

**А.Г. Кузнецов, В.И. Зернов**

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА В СОВРЕМЕННЫХ ЭКОНОМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ**

*Выполнен анализ ранее имеющихся методик определения оптимальной производственной мощности подземного рудника. Предложена новая методика определения оптимальной производственной мощности рудника на основе критерия максимум чистого дисконтированного дохода с примером.*

*Ключевые слова: оптимальная производственная мощность, мощность, урановый рудник, чистый дисконтированный доход, критерий оптимизации*

**П**ри проектировании нового горного предприятия определение его оптимальной производственной мощности (далее мощность) является для проектировщиков задачей №1. От правильного выбора мощности во многом зависит вся последующая экономика будущего рудника или карьера. Мощность определяет срок функционирования рудника, технико-экономические показатели его эксплуатации, капитальные вложения на строительство, эксплуатационные затраты на добычу и переработку руды и, наконец, долевое участие данного предприятия в покрытии общей мировой или внутренней потребности в данном товарном металле.

Проблемой выбора экономически оптимальной производственной мощности подземного рудника занимались в разные годы М.И. Агошков, В.А. Симаков, Д.Р. Каплунов, В.А. Шестаков и другие авторы [1, 2, 3, 4]. В последние годы Советской власти и в начале рыночных преобразований в России этим вопросом занимался А.С. Астахов [5].

Метод оптимизации производственной мощности рудника был впервые предложен около 60 лет назад академиком М. И. Агошковым [1,2].

М.И. Агошков предложил следующее выражение для определения оптимальной мощности рудника

$$c_o = aA + \frac{b}{A} + c, \quad (1)$$

где  $c_o$  - себестоимость добычи 1 т руды, руб;  $A$  – производственная мощность рудника, т/год;  $a, b, c$  – стоимостные коэффициенты, которые определяются эмпирическим или аналитическим путем.

Оптимальное значение мощности рудника, отвечающее минимальной себестоимости добычи, М. И. Агошков предложил определять на основе дифференцирования выражения (1) и приравнивания к нулю его первой производной

$$\frac{dc_o}{dA} = a - b / A^2 = 0, \text{ отсюда} \\ A_{opt} = \sqrt{b/a}. \quad (2)$$

Академик Л.Д. Шевяков [6, 7] указал на то, что найденное по формулам (1, 2) оптимальное значение параметра  $A_{opt}$  нужно рассматривать не как строго определенную величину, а как широкую область практически равноценных по себестоимости значений, объясняя это особым свойст-

вом функций рассматриваемого вида, которые в области перегиба, т.е. минимума или максимума, являются очень пологими.

Симаков В. А. [3] исследовал предложенную М. И. Агошковым зависимость(1), представив себестоимость добычи 1 т как сумму эксплуатационных расходов, отнесенных на 1 т добытой рудной массы  $q_s$  и амортизационных отчислений на 1 т добытой рудной массы  $q_a$

$$c_d = q_s + q_a . \quad (3)$$

Эксплуатационные расходы  $q_s$  В.А. Симаков предложил рассматривать как сумму удельных условно-постоянных  $q_{nc}$  и удельных переменных  $q_{nep}$  расходов в общих эксплуатационных расходах.

Зависимость для показателя  $q_s$  от годовой производственной мощности рудника по Симакову В. А. выражается следующей формулой

$$q_s = \frac{A'q_{nc}}{A_e} + \frac{A_e q_{nep}}{A_e} = \frac{A'q_{nc}}{A_e} + q_{nep} , \quad (4)$$

где  $A'$  - базовая годовая производственная мощность рудника, для которой имеется расчетная калькуляция себестоимости добычи руды, и для которой определены  $q_{nc}$  и  $q_{nep}$ ;  $A_e$  - годовая производственная мощность рудника, для которой требуется определить  $q_s$ .

Зависимость амортизационных отчислений в выражении (3) от мощности рудника  $q_a$  определяется по Симакову В. А. как частное от деления капиталовложений на строительство, реконструкцию и поддержание мощности на промышленные запасы месторождения. При этом общая сумма амортизации складывается из двух составляющих, одна из которых не зависит от мощности рудника, а другая

- пропорциональна годовой мощности рудника, т.е.

$$q_a = q' + \frac{q'' A_e}{A''} , \quad (5)$$

где  $q'$  - удельные амортизационные отчисления, не зависящие от мощности рудника, руб;  $q''$  - удельные амортизационные отчисления, пропорциональные мощности рудника, руб.

