

**Д.Р. Каплунов, В.А. Юков**

## **ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ В ПРОЦЕССАХ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ МЕДНЫХ РУД\***

Приведены показатели энергопотребления на подземных горных работах, выделены энергозатраты по процессам производства меди: добыча, обогащение металлургия. С позиции энергозатрат сопоставлены два способа разработки медных руд, первый включает добычу, обогащение и металлургический передел, второй – только добычу. При общих капитальных затратах и эксплуатационных расходах на проект показано значительное преимущество физико-химической технологии над физико-технической. В процессе только добычи преимущество физико-химической технологии менее заметно, ее энергозатраты практически вдвое ниже именно на двух последующих переделах. Выделенные инвестиции на создание энергетических мощностей как для всех трех процессов, так и для процесса добычи в разы эффективнее общих на проект с очевидным преимуществом физико-химической технологии.

Ключевые слова: энергосбережение, медные руды, физико-техническая, физико-химическая технологии, добыча обогащение, металлургия.

**С**реди многочисленных и разнообразных резервов повышения эффективности общественного производства резервы использования энергии и топлива – важнейшие составляющие современного промышленного-экономического потенциала – занимают особое место.

Известно, что в нераспределенном фонде недр России доля месторождений, на которых не решен вопрос обеспечения электроэнергией, превышает 70%, что является препятствующим фактором для вовлечения месторождений в промышленную эксплуатацию.

Капитальные вложения на прирост мощности в 20 кВт электроэнергетики сопоставимы с вложениями на прирост выпуска 1 т некоторых цветных металлов, включая добычу, обогащение и металлургию.

Для получения 1 т тяжелых цветных металлов (меди, никеля, свинца и др.) требуется добыть для дальнейшей переработки

\* Работа выполнена при поддержке гранта РНФ № 14-17-00255.

50–250 т руды, а для получения 1 т редких металлов или 1 кг драгоценных металлов – сотни и тысячи тонн руды.

При подземной добыче руд цветных металлов удельные расходы электроэнергии значительно выше от 22 до 85 кВт·ч на 1 т руды. Среднее распределение удельного (из расчета на 1 т) расхода электроэнергии следующее: на бурение 7–13 кВт·ч, на доставку и откатку руды 3–4,5 кВт·ч, на подъем 1,5–4 кВт·ч, на вентиляционные и калориферные установки 6–10 кВт·ч, остальная энергия расходуется на водоотлив.

На подземных горных работах затраты всех видов ресурсов значительно возрастают с глубиной разработки, что влечет увеличение себестоимости добычи руды. Наиболее затратными статьями в структуре себестоимости добычи становятся расходы на процессы управления состоянием массива, которые на больших глубинах связаны, как правило, с закладкой выработанного пространства, процессы доставки и подъема горной массы на поверхность. Снижение себестоимости этих процессов возможно за счет совершенствования механизации горных работ, а также за счет применения энерго- и ресурсосберегающих технических и технологических решений, которые на больших глубинах приобретают особую значимость. В работе [1] определены практически все направления совершенствования подземных геотехнологий, обеспечивающих энергосберегающий эффект при разработке месторождений твердых полезных ископаемых на больших глубинах.

Современный процесс добычи руды базируется на самоходной дизельной технике. Удельный вес отдельных статей затрат в эксплуатационных расходах при работе самоходных машин, %

Заработная плата	10–12
Топливо	5–8
Шины	15–25 (у ПДМ до 35%)
Техническое обслуживание	30–35%
Амортизация	25
Прочие расходы	5–8

Энергозатраты – затраты на топливо для работы дизельных самоходных машин составляют 5–8% [2]. С учетом совершенствования техники прямые энергозатраты только на добычу руды в настоящее время не превышают 8%.

