цена 1т металла в концентрате обогащения в t -й год, руб./т.

Если концентрат обогащения не является конечной продукцией, реализуемой потребителем по рыночным ценам, а направляется на металлургический передел и конечной продукцией является черновой металл, то металл в концентрате из 1 т добытой руды (математическое выражение (9)) необходимо умножить на показатель извлечения металла из концентрата в черновой металл при металлургическом переделе, $K_{\text{извл.м}} = (1 - K_{\Pi m})$, где $K_{\Pi m}$ – коэффициент по-

терь металла в шлаках при металлургическом переделе, $K_{\text{пм}}=0,01\alpha_{\text{шл}}$, $\alpha_{\text{шл}}$, % - содержание металла в металлургических шлаках.

Количество товарного металла, получаемого при металлургическом переделе концентрата обогащения, полученного из 1 т добытой руды, m_M , т

$$m_M = m_k(1 - K_{\text{пм}}) = [(1 - K_{pt})0,01\alpha_{\sigma t} + 0,01\alpha_{\Pi t}K_{pt}]Q_{\Delta t}(1 - K_{\text{Пот}})(1 - K_{\text{пм}t}). \quad (17)$$

Суммарное весовое количество товарного металла M_M , при металлургическом переделе концентрата обогащения, M_k , полученного из руды месторождения, добытой соответствующей системой разработки, $Q_{\Delta t}$, за весь срок разработки месторождения:

$$\begin{aligned} M_M &= \sum_{t=\tau}^T m_k Q_{\Delta t} (1 - K_{\text{пм}t}) = \\ &= \sum_{t=\tau}^T [(1 - K_{pt})0,01\alpha_{\sigma t} + 0,01\alpha_{\Pi t}K_{pt}]Q_{\Delta t}(1 - K_{\text{Пот}})(1 - K_{\text{пм}t}) \end{aligned} \quad (18)$$

Извлекаемая в конечную продукцию (черновой металл) из концентрата обогащения, полученного из 1т добытой руды ценность ω_M , руб.,

$$\omega_M = m_M * \underline{U}_M = m_k(1 - K_{\text{пм}}) * \underline{U}_M, \quad (19)$$

где \underline{U}_M - рыночная цена 1т чернового металла в текущих ценах, руб.

Формула (18) в развернутом виде:

$$\omega_M = [(1 - K_{pt})0,01\alpha_{\sigma t} + 0,01\alpha_{\Pi t}K_{pt}](1 - K_{\text{Пот}})(1 - K_{\text{пм}})\underline{U}_M. \quad (20)$$

Суммарная извлекаемая в черновой металл ценность за весь срок разработки месторождения соответствующей системой в среднегодовых ценах, W_M , руб.

$$\begin{aligned} W_M &= \sum_{t=\tau}^T m_k(1 - K_{\text{пм}t})\underline{U}_M Q_{\Delta t} = \sum_{t=\tau}^T [(1 - K_{pt})0,01\alpha_{\sigma t} + 0,01\alpha_{\Pi t}K_{pt}] \times \\ &\times (1 - K_{\text{Пот}})(1 - K_{\text{пм}t})\underline{U}_M \end{aligned} \quad (21)$$

Баланс металла является основной базой для обоснования экономической эффективности выбираваемой системы разработки.

Извлекаемая в конечную продукцию (концентрат обогащения или черновой металл) ценность весьма существенно зависит от количественных показателей извлечения переделов: из балансовых запасов руды в добываемую руду, $(1 - K_p)$, из добываемой руды в концентрат обогащения, $(1 - K_o)$, из концентрата обогащения на металлургическом заводе в черный металл, $(1 - K_{\text{пм}})$. Например, при величине потерь при добыче соответствующей системой 20 % балансовых запасов руды, $K_{\text{извл},б} = (1 - 0,2)$, показателей извлечения металла на ОФ в концентрат обогащения 80 %, $K_{\text{извл},об} = (1 - 0,2)$ и потеря металла в шлаках при металлургическом переделе концентрата 15 %, $K_{\text{извл},м} = (1 - 0,15)$, в конечную продукцию (черновой металл) будет извлечено $(1 - 0,2)(1 - 0,2) \times (1 - 0,15) = 0,8 \cdot 0,8 \cdot 0,85 \cdot 100 \% = 54,4 \%$ всего содержащегося в разработанных балансовых запасах металла. Если конечной продукцией является концентрат обогащения, то показатель извлечения металла из погашенных балансовых запасов в концентрат обогащения составит 64 %. Уменьшение потерь при добычи до 10 % увеличит показатель извлечения в конечную продукцию разработанных балансовых запасов до 72 %, а

потеряно будет 28 % металла балансовых запасов месторождения против 36 % в предыдущем случае.

