

УДК 622.271.3

**ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОЙ ГЛУБИНЫ ПЕРЕХОДА ОТ ОТКРЫТЫХ РАБОТ
К ПОДЗЕМНЫМ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

А. А. Ордин, И. В. Васильев

*Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, E-mail: ordin@misd.nsc.ru,
Красный проспект, 54, 630091, г. Новосибирск, Россия*

Изложена постановка задачи оптимизации глубины перехода от открытых горных работ к подземным для угольного месторождения с учетом лагового фактора. Приведены основные закономерности и результаты численного решения поставленной задачи на примере участка “Разрез Распадский” с использованием метода динамического программирования.

Динамическое программирование, лаговый фактор, оптимизация, глубина перехода, открытые и подземные горные работы

КРАТКИЙ АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ МЕТОДОВ

Проблеме обоснования оптимальной глубины перехода от открытых горных работ к подземным посвящено большое количество исследований в России и за рубежом [1 – 13]. Это связано прежде всего с тем обстоятельством, что при открытом способе добычи полезных ископаемых всегда существует предельная глубина карьера, с превышением которой экономически невыгодно продолжать его углубку из-за больших объемов вскрышных работ. Весьма важно еще на стадии проектирования установить предельную глубину карьера, учитывая влияние на экономическую эффективность последующей разработки оставшихся запасов подземным способом.

В качестве критерия оптимальности поставленной задачи обычно предлагается максимизировать общую прибыль или чистый дисконтированный доход (ЧДД, NPV) от отработки запасов месторождения открытым и подземным способами [4 – 13]. “При этом нельзя выбрать вариант, где максимальная прибыль достигается только от разработки карьера или только от шахтной добычи, а принимается вариант, в котором совместная отработка карьера и шахты дает максимальную прибыль” [11, с. 115].

Для решения задачи разработаны методы: Лерча – Гроссмана, Сеймура, плавающего конуса, динамического программирования, нейронной сети, теории графов, сетевых потоков и др. На базе этих методов широко используются программы Surpac Vision, NPV Sheduler, Four-X, MineShed, интегрированные 3-мерные CAD системы Datamine, Vulcan, MineScape, MineSight, Gemcom и др. [4, 5, 12].

Однако в большинстве опубликованных работ отсутствует постановка и решение более общей задачи — совместной оптимизации глубины перехода от открытых горных работ к подземным и проектных мощностей карьера и шахты. Необходимость постановки такой оптими-

зационной задачи очевидна, поскольку с изменением глубины перехода от открытых горных работ к подземным изменяются соответственно балансовые запасы полезного ископаемого для карьера и рудника, от которых непосредственно зависят их проектные мощности и сроки службы. Но, несмотря на эту очевидность, такая задача в имеющихся работах в России и за рубежом практически не ставилась и не исследовалась. Основной причиной, на наш взгляд, является отсутствие современной общепризнанной методики экономической оценки проектных мощностей и эффективности работы горнодобывающих предприятий с учетом лагового фактора. Достаточно сказать, что до сих пор в практике проектирования рудников для расчета проектной мощности в зависимости от запасов полезного ископаемого используется формула К. Тейлора, полученная им в 70-е годы прошлого века на основе статистического анализа работы рудников и карьеров в США, и аналогичная аналитическая зависимость для угольных шахт, полученная П. З. Звягиным в 30-е годы прошлого века путем минимизации простейшей функции себестоимости добычи угля.

В ИГД СО РАН разработана методика оптимизации проектных мощностей горнодобывающих предприятий на основе лагового моделирования, которая прошла апробацию в проектных организациях “Гипроуголь”, “Кузбассгипрошахт”, “Якутнипроалмаз” и использована в ряде проектов шахт, карьеров и рудников [14–17]. Лаговые модели позволяют учитывать влияние задержек во времени на будущую прибыль и таким образом оценивать экономический ущерб от замораживания инвестиций в период строительства предприятий.

ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ЗАДАЧИ

Особенностью открытого способа добычи полезных ископаемых является существование четко выраженного максимума общей дисконтированной прибыли за срок службы карьера от глубины разработки [16]. Максимум этой функции формируется за счет разности между полученной прибылью от ведения непосредственно очистных работ и затратами на вскрышные работы. Как показано в [16], для цилиндрической кимберлитовой трубки радиусом R целевая функция общей дисконтированной прибыли карьера от глубины H разработки имеет вид кубической параболы (рис. 1):

$$\begin{aligned} F_0(H) &= \varepsilon(H, A_0)[(s - c_0)\gamma_0 V_0(H) - c_B \gamma_B V_B(H)] = \\ &= \varepsilon(H, A_0)(s - c_0)\gamma_0 \pi R^2 (H - h) - \varepsilon(H, A_0)c_B \gamma_B \pi \left(\frac{H^3 \operatorname{ctg}^2 \beta}{3} + H^2 R \operatorname{ctg} \beta + R^2 h \right) = \\ &= -aH^3 - bH^2 + cH - d \rightarrow \max, \end{aligned} \quad (1)$$

где c_0 — себестоимость открытых добычных работ, руб./т; c_B — себестоимость вскрышных работ, руб./м³; V_0, V_B — объемы добычи руды открытым способом и вскрышных работ, тыс. м³; γ_0, γ_B — плотности полезного ископаемого и вскрышных пород соответственно, т/м³; h — глубина наносов, м; β — генеральный угол борта карьера, град; $\varepsilon(H, A_0)$ — коэффициент дисконтирования будущих затрат карьера, зависящий от глубины H и проектной мощности карьера A_0 , определяемый по формуле

$$\begin{aligned} \varepsilon(H, A_0) &= \frac{1}{T_0} \sum_{t=1}^{T_0} \frac{1}{(1+E)^t} = \frac{1}{T_0 E} [1 - (1+E)^{-T_0}] = \\ &= \frac{A_0}{Q(H)E} [1 - (1+E)^{-Q(H)/A_0}], \end{aligned} \quad (2)$$

где $T_0 = Q(H)/A_0$ — срок службы карьера, лет; $Q(H)$ — зависимость запасов полезного ископаемого от глубины разработки карьера, млн т; E — норма дисконта.