Закладка – дополнительная операция в цикле горных работ. Обычные требования к ней минимизация трудовых и матери-

альных затрат. При пневматической закладке расход энергии на 1 м<sup>3</sup> закладочного материала составляет в среднем 10–16 кВт·ч, а при гидравлической 3,5–5 кВт·ч [3]. Большие расходы энергии при гидрозакладке связаны с откачкой воды. Для бетонной закладки прочностью 120 кг/см<sup>2</sup> и использованием в качестве заполнителя щебня крупностью до 20 мм и песка (Риддерский рудник) энергозатраты в структуре себестоимости равны 0,7% (а цемента 28,9%). При замене щебня текучими хвостами обогащения себестоимость твердеющей закладки снижается в 2,2 раза. В связи с этим удельный вес энергозатрат повышается до 1,4% (а цемента до 58,8%). Кроме того, транспортные расходы (на щебень и песок) снижаются в 25 раз (с 26,5 до 2,2% соответственно). В целом энергозатраты на основные операции процесса добычи руды (бурение, взрывание, доставка) не превышают 10% общерудничных.

Далее следует подземный транспорт, подъем на поверхность, проветривание, водоотлив, освещение подземное и поверхностное, транспорт по поверхности, плюс энергозатраты ремонтно-механических мастерских и административно-бытового комби-

Таблица 1

**Структура эксплуатационных расходов на уранодобывающих предприятиях**

Затраты	Тип месторождения		
	жильно-штокверковый	органогенно-фосфатный	пластово-инфильтрационный
Способ разработки	подземный	открытый	метод ПВ
Материальные затраты	8,3	14,10	2,52
на сырье и материалы	4,59	13,66	2,32
вспомогательные материалы	3,71	0,44	0,20
Зарплата	1,34	1,47	0,20
Энергозатраты	3,0 (15%)	1,10 (3,5%)	2,46 (20%)
Общехозяйственные и общекомбинатские	3,80	13,83	2,12
Внепроизводственные	2,01	0,19	2,50
Накладные расходы	3,55	1,53	2,20
Всего	20,00	32,29	12,00
Примечание: Размерность затрат – усл. единицы на 1 кг добытого урана			

ната. В результате сумма энергозатрат в общих эксплуатационных расходах рудника возрастает до 15–20%.

По данным [4] в зависимости от типа уранового месторождения при подземном способе добычи энергозатраты в общих эксплуатационных расходах составляют 15%, при открытом – 3,5%, при подземном скважинном (с поверхности) выщелачивании – 20%.

Эксплуатационные расходы на производство 1 кг урана подземным выщелачиванием в России, Казахстане, Узбекистане в структуре себестоимости составляют 60–70%. Соотношение затрат: на материалы (в основном, на растворитель) приходится от 27 до 45%, на энергозатраты – от 8 до 15, на заработную плату – от 4 до 6, на амортизационные отчисления – от 9 до 20, на погашение горно-подготовительных работ – от 17 до 23, на шахтные, общезаводские расходы – от 12 до 20% [5].

Все возрастающие объемы шахтной воды приходится откачивать на поверхность, затрачивая на водоотлив 20–30% от общей себестоимости горных работ.

Принципиально новой идеей использования нарастающих объемов шахтных вод является вовлечение их в промышленный оборот для производства электрической энергии путем строительства подземной гидроэлектростанции.

Из анализа зарубежной и отечественной литературы, описывающей проектирование и строительство подземных электростанций, известно, что подземные выработки для размещения гидроэлектростанций проходились специально. Стоимость их проходки и крепления составляет до 40% от общих затрат на строительство.

Предварительные экономические расчеты показали, что стоимость проекта по строительству подземной гидроэлектростанции в выработках шахты Коксовая-2 в Кузбассе и стабилизации гидрологической обстановки составит около 8 млн долл. [6].

На горно-обогательном предприятии цветной металлургии средние значения энергозатрат при добыче руды составляют 15 кВт ч/т меди, при обогащении – 30 кВт ч/т меди, то есть в структуре энергоемкости концентрата обогащение доминирует, его доля равна 66,7%. Необходимость обогащения руды обоснована экономическими и технологическими требованиями. Чтобы выплавить 1 т меди из медной руды, в которой содержится около 0,8% меди надо проплавить около 150 т руды, а из концентрата, содержащего около 20% меди надо проплавить около 5 т, т.е. в 30 раз меньше. В этой ситуации следует стремиться к более полному использованию энергетического потенциала

сульфидов и более полному извлечению ценных элементов концентрата на этапе металлургического передела.