Количественные показатели извлечения металла в конечную продукцию весьма существенно влияют на долгосрочную окупаемость капитальных затрат, вложенных в разработку месторождения.

Не менее значимое влияние на текущую экономику горно-обогатительного и горно-металлургического производства оказывает разубоживание балансовый руды при ее добыче соответствующей системой разработки: рудник, обогатительная фабрика строятся на определенную годовую производственную мощность А, тыс. т/год. При разубоживании 50 %, $K_p=0,5$ (например, при разработке тонких жил) и гипотетически нулевых потерях, в добываемой руде Q_d руда балансовых запасов будет составлять 50 %, 50 % - примешиваемые вмещающие породы. При нулевом содержании металла в примешиваемых породах $\alpha_{\Pi}=0$, содержание в добываемой руде α_d составит $0,5 \cdot \alpha_b$. Соответственно, и количество добываемого в руде в течение года металла будет вдвое меньше, чем если бы разубоживание было нулевым. При фиксированной годовой производственной мощности рудника А тыс. т/год в добываемой за год разубоженной руде Q_{dt} будет добыта и переработана на ОФ половина металла в руде, $0,5Q_{bt}$, от его возможного количества при нулевом разубоживании. Соответственно, и извлекаемая ценность при фиксированных ценах конечной продукции горно-обогатительного либо горно-металлургического производства будет вдвое меньше возможной при нулевом разубоживании. При фиксированной производственной мощности рудника и обогатительной фабрики сроки разработки месторождения в этом случае гипотетически удваиваются со всеми вытекающими экономическими последствиями. Для компенсации теряемой при таком раскладе половины годовой извлекаемой ценности производственные мощности рудника и обогатительной фабрики должны быть по добыче руды и переработки ее на ОФ увеличены вдвое с соответствующим увеличением капитальных затрат на строительство и техническое оснащение производства. И это еще не все: обогатительное производство настраивается на определенные показатели извлечения, в частности, на граничное значение содержания металла в хвостах обогащения, $\alpha_{xv.o}$, %. При удвоении количества перерабатываемой на ОФ добываемой разубоженной руды и сохранении граничной величины $\alpha_{xv.o}$ %, количество потерянного металла в хвостах обогащения, $M_{xv.o}$, удвоится со всеми вытекающими долгосрочными экономическими последствиями. Для уменьшения граничного значения содержания металла в хвостах обогащения $\alpha_{xv.o}$ на ОФ надо либо увеличить концентрацию и расход обрабатывающих растворов, что дорого, либо в процессе обогащения руды увеличить продолжительность ее обработки растворами, что снижает производственную мощность ОФ по производству концентрата обогащения (извлекаемой ценности) и тоже дорого.

Разные системы разработки характеризуются разными показателями извлечения количества и качества (потерями и разубоживанием) и соответственно разными балансами металла, определяющими извлекаемую в конеч-

ную продукцию ценность. С этих позиций, чем меньше уровень потерь и разубоживания при добыче и переработке руды, тем система разработки эффективнее. Но такой оценки для обоснования и выбора системы разработки недостаточно: разные системы разработки характеризуются разным уровнем интенсивности добычи и соответственно, разными сроками разработки месторождения, $T_1 \neq T_2$, разным уровнем производительности труда рабочих, разной себестоимостью 1 т добытой руды, что необходимо учитывать и оценить.

Для определения расчетных сроков разработки месторождения с фиксированными годовыми производственными мощностями рудника, $A_{\text{руд.}t}$ и обогатительной фабрики $A_{\text{оф.}t}$ при применении альтернативных систем разработки, необходимо на основе соответствующих расчетных годовых балансов металла $M_{\Delta t}$, рассчитать календарные графики отработки соответствующими системами балансовых запасов месторождения Q_b до их полного погашения. Увеличение сроков разработки месторождения для доработки запасов из-за применения изначально соответствующей системы контрпродуктивно.