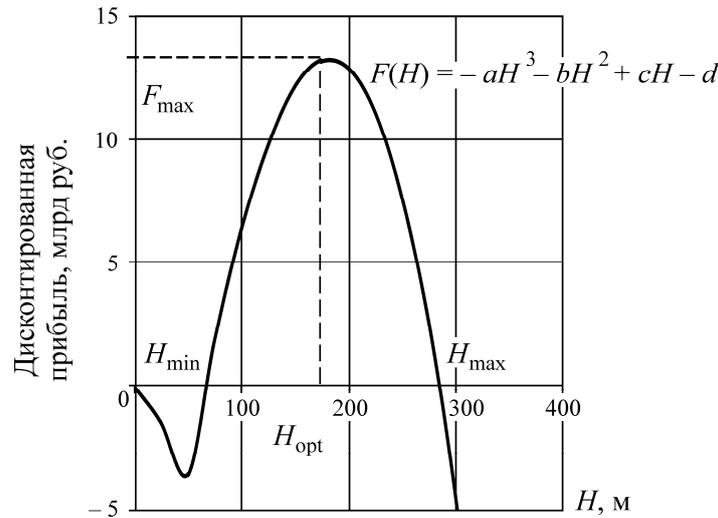


Рис. 1. Кубическая зависимость дисконтированной прибыли карьера от глубины

Для кубической параболы, представленной на рис. 1, существуют три точки: H_{\min} , H_{opt} , H_{\max} , характеризующие соответственно минимально допускаемую, оптимальную и предельную глубины карьера. Максимум целевой функции F_{\max} соответствует оптимальной глубине работы карьера, которая определяется путем дифференцирования целевой функции (1) [16]:

$$H_{\text{opt}} = R \operatorname{tg} \beta \left(\sqrt{\frac{\gamma_0 (s - c_0)}{\gamma_B c_B} + 1} - 1 \right) = R \operatorname{tg} \beta \left(\sqrt{\frac{\gamma_0 K_{\max}}{\gamma_B} + 1} - 1 \right), \quad (3)$$

а точке безубыточности H_{\max} соответствует предельный коэффициент вскрыши для открытых горных работ, рассчитанный по известной формуле [1, 2]:

$$K_{\max} = \frac{V_{\max}}{A} = \frac{s - c_0}{c_B}, \quad (4)$$

где K_{\max} — предельный коэффициент вскрыши, м³/т; V_{\max} — предельный по условиям нулевой прибыли годовой объем вскрыши, млн м³/год; A — проектная мощность карьера, млн т/год; s — рыночная цена угля, руб./т.

Учет в целевой функции (1) дополнительной прибыли от отработки оставшихся запасов полезных ископаемых подземным способом, как показано в [16], приводит к смещению точки максимума функции в сторону уменьшения оптимальной глубины H_{opt} . Целевая функция общей дисконтированной прибыли от отработки запасов полезного ископаемого открытым и подземными способами в общем виде выглядит следующим образом:

$$F(H) = F_0(H) + F_p(H_p - H) = \quad (5)$$

$$= \varepsilon_0(H, A_0)(s - c_0)\gamma_0 V_0(H) + \varepsilon_p(H, A_0, A_p)(s - c_p)\gamma_0 V_p(H_p - H) - \varepsilon_0(H, A_0)c_B \gamma_B V_B(H) \rightarrow \max,$$

где $F_0(H)$, $F_p(H_p - H)$ — общая дисконтированная прибыль, полученная соответственно от открытых и подземных горных работ; H_p — глубина разведанных запасов полезного ископае-

мого; c_p, V_p — себестоимость подземных горных работ и оставшийся объем полезного ископаемого, извлекаемый подземным способом соответственно; ε_p — коэффициент дисконтирования прибыли от подземных горных работ, определяемый по формуле

$$\varepsilon_p = \frac{1}{T_o + T_p} \sum_{t=T_o}^{T_o+T_p} \frac{1}{(1+E)^t} = \frac{1}{(T_o + T_p)E} \left(\frac{1}{(1+E)^{T_o}} - \frac{1}{(1+E)^{(T_o+T_p)}} \right), \quad (6)$$

где T_o, T_p — сроки службы карьера и рудника соответственно, зависящие от запасов полезного ископаемого и проектных мощностей карьера и рудника.

Аналитическое решение для расчета оптимальной глубины перехода от открытых горных работ к подземным, при которой достигается максимум суммарной прибыли (5), получено нами для цилиндрической кимберлитовой трубки [16]:

$$H'_{opt} = R \operatorname{tg} \beta \left(\sqrt{\frac{\gamma_o(c_p - c_o)}{\gamma_b c_b} + 1} - 1 \right) = R \operatorname{tg} \beta \left(\sqrt{\frac{\gamma_o K_p}{\gamma_b} + 1} - 1 \right), \quad (7)$$

где K_p — предельный коэффициент вскрыши при переходе от открытых горных работ к подземным.

При рентабельной работе себестоимость подземных горных работ меньше рыночной цены полезного ископаемого ($c_p < s$) и сравнение формулы (7) с выражением (3) действительно позволяет утверждать об уменьшении оптимальной глубины при переходе от открытых горных работ к подземным ($H'_{opt} < H_{opt}$, так как $K_p < K_{max}$).