Плавка сульфидного сырья – важнейший и наиболее энергоемкий передел в схеме производства меди. До половины всех затрат производства приходится на процесс плавки (включая подготовку сырья).

Из табл. 2 следует, что в среднем на добычу тратится 13–26% общих энергозатрат, на обогащение – 32–36%, на металлургию – 42–51%, т.е. непосредственно на добычу приходится 1/5 затрат энергии, на обогащение – 1/3, на металлургический передел – 1/2. Эти значения положены в основу дальнейших расчетов.

Исследование условий энергосбережения в процессах подземной добычи рассматривается на примере медного предприятия. Участок обширного месторождения сульфидных медных руд с запасами 20 млн т со средними условиями разработки: среднее содержание условной меди в балансовых запасах 1,5%; для выщелачивания геологическое содержание немного превышает бортовое – 0,6%. Годовая производительность рудника 1 млн т. Составляются следующие горнотехнические системы:

- добыча богатой медной руды нисходящей слоевой системой с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями и переработкой добытой руды по обычной схеме: обогащение, металлургический передел, ФТ – физико-технический способ;
- подземное (блоковое) выщелачивание бедной по содержанию руды с отбойкой руд глубокими скважинами, магазинированием и выщелачивание инфильтрационным потоком реагента,

Таблица 2

*Энергозатраты на производство меди по данным из разных источников*

Передел	Энергозатраты, т у. т/т меди / кВт ч/т меди			
	1	2	3	4
Добыча руды	$\frac{0,39}{46,8}$ (14)	$\frac{0,39}{46,8}$ (25)	$\frac{0,39}{46,8}$ (2)	$\frac{0,39}{46,8}$ (44)
Обогащение	$\frac{0,39}{46,8}$ (37)	$\frac{0,39}{46,8}$ (54)	$\frac{0,39}{46,8}$ (18)	$\frac{0,39}{46,8}$ (26)
Металлургическое производство	$\frac{0,39}{46,8}$ (49)	$\frac{0,39}{46,8}$ (21)	$\frac{0,39}{46,8}$ (80)	$\frac{0,39}{46,8}$ (30)
Итого	$\frac{0,39}{46,8}$ (100)	$\frac{0,39}{46,8}$ (100)	$\frac{0,39}{46,8}$ (100)	$\frac{0,39}{46,8}$ (100)

Таблица 3

*Исходные показатели по реализуемости проекта*

Показатели	Усл. обознач.	Величина	Отклонение	Энергозатраты
<b>Физико-технический способ</b>				
Отрабатываемые запасы, т/год	$X_1$	$20 \times 10^6$	$2 \times 10^5$	
Среднее содержание условного металла (в пересчете на медь), доли ед.	$X_2$	0,015	0,0015	
Общее извлечение условного металла, доли ед. в т.ч.:	$X_3$	0,85	0,085	
при добыче		95		
при обогащении		93		
при металлургическом переделе		96		
Общие эксплуатационные расходы, долл/т	$X_4$	50,9	5,09	13,3
на добычу		25,5		
на обогащение		16,5		
на металлургический передел		8,9		
Цена условного металла (средняя за 10 лет), долл/т	$X_5$	6000	600	
Общие капитальные вложения, млн долл.:		108,5		21,7
добыча		68,2		
обогащение		24,1		
металлургический передел		16,2		
<b>Физико-химический способ</b>				
Среднее содержание условного металла (в пересчете на медь), доли ед.	$X_6$	0,006	0,0006	
Общее извлечение условного металла, доли ед. в т.ч.:	$X_7$	0,70	0,07	
при добыче		75		
при обогащении		96		
при металлургическом переделе		97		
Общие эксплуатационные расходы, долл/т	$X_8$	23,3	2,33	7,0
на добычу		7,7		
на обогащение + на металлургический передел		15,6		
Общие капитальные вложения, млн долл.:		69,2		13,9
добыча		50,0		
обогащение и металлургический передел		19,2		

с использованием схемы SX-EW (выщелачивание, экстракция, реэкстракция, электролиз), ФХ – физико-химический способ.