В результате В.А. Симаков получил выражение, описывающее зависимость себестоимости добычи руды от годовой мощности рудника следующего вида

$$c_d = \frac{A'q_{nc}}{A_e} + q_{nep} + q' + \frac{q'' A_e}{A'} , \quad (6)$$

где стоимостные коэффициенты  $a$ ,  $b$ ,  $c$  определяются как

$$\frac{q''}{A'} = a ; q_{nep} + q' = c ; A'q_{nc} = b . \quad (7)$$

Широкая область экономически равносценных значений, получаемых при использовании критерия себестоимость добычи 1 т руды, не позволяет считать данный критерий достаточным для сравнения и оценки различных значений мощности рудника А и для выбора среди них оптимального в экономическом отношении.

Это связано, прежде всего, с тем, что кроме себестоимости добычи необходимо учитывать изменение капитальных вложений на строительство рудника. С увеличением мощности рудника размер капиталовложений на его строительство также возрастает.

А так как запасы полезного ископаемого на месторождении при этом неизменны, (при постоянных кондициях) то погашение капитальных затрат на 1 тонну руды увеличивается примерно в такой же степени, как и общая сумма капитальных затрат.

М.И. Агошков предложил усовершенствованную методику определения оптимальной мощности рудника

на основе показателя приведенных затрат, где капитальные вложения на 1 т добываемой руды (удельные капитальные вложения) в зависимости от мощности рудника определяются по формуле

$$\kappa_{y\vartheta} = \kappa_1 + \kappa_2 / A, \quad (8)$$

где  $\kappa_1$  – условно-постоянная часть капиталовложений, не зависящая от производственной мощности рудника, руб;  $\kappa_2$  – переменная часть капиталовложений, руб.

Откуда выражение (1) для определения оптимальной производственной мощности рудника приобретает вид

$$c_{np} = aA + b / A + c + E_n. \quad (9)$$

Приравняв производную  $\frac{dc_{np}}{dA}$  к нулю и решив уравнение  $\frac{dc_{np}}{dA} = 0$ , получим

$$A_{opt} = \sqrt{\frac{b + \kappa_2 E_n}{a}}. \quad (10)$$

В.А. Шестаков [4] подтвердил зависимости (1, 9), полученные М. И. Агошковым и Симаковым В. А., но отметил, что недостаток всех рассмотренных аналитических методов определения оптимальной мощности рудника состоит в том, что определяется лишь единичное значение мощности, в то время как ее значения практически равнозначны в пределах целой области. Поэтому более правильно решать задачу определения оптимальной мощности рудника методом вариантов, при котором для каждого месторождения выбирается несколько вариантов мощности рудника (в пределах наиболее вероятных значений), одним из которых принимается мощность рудника, максимальная по горным возможностям. Для каждого значения мощности расчетом устанавливаются соответствующие ему показатели себестоимости, удель-

ных капиталовложений и удельных приведенных затрат и на основе сравнения результатов устанавливается оптимальный вариант с минимумом приведенных затрат.

Для уранодобывающих рудников первые работы по оптимизации производственной мощности были выполнены Брылевым Н.С. и Хухлаевым В.Л. [8].

Они впервые в 1970 г предложили для определения оптимальной мощности уранового рудника критерий условной прибыли с учетом фактора времени. При этом рассматривается условная прибыль, как в сфере основной деятельности, так и в сфере строительства. Одновременно учитывается ущерб от преждевременного выбытия основных фондов и их неполная амортизация.

Условную прибыль они предложили определять по формуле

$$\Pi_y^o = \sum_{t=1}^{t=T_c + T_s + \Delta T_\phi} [M_t \cdot \Pi_n - (C_t + E_n \cdot K_t)] \times (1 + E_{nn})^{t_0 - t}, \quad (11)$$

$M_t$  - годовой выпуск полезного компонента в конечной продукции в  $t$ -м году;  $\Pi_n$  - предельная цена (замыкающие затраты) 1 кг металла в конечный продукцию;  $C_t$  - предстоящие эксплуатационные расходы в  $t$ -м году на получение конечной продукции;  $E_n$  - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;  $K_t$  - капитальные вложения в строительство предприятия в  $t$ -м году строительства;  $T_c$  - период строительства объекта;  $T_s$  - период эксплуатации объекта;  $E_{nn}$  - норматив дисконтирования для приведения разновременных затрат и результатов.