Для подтверждения этого результата на рис. 2 показаны результаты расчетов (с использованием программы DATAMINE) чистого дисконтированного дохода (ЧДД) при проектировании открытых и подземных горных работ для условий кимберлитовой трубки “Ботуобинская” АК “АЛРОСА” [16].

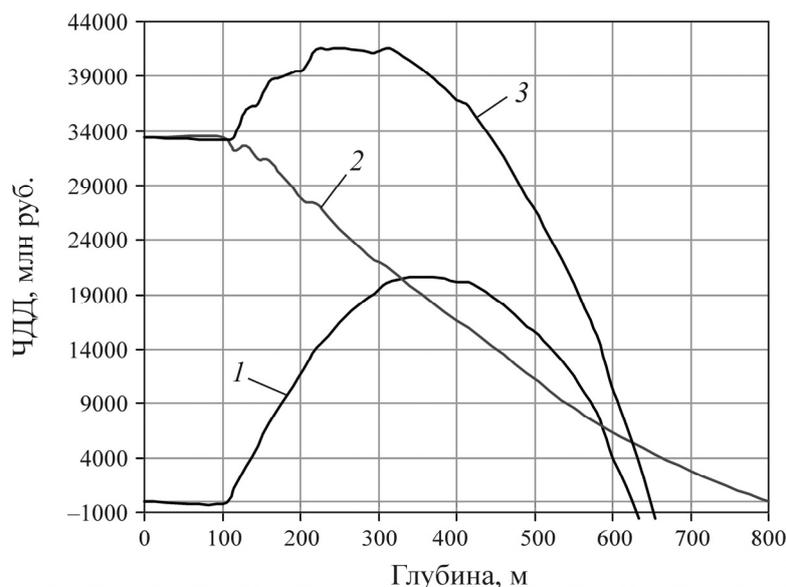


Рис. 2. Зависимость ЧДД для трубки “Ботуобинская” от глубины при переходе от открытых горных работ к подземным: 1 — ЧДД карьера; 2 — ЧДД рудника от отработки остаточных запасов руды; 3 — суммарный ЧДД карьера и рудника

ЛАГОВАЯ ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ

В лаговой постановке задача совместной оптимизации глубины H перехода от открытых горных работ к подземным и проектных мощностей горнодобывающих предприятий заключается в максимизации чистого дисконтированного дохода за весь период отработки угольного месторождения:

- при одновременной работе разреза и шахты:

$$W(H, A_o, A_p) = \sum_{t=T_o^c(A_o)}^{T_o^c(A_o)+\frac{Q_o(H)}{A_o}} \frac{(s(t)-c_o(t))A_o}{(1+E)^t} + \sum_{t=T_p^c(A_p)}^{T_p^c(A_p)+\frac{Q_p(H_p-H)}{A_p}} \frac{(s(t)-c_p(t))A_p}{(1+E)^t} - \sum_{t=1}^{A_o} \frac{c_b(t)V_{вг}(H)}{(1+E)^t} - \frac{K_o(A_o)}{T_o^c(A_o)} \sum_{t=1}^{T_o^c(A_o)} \frac{1}{(1+E)^t} - \frac{K_p(A_p)}{T_p^c(A_p)} \sum_{t=1}^{T_p^c(A_p)} \frac{1}{(1+E)^t} \rightarrow \max, \quad (8)$$

- при последовательной работе, т. е. при вводе шахты в эксплуатацию после окончания открытых горных работ:

$$W(H, A_o, A_p) = \sum_{t=T_o^c(A_o)}^{T_o^c(A_o)+\frac{Q_o(H)}{A_o}} \frac{(s(t)-c_o(t))A_o}{(1+E)^t} + \sum_{t=T_p^c(A_p)+T_o^c(A_o)+\frac{Q_o(H)}{A_o}}^{T_p^c(A_p)+T_o^c(A_o)+\frac{Q_o(H)}{A_o}+\frac{Q_p(H_p-H)}{A_p}} \frac{(s(t)-c_p(t))A_p}{(1+E)^t} - \sum_{t=1}^{A_o} \frac{c_b(t)V_{вг}(H)}{(1+E)^t} - \frac{K_o(A_o)}{T_o^c(A_o)} \sum_{t=1}^{T_o^c(A_o)} \frac{1}{(1+E)^t} - \frac{K_p(A_p)}{T_p^c(A_p)} \sum_{t=T_o^c(A_o)+\frac{Q_o(H)}{A_o}}^{T_p^c(A_p)+T_o^c(A_o)+\frac{Q_o(H)}{A_o}} \frac{1}{(1+E)^t} \rightarrow \max, \quad (9)$$

где $T_o^c(A_o)$, $T_p^c(A_p)$ — строительные лаги в зависимости от проектных мощностей разреза и шахты соответственно; A_o , A_p — оптимизируемые проектные мощности разреза и шахты соответственно, млн т/год; $s(t)$, $c_o(t)$, $c_b(t)$, $c_p(t)$ — тренды рыночной цены на уголь, себестоимостей открытых добычных и вскрышных работ, подземных горных работ соответственно; t — время, лет; $Q(H)$, $Q(H_p - H)$ — балансовые запасы угля, обрабатываемые разрезом и шахтой в зависимости от оптимизируемой глубины H , соответственно, млн т; $K_o(A_o)$, $K_p(A_p)$ — зависимости инвестиций от проектных мощностей разреза и шахты соответственно, млн руб.

Задачи (8), (9) относятся к классу лаговых, трендовых, нелинейных моделей с функциональными зависимостями пределов суммирования денежных потоков от оптимизируемых переменных — проектных мощностей разреза и шахты и глубины перехода от открытых горных работ к подземным.