Капитальные и эксплуатационные затраты двух горнотехнических систем, затраты на строительство обогатительной фабрики и себестоимость обогащения приняты согласно [7]. Экономические показатели металлургического передела, в том числе по применению технологической схемы SX-EW, определены по данным [8].

Оценка реализуемости намеченных вариантов выполнена с использованием адаптированного метода принятия решений в условиях неопределенности. Под условиями неопределенности понимается колебание исходных данных и показателей. Учитываемые переменные указаны в табл. 3. Отклонения всех учитываемых переменных от средней величины приняты равными 10%. Цена меди принята средней за 10 лет в 6000 долл./т. Суть метода состоит в сравнении двух показателей окупаемости инвестиций: минимального ( $r_m$ ), при котором проект безубыточен, и возможного для данного проекта ( $r_i$ ). Оценка выполняется на основе ограниченного набора существенно влияющих внешних (цена продукции, ставка дисконтирования) и внутренних (запасы, содержание, технология переработки) факторов.

Для определения случайной переменной, описывающая общую прибыль на начало отработки до выплаты налогов, можно записать следующие уравнения:

$$П_{fm} = \overline{X_1 X_2} (\overline{X_3 X_5} - \overline{X_4}) \quad П_{fx} = \overline{X_1 X_6} (\overline{X_7 X_5} - \overline{X_8})$$

$\overline{X_1}$  – годовая производительность по руде, т/г;  $\overline{X_2}$  – содержание усл. меди в залежи при физико-техническом способе, доли ед.;  $\overline{X_3}$  – общее извлечение при физико-техническом способе, доли ед.  $\varepsilon_{fm} = \varepsilon_d \varepsilon_o \varepsilon_{mn}$ ;  $\overline{X_4}$  – общие затраты физико-технического способа  $\varepsilon_{ft} = c_d + c_o + c_{мп}$ , долл./т;  $\overline{X_5}$  – цена условной меди, долл./т;  $\overline{X_6}$  – содержание в запасах при физико-химическом способе добычи, доли ед.;  $\overline{X_7}$  – общее извлечение при физ.-хим. способе добычи, доли ед.  $\varepsilon_{fx} = \varepsilon_d^1 \varepsilon_o^1 \varepsilon_{mn}^1$ ;  $\overline{X_8}$  – общие затраты физико-химического способа  $\varepsilon_{fx} = c_d^1 + c_{o+мп}^1$ , долл./т;

Отметим, что в рассматриваемом диапазоне дисконтирования 5–25% значения кривой безубыточности  $r_m$  изменяются от 1,6 до 5,05. Результирующие кривые  $r_i$ , описывающие физико-технический и физико-химический способы, располагаются выше кривой безубыточности  $r_m$ , что свидетельствует о высокой эффективности применяемых технологий.

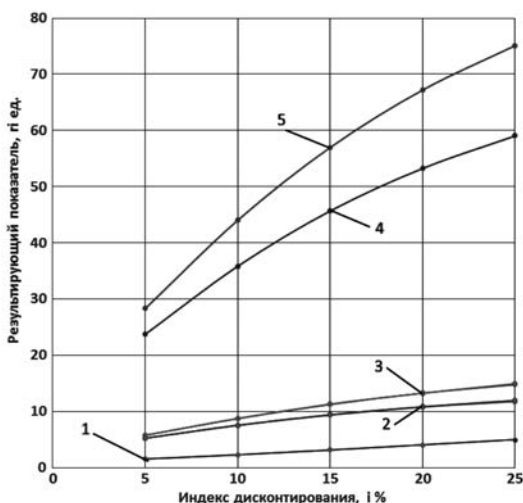


Рис. 1. Сопоставление технологий при общих расходах: добыча, обогащение и металлургия: 1 – уровень безубыточности  $r_m$ ; 2 – физико-техническая технология при общих затратах; 3 – физико-химическая технология при общих затратах; 4 – физико-техническая технология при капвложениях только на энергию; 5 – физико-химическая технология при капвложениях только на энергию;  $r_i$  – показатель окупаемости инвестиций.