Также вопросом оптимизации годовой производственной мощности

уранового рудника подземного выщелачивания (ПВ) занимался И.Н. Белогруд [9, 10]. По Белогруду И.Н. определение наивыгоднейшей мощности предприятия ПВ сводится к определению его оптимальной производительности по продуктивным растворам.

Он разработал экономико-математическую модель для определения годовой мощности рудника ПВ. В качестве критерия оптимальности он также предложил показатель условной прибыли, определяемый по формуле

$$\Pi_{y \Sigma T} = \sum_{t=1}^T \left[ M_t U_n - (C_t + E_n K_t) \right] (1 - E_{nn})^T, \quad (12)$$

Результаты анализа имеющихся методических подходов и критериев выбора оптимальной производственной мощности рудника, выполненных в Советский период времени, показывают, что все они базируются на критериях приведенных затрат и условной прибыли, а также принципе разделения эксплуатационных и капитальных затрат на условно-постоянные и переменные составляющие. Анализ также показал, что данному вопросу уделялось недостаточное внимание в Советский период времени. По мнению авторов настоящей публикации, это было связано, прежде всего, с тем, что в среде экономистов – практиков того времени доминировало мнение, что мощность рудника достаточно было выбрать на основе технических критериев, стараясь сделать ее максимально возможной. При этом себестоимость выпуска товарного металла предполагалась минимальной, а эффективность освоения месторождения – максимальной.

Как ни странно, но и в современной экономике реальных денег продолжает доминировать это мнение.

Об этом в частности свидетельствуют методические рекомендации Реснедра по оценке разведочных конди-

ций на твердые полезные ископаемые, где прямо указывается на то, что производственная мощность рудника должна приниматься максимальной по горно-техническим факторам [11, 12].

Однако в современных экономических условиях рыночных преобразований, по мнению авторов, дело обстоит совершенно не так, прежде всего из-за высокой стоимости кредитных ресурсов, которые должны вкладываться в строительство горнодобывающего предприятия, особенно в начальный период.

Авторы настоящей публикации считают также, что наиболее близко современным принципам оценки эффективности инвестиционных проектов в части выбора оптимальной производственной мощности рудника, соответствуют методические разработки бывших сотрудников НИЛ – экономики ОАО «ВНИПИпромтехнологии» В.Л. Хухлаева, Н.С. Брылева, И.Н. Белогруды.

Опираясь на эти и другие разработки авторы настоящей публикации попытались осовременить существующие методические принципы и приемы в этой области, придав им стройный системный характер, соответствующий современным методическим принципам оценки эффективности инвестиций [8, 11, 12, 13, 14].

С учетом сказанного для оптимизации производственной мощности рудника предлагается критерий чистого дисконтированного дохода. Общий вид выражения для оптимизации производственной мощности подземного рудника следующий

$$\sum_{i=1}^{T_e+T_s} [A_i \cdot 0,01 C_i \varepsilon U - Z_i - K_i] \frac{1}{(1+E)^{T_e+T_s}} \rightarrow \max, \quad (13)$$

где  $A_i$  – годовая производственная мощность рудника по руде в  $i$ -м году, тонн;  $C_i$  – содержание полезного

компонента в руде в  $i$ -м году, %;  $\varepsilon$  - сквозной коэффициент извлечения полезного компонента из недр в товарную продукцию, долл. ед;  $\Pi$  - цена 1 ед. полезного компонента в товарной продукции, руб/ед;  $Z_i = \bar{Z}_i + \tilde{Z}_i A_i$  - полные эксплуатационные затраты на производство товарной продукции в  $i$ -м году эксплуатации рудника, руб/год;  $\bar{Z}$  - условно-постоянные затраты на производство товарной продукции не зависящие от мощности рудника, руб/год;  $\tilde{Z}$  - переменные затраты на производство товарной продукции не зависящие на 1 т добываемой руды от мощности рудника, руб/т;  $K_i$  - капитальные вложения на строительство предприятия в  $i$ -м году строительства, руб;  $E$  - ставка дисконтирования, доли ед;  $T_c$  - срок строительства рудника, лет;

$$T_s = \frac{B \frac{1-n_i}{1-p_i}}{A_i} - \text{срок эксплуатации месторождения, лет; } B - \text{балансовые запасы руды на месторождении, тонн; } n - \text{коэффициент потерь руды в } i\text{-м году эксплуатации месторождения, доли ед; } p - \text{коэффициент разубоживания руды в } i\text{-м году эксплуатации месторождения, доли ед.}$$

Данный критерий и предложенные методические приемы были апробированы на примере уранового месторождения Горное.