Нелинейный характер зависимостей (8), (9) от оптимизируемых переменных и существование экстремума целевой функции можно проанализировать при допущении независимости от времени рыночной цены на уголь и эксплуатационных затрат. В этом случае после преобразований функциональные зависимости (8), (9) имеют вид:

- при одновременной работе разреза и шахты (открыто-подземная технология):

$$\begin{aligned}
 W(H, A_o, A_p) = & \frac{(s - c_o)A_o}{E} \left((1 + E)^{-T_o^c(A_o)} - (1 + E)^{-\left(T_o^c(A_o) + \frac{Q_o(H)}{A_o}\right)} \right) + \\
 & + \frac{(s - c_p)A_p}{E} \left((1 + E)^{-T_p^c(A_p)} - (1 + E)^{-\left(T_p^c(A_p) + \frac{Q_p(H_p - H)}{A_p}\right)} \right) - \frac{c_b V(H)A_o}{Q_o(H)E} \left(1 - (1 + E)^{-\frac{Q_o(H)}{A_o}} \right) - \\
 & - \frac{K_o(A_o)}{ET_o^c(A_o)} \left(1 - (1 + E)^{-T_o^c(A_o)} \right) - \frac{K_p(A_p)}{ET_p^c(A_p)} \left(1 - (1 + E)^{-T_p^c(A_p)} \right) \rightarrow \max,
 \end{aligned} \tag{10}$$

- при последовательной работе разреза и затем шахты:

$$\begin{aligned}
 W(H, A_o, A_p) = & \frac{(s - c_o)A_o}{E} \left((1 + E)^{-T_o^c(A_o)} - (1 + E)^{-\left(T_o^c(A_o) + \frac{Q_o(H)}{A_o}\right)} \right) + \\
 & + \frac{(s - c_p)A_p}{E} \left((1 + E)^{-\left(T_p^c(A_p) + T_o^c(A_o) + \frac{Q_o(H)}{A_o}\right)} - (1 + E)^{-\left(T_p^c(A_p) + T_o^c(A_o) + \frac{Q_o(H)}{A_o} + \frac{Q_p(H_p - H)}{A_p}\right)} \right) - \\
 & - \frac{c_b V(H)A_o}{Q_o(H)E} \left(1 - (1 + E)^{-\frac{Q_o(H)}{A_o}} \right) - \frac{K_o(A_o)}{ET_o^c(A_o)} \left(1 - (1 + E)^{-T_o^c(A_o)} \right) - \\
 & - \frac{K_p(A_p)}{ET_p^c(A_p)} \left((1 + E)^{-\left(T_o^c(A_o) + \frac{Q_o(H)}{A_o}\right)} - (1 + E)^{-\left(T_o^c(A_o) + \frac{Q_o(H)}{A_o} + \frac{Q_p(H_p - H)}{A_p}\right)} \right) \rightarrow \max.
 \end{aligned} \tag{11}$$

РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ И АНАЛИЗ ВЛИЯЮЩИХ ФАКТОРОВ

Решение поставленной задачи выполнено на примере обоснования оптимальной глубины перехода от открытых горных работ к подземным для участка “Разрез Распадский”.

Поле участка “Разрез Распадский” расположено в северо-восточной части Распадского каменноугольного месторождения Томь-Усинского геолого-экономического района Кемеровской области. В лицензионных границах этого участка прослеживаются два угольных пласта, 21 и 19, со средними мощностями соответственно 8.86 и 10.47 м. Средний угол падения пластов 25°, балансовые запасы угля марки ГЖО составляют 21 млн т. Длина пластов по простиранию 2700 м, мощность наносов 10 м, мощность междупластья до 160 м. Максимальная глубина запасов угля, подлежащих обработке открытым способом, по проекту составляет 150 м. Обработка этих двух пластов предусматривается двумя самостоятельными участками открытых горных работ (рис. 3).

Решение задачи поиска максимума целевых функций (8)–(11) осуществлялось последовательно, по отдельным этапам и частям этих функциональных зависимостей с целью анализа влияющих факторов на оптимальные параметры.

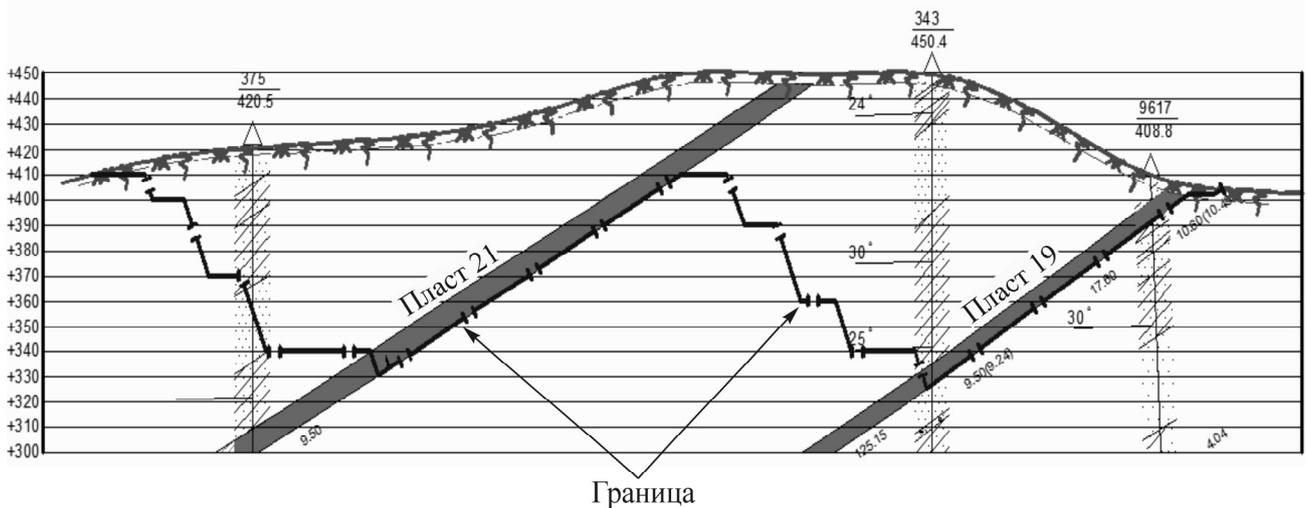


Рис. 3. Проектные границы участков открытых горных работ “Разреза Распадский”

I этап — поиск максимума ЧДД при отработке пластов открытым способом.