На рис. 1 представлены результаты расчета. Реализация технологий физико-технической и физико-химической показана при общих капитальных вложениях и эксплуатационных расходах на все три составляющих процесса: добыча, обогащение и металлургический передел (см. табл. 3). Можно констатировать очевидное, что физико-химическая технология (кривая 2) эффективнее физико-технической (кривая 3) в 1,1–1,25 раза –  $r_i$  дальше отстоит от кривой 1 безубыточности  $r_m$ .

Из общих эксплуатационных расходов были выделены, связанные с затратами на электроэнергию. Так, при физико-технической технологии в 50,9 долл./т они составляют 13,3, а в физико-химической технологии из 23,3 только 7,0 долл./т. Однако, при общих капвложениях на реализацию трехстадийного проекта кривые физико-технической и физико-химической технологий с затратами только на энергию совпадают с базовыми с точностью до второго знака после запятой, расхождение составляет 0,5–0,6%. Поэтому на рис. 1 эти кривые (при затратах только на энергию и общих капвложениях в проект) повторяют базовые.

На руднике сооружаются: главная понизительная подстанция (110 кВ), понизительные комплектные подстанции (6 кВ) в подземных камерах, подстанции 660 В, 380 В, 127 В для стационарного освещения, 36 и 27 В для переносного освещения, подъемная установка, вентиляционная установка, насосная станция, подземное электродепо, закладочный комплекс, котельная, компрессорная, мехмастерские, административный корпус, быткомбинат, столовая и др. объекты общерудничного обслуживания. Последние три объекта по архитектурно-строительным решениям в последнее время, как правило, объединяют в один блок. И везде необходима прокладка и разводка кабелей и установка электродвигателей.

Инвестиции на создание энергетических мощностей составляют 20% от общих капвложений. При выделенных ранее эксплуатационных расходах на электроэнергию (13,3 и 7,0 соответственно) результат на рис. 1 представлен кривыми 4 и 5 при кап-

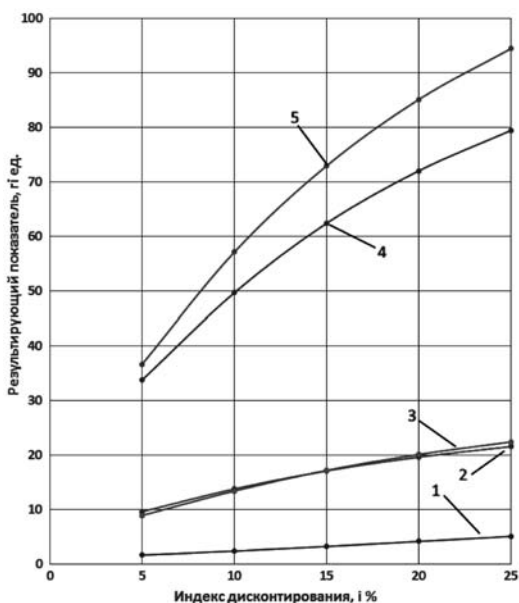


Рис. 2. Сопоставление технологий только при добыче: 1 – уровень безубыточности  $r_m$ ; 2 – физико-техническая технология при общих затратах; 3 – физико-химическая технология при общих затратах; 4 – физико-техническая технология при капвложениях только на энергию; 5 – физико-химическая технология при капвложениях только на энергию;  $r_i$  – показатель окупаемости инвестиций

вложениях только на энергию. Они располагаются значительно выше базовых, что подчеркивает большие преимущества (окупаемость) затрат на создание энергетических мощностей (от 4,5 до 5,0 раз для физико-технической и от 4,8 до 5,1 для физико-химической технологий).

На рис. 2 представлены результаты расчета по приведенным формулам, но только для одного процесса – добыча. Картина подобна рис. 1. Здесь базовыми являются кривые 2 и 3 при общих капвложениях 68,2 и 50,0 и эксплуатационных расходах 25,5 и 7,7 соответственно. Преимущество физико-химической технологии не столь велико (4–7%) как на рис. 1, поскольку расходы у этой технологии практически вдвое ниже именно на двух последующих переделах.