Согласно контракта № АЛ-04-06/27 между Федеральным агентством по недропользованию и ОАО «ВНИПИПромтехнологии» в 2005-2006 гг. была выполнена геолого-экономическая переоценка уранового месторождения Горное с целью подготовки к лицензированию.

Согласно геологической изученности месторождение относится к сред-

ним объектам с преимущественно ряжевым и богатым содержанием урана в руде. Балансовые запасы руды - 2165 тыс. т, среднее содержание урана более 0,2 %.

Учитывая неразвитость инфраструктуры района месторождения (отсутствие дорог, ЛЭП, населенных пунктов) с целью сокращения инвестиций было принято решение о разработке месторождения Горного способом подземного и кучного выщелачивания. Получаемые продуктивные растворы ПВ и КВ перерабатываются на месте с получением химконцентриата урана (желтого кека) на перерабатывающей установке. Полученная готовая продукция далее отправляется на ГМЗ ОАО «ППГХО» (г. Краснокаменск, Читинской области), где доводится до товарной продукции закиси окиси урана.

Для данного месторождения были рассмотрены три варианта развития, один, из которых соответствует максимальной мощности рудника по горным возможностям.

По горным возможностям согласно [15] мощность рудника была рассчитана в соответствии с «Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки – ВНТП - 37 – 86» по формуле

$$A = \frac{\nu \cdot \kappa_1 \cdot \kappa_2 \cdot \kappa_3 \cdot \kappa_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot \kappa_{\Pi}}{\kappa_p}, \text{тыс.т/год,} \quad (14)$$

Где  $\nu$  - среднее годовое понижение уровня выемки, при рудной мощности до 4 м,  $\nu=33$  м;  $\kappa_1$  - поправка к годовому понижению на угол падения рудного тела, при угле падения  $70^\circ$   $\kappa_1=1,1$ ;  $\kappa_2$  - поправка на мощность рудного тела, при мощности до 3 м.  $\kappa_2=1,3$ ;  $\kappa_3$  - поправка в соответствии с применяемыми системами,  $\kappa_3=1,0$ ;

$\kappa_4$  - поправка на количество этажей, находящихся в одновременной работе, при числе этажей 2 и более  $\kappa_4=1,5$ ;  $\kappa_n, \kappa_p$  - коэффициенты, учитывающие соответственно потери и разубоживание руды,  $\kappa_n=0,995$ ,  $\kappa_p=0,7$ ;  $S$  - средняя величина рудной площади этажа,  $S=1,6$  тыс. м<sup>2</sup>;  $\gamma$  - объемный вес,  $\gamma=2,5$  т/м<sup>3</sup>.

С учетом числовых коэффициентов получено

$$A = \frac{35 \cdot 1,1 \cdot 1,3 \cdot 1,0 \cdot 1,5 \cdot 1,6 \cdot 2,5 \cdot 0,995}{0,7} = 426$$

тыс. т/год.

Принимается 400 тыс. т/год. При этом 120 тыс. т/год (30%) добывается и выдается на поверхность с последующей переработкой способом КВ, 270 тыс. т/год (70%) разрыхляется и выщелачивается под землей в камерах ПВ. Календарный график освоения месторождения при этой мощности рудника представлен в табл. 1.

В соответствии с рекомендуемой методикой для определения оптимальной мощности рудника были рассмотрены еще 2 варианта развития: мощность рудника 250 и 150 тыс. т/год.

Для указанных вариантов также были составлены календарные графики освоения месторождения.

По варианту, где мощность рудника составляет 250 тыс. т/год, срок службы 16 лет. Добывается и выдается на поверхность 80 тыс. т/год. (32%), 170 тыс. т/год. (68 %) разрыхляется и выщелачивается под землей в камерах ПВ. Календарный график освоения месторождения представлен в табл. 2.

По варианту, где мощность рудника составляет 150 тыс. т/год, срок службы 23 года. Добывается и выдается на поверхность 49 тыс. т/год. (33%), 101 тыс. т/год. (67 %) разрыхляется и выщелачивается под землей в

камерах ПВ. Календарный график освоения месторождения представлен в табл. 3.