Целевая функция имеет вид:

$$W(H, A_0) = \frac{(s - c_0) A_0}{E} \left((1 + E)^{-T_0^c(A_0)} - (1 + E)^{-\left(T_0^c(A_0) + \frac{Q_0(H)}{A_0}\right)} \right) - \frac{c_v V(H) A_0}{Q_0(H) E} \left(1 + (1 + E)^{\frac{Q_0(H)}{A_0}} \right) - \frac{K_0(A_0)}{E T_0^c(A_0)} \left(1 + (1 + E)^{-T_0^c(A_0)} \right) \rightarrow \max. \quad (12)$$

Результаты решения задачи (12) для пластов 21 и 19 приведены на рис. 4.

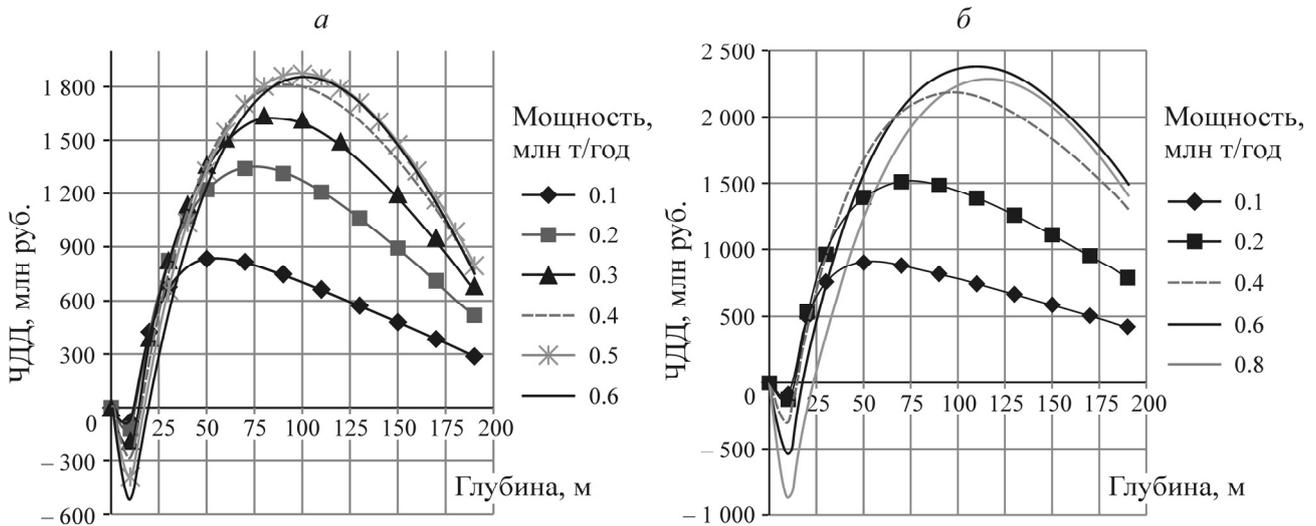


Рис. 4. Зависимости ЧДД от глубины открытых горных работ при отработке: а — пласта 21; б — пласта 19

Как видно, оптимальными решениями при отработке открытым способом являются: для пласта 21 — глубина 100 м и проектная мощность участка 500 тыс. т/год, для пласта 19 — глубина 110 м и проектная мощность участка 600 тыс. т/год.

При формировании целевой функции (12) дисконтированная прибыль при отработке угольного пласта мощностью m , углом падения α и протяженностью по простиранию L открытым способом формировалась также в виде кубической параболы относительно глубины H :

$$\begin{aligned}
 F_o(H) &= \varepsilon[(s - c_o)\gamma_o V_o(H) - c_b \gamma_b V_b(H)] = \\
 &= \varepsilon(s - c_o)\gamma_o m L \frac{(H - h)}{\sin \alpha} - \varepsilon c_b \gamma_b \left[\pi \frac{H}{3} (L_1 L_2 + l_1 l_2 + \sqrt{L_1 L_2 l_1 l_2}) - m L \frac{(H - h)}{\sin \alpha} \right] = \\
 &= -a_1 H^3 - b_1 H^2 + c_1 H - d_1 \rightarrow \max,
 \end{aligned}
 \tag{13}$$

где малые и большие полуоси эллипсов поперечных сечений карьера на глубине H и земной поверхности определяются соответственно по формулам:

$$l_1 = \frac{0.5m}{\sin \alpha}; \quad l_2 = 0.5L; \quad L_1 = 0.5(2l_1 + H \operatorname{ctg} \alpha + H \operatorname{ctg} \beta); \quad L_2 = 0.5L + H \operatorname{ctg} \beta.
 \tag{14}$$

В целевой функции (5) объем вскрышных пород $V_b(H)$ определяется с учетом формулы для расчета объема эллиптического усеченного конуса [14].