При выделении из общих эксплуатационных расходов затрат на электроэнергию 5,1 и 2,3 соответственно получаем кривые физико-технической и физико-химической технологий, совпадающие при общих капвложениях на добычу с базовыми. Расхождения в 0,2–0,3%. Даже снижение стоимости энергозатрат при физико-технической технологии до уровня 15% (3,8 вместо 5) не вносит изменений, просто разница чуть возрастает до 0,3–0,4%.

Если же в расчетах вместо общих учесть только инвестиции на создание энергетических мощностей для процесса добычи 18,4 и 12,0 млн долл. соответственно, получаем кривые 4 и 5 (при капзатратах только на энергию), далеко отстоящие от базовых. Здесь преимущество физико-химической технологии становится очевидным (3,5–3,6 раз для физико-технической и 4,1–4,2 для физико-химической технологий). В этом случае снижение расходов на энергию для физико-технической технологии на 5% до уровня 15% (3,8 вместо 5,1) так же практически не отражается на результирующем показателе  $r_i$ , те же первые десятые доли процента (0,3–0,4%).

Выполненные расчеты по методу принятия решений в условиях неопределенности показали:

При реализации проекта: добыча, обогащение, металлургический передел:

- преимущество менее энергоемкой физико-химической технологии по сравнению с физико-технической технологией (в 1,1–1,25 раза);
- при общих капвложениях в проект выделение энергозатрат из общих эксплуатационных расходов и их отдельное участие практически не оказывает влияния на общую эффективность;

- выделение инвестиций на создание энергетических мощностей из общих на проект подтверждает их высокую эффективность — их окупаемость в соответствующей технологии в 4,5–5,1 раза выше.

Для одного процесса — добыча руды:

- преимущество менее энергоемкой физико-химической технологии (по отношению к физико-технической) не столь значительно (4–7%), поскольку энергозатраты физико-химической технологии на двух последующих пределах практически вдвое ниже;

- при общих капвложениях на добычу выделение энергозатрат из общих эксплуатационных расходов также практически не влияет на общую эффективность;

- инвестиции на создание энергетических мощностей в соответствующей технологии в 3,5–4,2 раза эффективнее общих на проект.

Применение химико-технических способов добычи руды и гидрометаллургических процессов для извлечения полезных составляющих из концентратов позволяют устранить плавку пустой породы.

Анализ состояния и перспективы освоения рудной базы, разработки и практического использования новых технологий при добыче и переработке руды указывает на целесообразность более широкого развития энергосберегающих технологий и оборудования.

На горно-металлургическом предприятии в структуре себестоимости продукции энергозатраты на добычу составляют 1/5 (15–20%), на обогащение 1/3 (30–36%), на металлургический передел — 1/2 (42–51%).

На горно-обогатительном предприятии в структуре себестоимости концентрата энергозатраты на добычу руды равны 30–35%, на обогащение — 65–70%.

Для обоих типов горных предприятий на добычу руды тратится наименьшее количество энергии. В связи с этим увеличивать энергозатраты целесообразно на менее энергоемкие процессы добычи: бурение, взрывная отбойка, а увеличивать капитальные затраты следует на наиболее энергоемкие переделы: внедрение новой техники на дроблении и измельчении руды, освоение новых технологий металлургического передела.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Экс В. В. Основные направления и перспективы развития энергоэффективных и экологически безопас-

ных геотехнологий при разработке месторождений на больших глубинах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 6. – С. 5–9.

2. *Скорняков Ю. Г.* Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. – М.: Недра, 1978. – 232 с.

3. *Смолдырев А. Е.* Технология и механизация закладочных работ. – М.: Недра, 1974. – 327 с.

4. *Лаверов Н. П., Абдульманов И. Б., Бровин К. Г.* и др. Подземное выщелачивание полиэлементных руд. – М.: Изд-во АГН, 1998. – 446 с., ил.

5. *Толстов Е. А., Толстов Д. Е.* Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызыл-Кумском районе. – М.: Изд-во «Геоинформцентр», 2002. – 277 с.