Далее, для каждого из вариантов были рассчитаны капитальные вложения на строительство рудника. Для первого варианта (с годовой мощностью равной 400 тыс. т/год), стоимость строительства принята из [15] в соответствии со сметой затрат на строительство предприятия (табл. 4).

Для определения капитальных вложений на строительство рудника при его мощности по руде 250 и 150 тыс. т/год был выполнен анализ сводной и пообъектных смет на строительство рудника. В результате анализа была получена зависимость капитальных вложений на строительство рудника от его мощности при принятой концепции освоения месторождения. Зависимость носит линейный характер (рис. 1) при высокой корреляции ( $R=1,0$ ).

В соответствии с выражением (13) для каждого из вариантов мощности рудника была определена полная себестоимость 1 кг. урана в закисиокиси на основе анализа расчетных калькуляций. Зависимость себестоимости от производственной мощности рудника дана на рис. 2.

Далее для каждого из вариантов мощности с учетом полученных зависимостей (рис. 1,2) была рассчитана экономическая эффективность инвестиций в освоение месторождения Горное на основе критерия ЧДД (NPV) при расчетной цене за 1 кг урана 80 долл./кг, курсе рубля к доллару США 30:1 и ставке дисконтирования  $E=10\%$ .

В результате расчетов получены следующие результаты: при  $A=400$  тыс.т/год ЧДД (NPV)=158,7 млн.руб,  $A=250$  тыс.т/год ЧДД (NPV)=45,6 млн.руб,  $A=150$  тыс.т/год ЧДД (NPV)=-329,4 млн.руб.

88 Таблица 1

Показатели	Ед. изм.	Всего за 1-12 гг	Годы строительства и эксплуатации											
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
ПВ														
руда	тыс.т.	2007			34	169	268	270	270	270	271	275	130	50
уран в р-ре	т.	2588,891			43,8	218,01	345,72	348,2206	348,3	348,3	349,59	354,75	167,7	64,5
продукт р-р	т.м <sup>3</sup> .	17259,27			292	1453,4	2304,8	2321,471	2322	2322	2330,6	2365	1118	430
КВ														
руда	тыс.т.	966			16	81	132	130	130	130	129	125	70	23
уран в р-ре	т.	1246,105			20,64	104,49	170,28	167,6647	167,7	167,7	166,41	161,25	90,3	29,67
продукт р-р	т.м <sup>3</sup> .	8307,365			137,6	696,6	1135,2	1117,765	1118	1118	1109,4	1075	602	197,8
ПВ+КВ														
руда	тыс.т.	2973			50	250	400	400	400	400	400	400	200	73
уран в р-ре	т.	3835,17			64,5	322,5	516	516	516	516	516	516	258	94,17
продукт р-р	т.м <sup>3</sup> .	25567,8			430	2150	3440	3440	3440	3440	3440	3440	1720	627,8
Товарная продукция	т	3720,1			62,6	312,8	500,5	500,5	500,5	500,5	500,5	500,5	250,3	91,3

Таблица 2

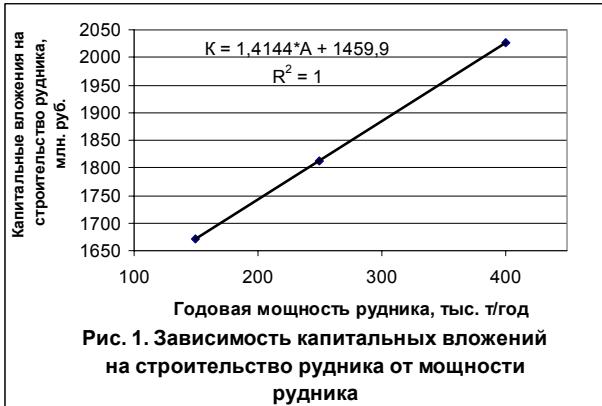
Показатели	Ед. изм.	Всего за 1-16 гг	Годы строительства и эксплуатации														
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
ПВ																	
руда	тыс.т.	2007			34	170	170	170	170	170	170	170	170	170	170	72	31
уран в р-ре	т.	2588			43,86	219,3	219,3	219,3	219,3	219,3	219,3	219,3	219,3	219,3	219,3	92,16	39,68
продукт р-р	т.м <sup>3</sup> .	17260,2			292,4	1462	1462	1462	1462	1462	1462	1462	1462	1462	1462	619,2	266,6
КВ																	
руда	тыс.т.	966			16	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	53	17
уран в р-ре	т.	1246,14			20,64	103,2	103,2	103,2	103,2	103,2	103,2	103,2	103,2	103,2	103,2	68,37	21,93
продукт р-р	т.м <sup>3</sup> .	8307,6			137,6	688	688	688	688	688	688	688	688	688	688	455,8	146,2
ПВ+КВ																	
руда	тыс.т.	2973			50	250	250	250	250	250	250	250	250	250	250	125	48
уран в р-ре	т.	3834,14			64,5	322,5	322,5	322,5	322,5	322,5	322,5	322,5	322,5	322,5	322,5	160,53	61,61
продукт р-р	т.м <sup>3</sup> .	25567,8			430	2150	2150	2150	2150	2150	2150	2150	2150	2150	2150	1075	412,8
Товарная продукция	т	3719,116			62,57	312,83	312,83	312,83	312,83	312,83	312,83	312,83	312,83	312,83	312,83	155,71	59,76