Особенностью функциональной зависимости (13) является заметное смещение максимума функции в сторону уменьшения глубины открытых горных работ за счет влияния коэффициента дисконтирования $\varepsilon(H)$ (рис. 5). Из расчетных данных, приведенных в табл. 1 для пласта 21, видно, что максимальная валовая прибыль 4.4 млрд руб. достигается при глубине разреза 130 м, а учет коэффициента дисконтирования денежных потоков приводит к снижению дисконтированной прибыли до 2.72 млрд руб. и оптимальной глубины до 110 м. Этому же значению оптимальной глубины соответствует максимум ЧДД 2.33 млрд руб.

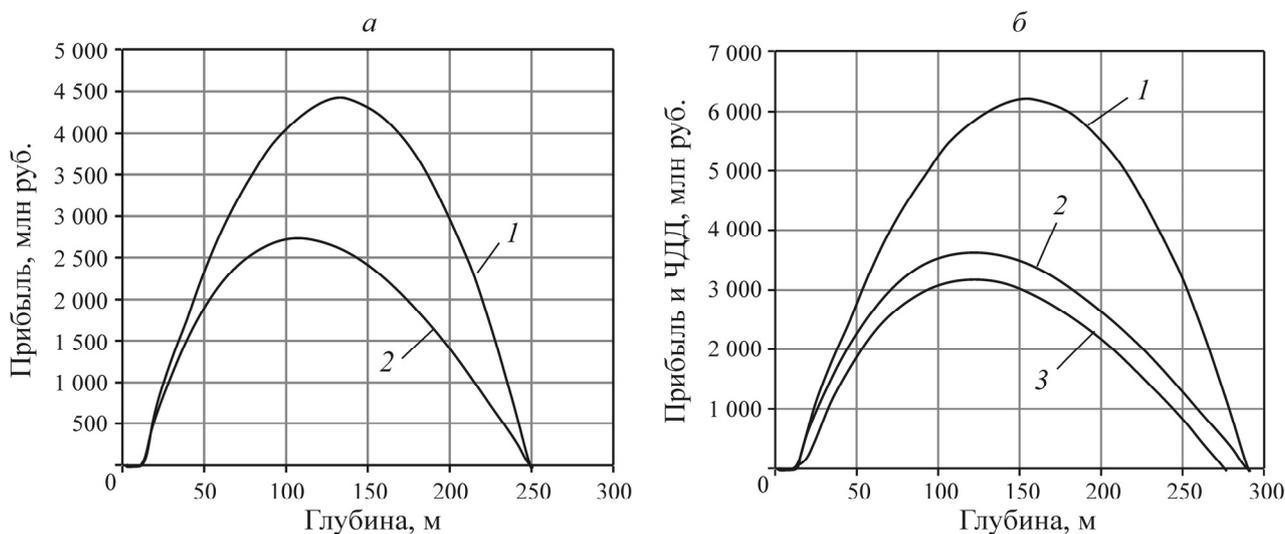


Рис. 5. Зависимости валовой, дисконтированной прибылей и ЧДД от глубины открытых горных работ при отработке: а — пласта 21; б — пласта 19; 1 — общая прибыль; 2 — дисконтированная прибыль; 3 — ЧДД

Из табл. 1 видно, что расчетный текущий коэффициент вскрыши, равный отношению объема вскрыши к объему угля, соответствует предельному коэффициенту вскрыши, определяемому по (4), при глубине открытых горных работ $H_{\max} = 250$ м. Этому же значению глубины соответствуют нулевые значения прибыли и ЧДД.

ТАБЛИЦА 1. Расчетные значения критериев оптимальности и коэффициента вскрыши для пласта 21 при проектной мощности участка открытых горных работ 500 тыс. т/год

Глубина H , м	Объем угля, млн т	Объем вскрыши, млн м ³	Срок службы карьера, лет	Общая прибыль, млрд руб.	Коэффициент дисконтирования	Дисконтированная прибыль, млрд руб.	ЧДД, млрд руб.	Коэффициент вскрыши, м ³ /т	
								текущий	предельный
10.0	0.00	0.76	0.00	-0.074	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
30.0	1.55	2.90	2.27	1.23	0.88	1.09	0.70	1.87	10.03
50.0	3.10	7.29	4.53	2.32	0.81	1.88	1.50	2.35	10.03
70.0	4.66	13.97	6.80	3.19	0.75	2.39	2.00	3.00	10.03
90.0	6.21	22.98	9.06	3.82	0.69	2.65	2.26	3.70	10.03
110.0	7.76	34.37	11.33	4.23	0.64	2.72	2.33	4.43	10.03
130.0	9.31	48.23	13.59	4.40	0.60	2.62	2.24	5.18	10.03
150.0	10.86	64.62	15.86	4.32	0.56	2.40	2.01	5.95	10.03
170.0	12.41	83.62	18.12	3.98	0.52	2.06	1.68	6.74	10.03
190.0	13.97	105.3	20.39	3.39	0.49	1.64	1.25	7.54	10.03
210.0	15.52	129.7	22.65	2.52	0.46	1.15	0.76	8.36	10.03
230.0	17.07	157.0	24.92	1.37	0.43	0.59	0.20	9.20	10.03
250.0	18.62	187.2	27.18	-0.05	0.40	-0.02	-0.41	10.06	10.03
270.0	20.17	220.4	29.45	-1.77	0.38	-0.67	-1.06	10.93	10.03
290.0	21.72	256.7	31.71	-3.79	0.36	-1.36	-1.75	11.82	10.03

II этап — расчет ЧДД при отработке оставшихся запасов угля подземным способом.