Для оценки экономической эффективности и выбора системы разработки следует применять критерии, моделирующие соотношения положительных дисконтированных денежных потоков по годам реализации проекта – извлекаемой в конечную продукцию в процессе производства цен-

ности $\sum_{t=\tau}^T W_t$, а также накопленной в амортизационном фонде суммы аморти-

зационных отчислений $\sum_{t=1}^T a_t$, и дисконтированных отрицательных денежных

потоков – капитальных затрат на разведку месторождения, на строительство, техническое оснащение и поддержание производственной мощности предпри-

ятия $\sum_{t=0}^T K_t$, суммы эксплуатационных затрат, $\sum_{t=\tau}^T C_t$, налогов, налоговых сбо-

ров и платежей $\sum_{t=0}^T H_t$, на оплату банковских кредитов $\sum_{t=\tau}^T B_t$, на затраты по

ликвидации предприятия. Положительные и отрицательные дисконтированные денежные потоки формируют критерий чистой дисконтированной стоимости проекта – NPV , положительное значение которого показывает, что проект экономически приемлем.

Для горно-обогатительного производства

$$NPV = \sum_{t=\tau}^T \frac{M_{kt} Q_{\Delta t} U_{kt}}{(1+e)^t} + \sum_{t=\tau}^T \frac{a_t}{(1+e)^t} - \sum_{t=1}^T \frac{K_{pt} + K_{ot}}{(1+e)^t} - \sum_{t=\tau}^T \frac{C_{pt} + C_{ot} + H_t + B_t}{(1+e)^t}. \quad (22)$$

Для горно-металлургического производства

$$NPV = \sum_{t=\tau}^T \frac{M_{kt} Q_{\Delta t} U_{kt}}{(1+e)^t} + \sum_{t=\tau}^T \frac{a_t}{(1+e)^t} - \sum_{t=1}^T \frac{K_{pt} + K_{ot} + \eta K_{Mt}}{(1+e)^t} - \sum_{t=\tau}^T \frac{C_{pt} + C_{ot} + \eta C_{Mt} + H_t + B_t}{(1+e)^t}, \quad (23)$$

где K_{pt} , K_{ot} , K_{mt} - капитальные затраты на разведку месторождения, на строительство, техническое оснащение и поддержание производственной мощности рудника, ОФ, металлургического завода, млн.руб.; C_{pt} , $C_{of.t}$, C_{mt} – эксплуатационные затраты на руднике, ОФ, металлургическом заводе, включая затраты на поддержание экологии и ликвидацию предприятия, млн.руб.; H_t – налоги, налоговые сборы и платежи, не входящие в производственную себестоимость, млн.руб.; B_t – выплаты по банковским кредитам, млн руб.; η – доля затрат металлургического производства, приходящаяся на обслуживание данного горно-обогатительного предприятия.

Большее значение NPV у одной из сравниваемых систем показывает, что при прочих равных условиях эта система разработки экономически более эффективна и при выборе предприятию следует остановиться на ней.

Применяемый в некоторых случаях до последнего времени для выбора систем разработки критерий приведенных затрат не отражает экономической сущности взаимодействия денежных потоков в рыночных условиях и с 1994 года не рекомендован к применению. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРЕ

Петровов Аркадий Арамович – профессор, доктор технических наук, Московский государственный горный университет, Moscow State Mining University, Russia, ud@msmu.ru



ГОРНАЯ КНИГА



Управление энергетическими ресурсами горных предприятий

А.В. Ляхомский, Г.И. Бабокин

2012 г.

232 с.

ISBN: 978-5-98672-326-6

UDK: 622.65.2902:620.91

Описаны основные функции и элементы деятельности энергоменеджеров. Даны определения, цели, задачи, структура, мотивационные, информационные, маркетинговые и инвестиционные аспекты энергоменеджмента, функции всех элементов структуры менеджмента.

Приведены основные методы и средства, повышающие эффективность использования электрической и тепловой энергии в технологических процессах предприятий.

Описана методика и приведены основные этапы технико-экономического обследования систем энергогенерирования, энергораспределения и энергопотребления, позволяющего обосновать направления и разработать мероприятия по повышению энергоэффективности и снижению затрат на энергоресурсы предприятий минерально-сырьевого комплекса.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности "Электропривод и автоматика промышленных установок и технологических комплексов" направления подготовки "Электротехника, электромеханика и электротехнологии" и "Электроснабжение" направления подготовки "Электроэнергетика".