Таблица 3

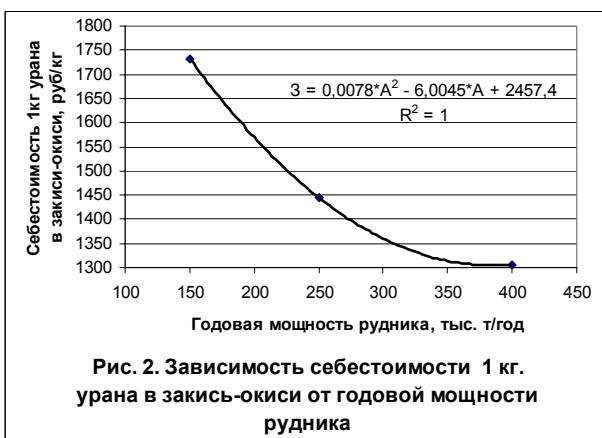
Показатели	Ед. изм.	Всего за 1-23 гг	Годы строительства и эксплуатации																						
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23
ПВ																									
руды	тыс.т.	2007		34	101	101	101	101	101	101	101	101	101	101	101	101	101	101	101	101	101	101	101	101	54
уран в р-ре	т.	2588,49		43,86	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	130,29	69,12	
продукт р-р	т.м. <sup>3</sup>	17260,2		292,4	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	868,6	464,4	
КВ																									
руды	тыс.т.	966		16	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	49	19
уран в р-ре	т.	1246,14		20,64	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	63,21	24,51
продукт р-р	т.м. <sup>3</sup>	8307,6		137,6	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	421,4	163,4	
ПВ+КВ																									
руды	тыс.т.	2973		50	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	73	
уран в р-ре	т.	3834,63		64,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	193,5	93,63	
продукт р-р	т.м. <sup>3</sup>	25567,8		430	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	1290	627,8	

Таблица 4

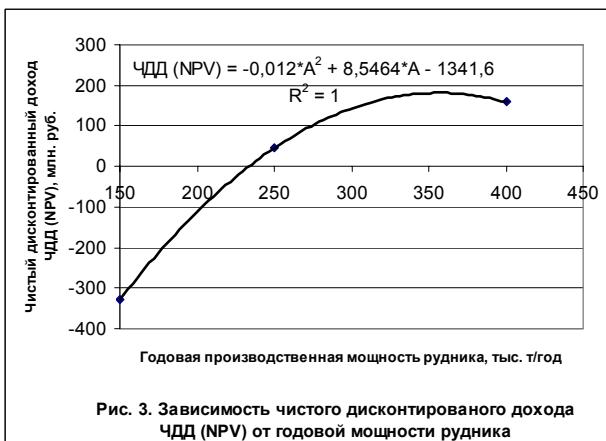
Наименование глав, объектов, работ и затрат			ГКР	CMP	Оборудование	Всего
Глава 1	Подготовка территории строительства			1050		1050
Глава 2	Объекты основного производственного назначения		258519	213586,8	213615,9	685721,7
Глава 3	Объекты подсобного и обслуживающего назначения			36219	22941	59160
Глава 4	Объекты энергетического хозяйства			117853,8	64175,1	182028,9
Глава 5	Объекты транспортного хозяйства и связи			308412	66060	374472
Глава 6	Наружные сети и сооружения водоснабжения, канализации, теплоснабжения и газоснабжения			135162	319227	454389
Глава 7	Благоустройство и озеленение территории			4731		4731
ВСЕГО затрат на строительство рудника			258519	817014,6	686019	1761552,6
Внеобъемные и прочие затраты(15% от сумм по главам 1-7)			38777,85	122552,19	102902,85	264232,89
НДС-18%			53513,433	169122,0222	142005,933	364641,3882
ВСЕГО затрат на строительство с НДС и резервом.			350810,283	1108688,812	930927,783	2390426,878
Тоже без НДС			297296,85	939566,79	788921,85	2025785,49