Расчет ЧДД шахты для отработки остающихся после окончания открытых горных работ балансовых запасов угля пластов 19 и 21 произведен в зависимости от проектной мощности шахты A_p и глубины H , на которой прекращаются открытые горные работы, по формуле

$$W(H, A_p) = \frac{(s - c_p) A_p}{E} \left((1 + E)^{-T_p^c(A_p)} - (1 + E)^{-\left(T_p^c(A_p) + \frac{Q_p(H_p - H)}{A_p}\right)} \right) - \frac{K_p(A_p)}{E T_p^c(A_p)} \left(1 - (1 + E)^{-T_p^c(A_p)} \right) \rightarrow \max. \quad (15)$$

Результаты расчетов приведены на рис. 6. Основная закономерность заключается в том, что при увеличении глубины разреза чистый дисконтированный доход и оптимальные значения проектной мощности шахты снижаются в связи с уменьшением запасов угля для подземного способа отработки.

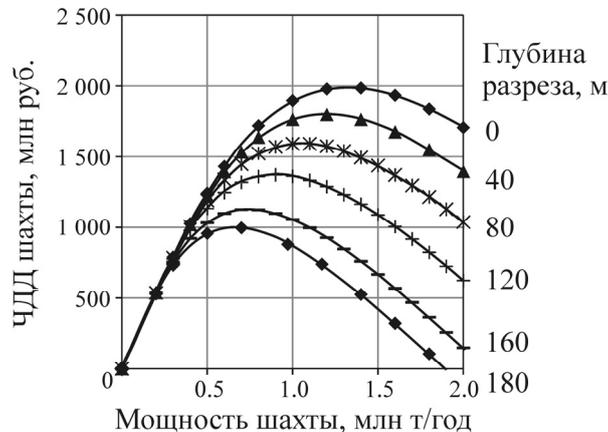


Рис. 6. Зависимость ЧДД от глубины разреза и проектной мощности шахты при отработке пластов 19 и 21

III этап — расчет ЧДД при одновременной и последовательной отработке пластов 19 и 21 открытым и подземным способами.

Решение общей задачи совместной оптимизации глубины перехода от открытых горных работ к подземным и проектных мощностей разреза и шахты по условию максимума ЧДД (8), (9) проведено с использованием принципа оптимальности динамического программирования: “... какое бы не было первоначальное состояние и решение в начальный момент, последующие решения должны составлять оптимальное поведение относительно состояния, получающегося в результате первого решения” [18, с. 37].

В соответствии с этим принципом применительно к поставленной задаче максимизации чистого дисконтированного дохода от отработки всех запасов угольного месторождения открытым и подземным способами основное функциональное уравнение динамического программирования можно записать в виде

$$W(H, A_o, A_p) = \max_H \left\{ \max_{A_o} [W_o(H, A_o)] + \max_{A_p} [W_p(H_p - H, A_p)] \right\}, \quad (16)$$

$$H = 0, \Delta H, 2\Delta H, \dots, H_p.$$

В табл. 2 приведены результаты решения задачи (16) при последовательной отработке пластов 19 и 21 первоначально открытым и затем подземным способами. Жирным шрифтом в табл. 2 выделены оптимальные решения.

ТАБЛИЦА 2. Результаты оптимизации проектных мощностей шахты и разреза методом динамического программирования при последовательной отработке пластов 19 и 21

Глубина горных работ H , м	Максимум ЧДД двух участков разреза, млн руб.	Суммарная оптимальная мощность двух участков разреза, млн т/год	Максимум ЧДД шахты, млн руб.	Оптимальная проектная мощность шахты, млн т/год	Максимум суммарного ЧДД разреза и шахты, млн руб.
0	0	0	1989.77	1.3	1989.77
10	-167.6	0.2	1989.77	1.3	1822.17
20	978.3	0.4	1823.67	1.2	2802.00
30	1818.4	0.4	1671.43	1.2	3489.84
40	2496.0	0.7	1531.91	1.2	4027.95
50	3042.2	0.7	1404.03	1.2	4446.2
60	3466.8	0.7	1286.83	1.1	4753.6
70	3786.7	1.1	1179.41	1.1	4966.10
80	4017.7	1.1	1080.95	1.1	5098.70
90.0	4171.4	1.1	990.72	1.0	5162.13
100.0	4239.7	1.1	908.02	1.0	5147.7
110	4230.4	1.1	832.22	0.9	5062.63
120	4158.0	1.1	762.75	0.9	4920.75
130	4028.9	1.1	699.08	0.9	4728.00
140	3846.6	1.1	640.72	0.8	4487.31
150	3611.0	1.1	587.23	0.8	4198.22
160	3327.8	1.1	538.21	0.7	3866.00
170	3012.6	1.1	493.29	0.7	3505.84
180	2663.7	1.1	452.11	0.7	3115.77
190	2293.6	1.1	414.37	0.6	2707.99

Согласно данным табл. 2, суммарная величина ЧДД достигает максимума 5162.13 млн руб. при оптимальных проектных мощностях шахты 1.0 млн т/год и двух участков разреза 1.1 млн т/год (0.5 млн т/год для участка пласта 21 и 0.6 млн т/год для участка пласта 19). При общем росте ЧДД с 4239.7 до 5162.13 млн руб. оптимальная глубина перехода с открытого способа добычи угля на подземный при этом уменьшается со 100 до 90 м. Для наглядности эти результаты решения задачи приведены на рис. 7 в виде зависимости ЧДД от глубины горных работ.