6. *Рыльникова М. В., Туркин И. С.* О перспективах строительства подземной гидроэлектростанции в районе ликвидируемых шахт // Маркшейдерский вестник. – 2014. – № 5. – С. 24–27.

7. *Каплунов Д. Р., Юков В. А.* Оценка области эффективного применения систем подземной разработки меднорудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 7. – С. 3–9.

8. *Ашихмин А. А., Галбаатар Г., Дмитриев А. А., Ясько Т. А.* Экономика, организация и управление горными предприятиями цветной металлургии. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 46 с. **ПАБ**

#### КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

*Каплунов Давид Родионович*<sup>1</sup> – чл.-корр. РАН,

главный научный сотрудник,

*Юков Владимир Александрович*<sup>1</sup> – кандидат технических наук, старший научный сотрудник,

<sup>1</sup> Институт проблем комплексного освоения недр РАН,  
e-mail: info@ipkonran.ru.

Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'. 2016. No. 4, pp. 5–17.

UDC 622.272:  
69.059:332

**D.R. Kaplunov, V.A. Yukov**

#### **ENERGY SAVING IN COPPER ORES MINING OPERATIONS**

The indicators of energy consumption in underground mines are shown. The energy consumption by operations of copper production are selected: mining, processing, metallurgy. In terms of energy consumption, the two ways of copper ores exploitation are compared, the former is mining, processing and metallurgy, and the latter is just mining. With total capital and operational costs of project a significant advantage of physico-chemical technology over physico-technical one are shown. During just mining operation, the advantage of physico-chemical technology is less noticeable, its energy consumption almost twice lower exactly in two following processes stages. The available investments to create of energy capacity both for all three processes, and for processes of mining more effective than total one for project with advantages of physico-chemical technology.

Key words: energy saving, copper ores, physico-technical, physico-chemical technology, mining, processing, metallurgy.

## AUTHORS

Kaplunov D.R.<sup>1</sup>, Corresponding Member of Russian Academy of Sciences,  
Chief Researcher,

Yukov V.A.<sup>1</sup>, Candidate of Technical Sciences, Senior Researcher,

<sup>1</sup> Institute of Problems of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources  
of Russian Academy of Sciences, 111020, Moscow, Russia,  
e-mail: info@ipkonran.ru.

## ACKNOWLEDGEMENTS

The study was supported by the Russian Science Foundation, Grant No. 141700255.

## REFERENCES

1. Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V., Eks V. V. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2014, no 6, pp. 5–9.
2. Skornyakov Yu. G. *Sistemy razrabotki i komplekсы samokhodnykh mashin pri podzemnoy dobyche rud* (Underground ore mining systems and self-propelled machinery), Moscow, Nedra, 1978, 232 p.
3. Smoldyrev A. E. *Tekhnologiya i mekhanizatsiya zakladochnykh rabot* (Backfilling mechanization technology), Moscow, Nedra, 1974, 327 p.
4. Laverov N. P., Abdul'manov I. B., Brovin K. G. *Podzemnoe vyshchelachivanie polielementnykh rud* (Underground leaching of polyelement ore), Moscow, Izd-vo AGN, 1998, 446 p.
5. Tolstov E. A., Tolstov D. E. *Fiziko-khimicheskie geotekhnologii osvoeniya mestorozhdeniy urana i zolota v Kyzyl-Kumskom rayone* (Physicochemical technology of uranium and gold production in Kyzyl Kum), Moscow, Izd-vo «Geoinformatsentr», 2002, 277 p.
6. Ryl'nikova M. V., Turkin I. S. *Marksheyderskiy vestnik*. 2014, no 5, pp. 24–27.
7. Kaplunov D. R., Yukov V. A. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2014, no 7, pp. 3–9.
8. Ashikhmin A. A., Galbaatar G., Dmitriev A. A., Yas'ko T. A. *Ekonomika, organizatsiya i upravlenie gornymi predpriyatiyami tsvetnoy metallurgii* (Economy, management and control in mining companies in nonferrous industry), Moscow, Izd-vo MGGU, 2004, 46 p.



Регистрация участников «Недели горняка-2016»