**Рис. 1. Зависимость капитальных вложений на строительство рудника от мощности рудника**



**Рис. 2. Зависимость себестоимости 1 кг. урана в закись-окиси от годовой мощности рудника**



**Рис. 3. Зависимость чистого дисконтированного дохода ЧДД (NPV) от годовой мощности рудника**

На основании полученных результатов построен график зависимости ЧДД (NPV) от мощности рудника (рис. 3).

Как видно из графика на рис. 3 зависимость чистого дисконтированного дохода ЧДД (NPV) от годовой мощности рудника хорошо аппроксимируется параболой вида

$$y = ax^2 + bx + c.$$

Из графика на рис. 3 видно также, что оптимальная мощность рудника по экономическому критерию меньше, чем рассчитанная по горным возможностям.

#### Выводы

1. Оптимальная мощность рудника по экономическому критерию ЧДД (NPV) меньше, чем его мощность, определенная по горно-техническим факторам.

2. При проектировании добывающих предприятий на новых месторождениях необходимо, наряду с обоснованием мощности рудника по горно-техническим факторам, делать обоснование по экономическому критерию чистого дисконтированного дохода ЧДД (NPV). Окончательный выбор при проектировании должен быть сделан в пользу мощности рудника, обоснованного экономически. Такой подход позволяет получить существенный экономический эффект реальных денежных ресурсов. В рассматриваемом случае экономический эффект реальных денег за весь срок службы составляет около 2,5 млн долларов США.

---

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков М.И. Конструирование и расчеты систем и технологии разработки рудных месторождений. – М.: Наука, 1965 г.
2. Агошков М.И., Малахов Г.М. Подземная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1966 г.
3. Симаков В.А. Горная производительность рудника. – М.: 1978 г.
4. Шестаков В.А. Проектирование рудников. – М.: Недра, 1987 г.
5. Астахов А.С., Краснянский Г.П. Экономика и менеджмент горного производства. Книга 1 Основы экономики горного производства. – М.: изд. Академии Горных наук, 2002 г.
6. Шевяков Л.Д., Конспект аналитического курса горного искусства. Свердловск, 1935 г.
7. Шевяков Л.Д., Основы теории проектирования угольных шахт. - М., Углехиздат, 1950 г.
8. Хухлаев В.Л., Брылев Н.С., Волков В. Л., Ногорнов Д. И., Романченко А. С., Отраслевая инструкция по определению экономической эффективности капитальных вложений в горнometаллургической промышленности. – М.: Фонды ВНИПИПТ, 1970 г.
9. Белогруд И.Н. Диссертация на соискание ученой степени кандидат технических наук. – М.: Фонды ВНИПИПТ, 1987 г.
10. Иванов В.Г., Белогруд И.Н. Проектирование горнотехнологических комплексов. – М.: изд. МГРИ, 1989 г.
11. Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев). – М.: изд. ГКЗ РФ, 1999 г.
12. Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев). – М.: изд. ГКЗ РФ, 2007 г.
13. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования. – М.: 1994 г.
14. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования. – М.: 1999 г.
15. Камнев Е. Н., Иванов В. Г., Кузнеццов А. Г. Геолого-экономическая переоценка урановых объектов нераспределенного фонда с целью их подготовки к лицензированию месторождение Горное. – М.: Фонды ВНИПИПТ, 2005 г. ГИАБ

---

### Коротко об авторах

Кузнецов А. Г. – кандидат технических наук, начальник лаборатории экономических исследований,  
Зернов В. И. – младший научный сотрудник ОАО «ВНИПИпромтехнологии»,  
E-mail:vnipipt@vnipipt.ru.