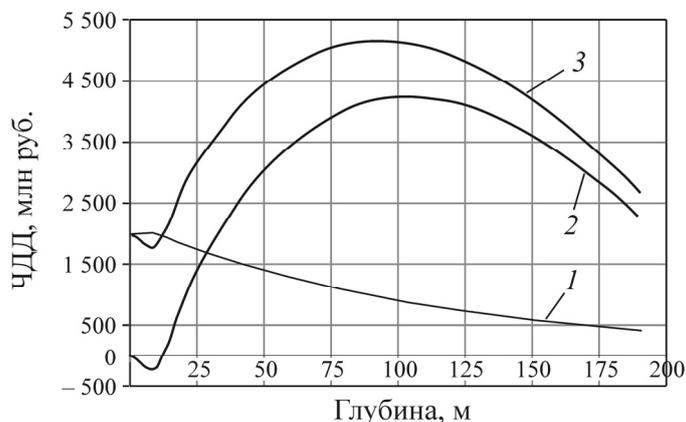


Рис. 7. Зависимость ЧДД от глубины при последовательной отработке пластов 19 и 21 открытым и подземным способами: 1 — максимум ЧДД шахты; 2 — максимум ЧДД двух участков разреза; 3 — максимум суммарного ЧДД разреза и шахты

ВЫВОДЫ

В современных условиях рыночной экономики для собственников горнодобывающих предприятий наибольший интерес представляют оптимальные технологические параметры шахт и карьеров, при которых можно достичь максимума прибыли или чистого дисконтированного дохода за весь период отработки месторождения. К таким технологическим параметрам относятся глубина перехода от открытых горных работ к подземным и проектные мощности карьера и шахты.

Для угольного месторождения, так же как и для кимберлитовых трубок, функциональная зависимость общей прибыли представляет собой кубическую параболу, имеющую точку максимума и две точки безубыточности относительно глубины разработки, одна из которых характеризуется предельным коэффициентом вскрыши. Следует заметить, что предельный коэффициент вскрыши может использоваться только для определения границы безубыточности работы карьера по глубине. Главным критерием для определения оптимальной глубины перехода от открытых горных работ к подземным является максимум суммарного чистого дисконтированного дохода от эксплуатации карьера и шахты.

Коэффициент дисконтирования будущих денежных потоков, функционально зависящий от глубины горных работ и проектной мощности разреза, оказывает значительное влияние на точку максимума дисконтированной прибыли, смещая ее в сторону уменьшения оптимальной глубины открытых горных работ.

Для решения задачи совместной оптимизации проектных мощностей шахты и разреза и глубины перехода от открытых горных работ к подземным для отработки угольного месторождения следует использовать метод динамического программирования с учетом лагового фактора.

В результате решения поставленной задачи методом динамического программирования доказано, что учет в критерии оптимальности прибыли от эксплуатации шахты смещает в сторону уменьшения оптимальную глубину перехода от открытых горных работ к подземным. В част-

ности, на примере отработки двух угольных пластов участка “Разрез Распадский” оптимальные проектные мощности участков открытых горных работ составляют соответственно 500 тыс. т/год при отработке пласта 21 и 600 тыс. т/год при отработке пласта 19; оптимальная проектная мощность шахты равна 1000 тыс. т/год, а оптимальная глубина перехода от открытых горных работ к подземным — 90 м.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Супрун В. И., Рыбак Л. В., Радченко С. А. и др. Обоснование границ открытых горных работ при отработке крупных угольных брахисинклиналей // Уголь. — 2012. — № 6.
2. Твердов А. А., Жура А. В., Никишичев С. Б. Современные методические подходы к определению границ открытых горных работ // Уголь. — 2009. — № 2.
3. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю. Открыто-подземная технология добычи угля // Уголь. — 2009. — № 2.
4. Капутин Ю. Е. Информационные технологии планирования горных работ. — СПб.: Недра, 2004.
5. Капутин Ю. Е. Информационные технологии и экономическая оценка горных проектов. — СПб.: Недра, 2008.
6. Димитракопулос Р. Стохастическая оптимизация стратегического проектирования шахт: десятилетие разработок и исследований // ФТПРПИ. — 2011. — № 2.
7. Элкингтон Т., Дурхэм Р. Объединение задач определения размера приконтурных блоков и оптимизации производственной мощности карьера // ФТПРПИ. — 2011. — № 2.
8. Сабур С., Димитракопулос Р. Учет геологических и экономических неопределенностей, фактора эксплуатационной гибкости при проектировании открытых горных работ // ФТПРПИ. — 2011. — № 2.
9. Ричмонд Э. Оптимизация эффективности открытых горных работ с помощью сроков капиталовложений и стохастического моделирования на основе переменных, зависящих от времени // ФТПРПИ. — 2011. — № 2.
10. Годой М., Димитракопулос Р. Количественный анализ рисков при стратегическом планировании горных работ: методика и применение // ФТПРПИ. — 2011. — № 2.
11. Кинг Б. Стратегическое планирование как средство повышения рентабельности горного производства // ФТПРПИ. — 2011. — № 2.
12. Achireko P. K. Application of modified conditional simulation and artificial neural networks to open pit mining, Canada, Nova Scotia, Halifax, Dalhousie University Daltech, 1998.
13. Мигер К., Димитракопулос Р., Эйвис Д. Оптимизация метода проектирования карьера, размера выемочных блоков и проблема межблочного интервала // ФТПРПИ. — 2014. — № 3.
14. Ордин А. А. Динамические модели оптимизации проектной мощности шахты. — Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1991.
15. Ордин А. А., Никольский А. М., Голубев Ю. Г. Лаговое моделирование и оптимизация проектной мощности рудника при отработке россыпных алмазоносных залежей “Солур” и “Восточная” Республики Саха (Якутия) // ФТПРПИ. — 2012. — № 3.
16. Ордин А. А., Клишин В. И. Оптимизация технологических параметров горнодобывающих предприятий на основе лаговых моделей. — Новосибирск: Наука, 2009.
17. Кодола В. В., Ордин А. А. Оптимизация технологических параметров при проектировании участка подземных горных работ на действующем разрезе “Сибиргинский” // Уголь. — 2000. — № 8.
18. Беллман Р. Прикладные задачи динамического программирования. — М.: Наука, 1965.

Поступила в редакцию 30/IV 2014