

УДК 622.2.002

Д.Р. Каплунов, В.А. Юков

ОБ УСЛОВИЯХ ПРОЕКТИРОВАНИЯ РАДИОМЕТРИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ РУД^{*}

Последовательно рассмотрено влияние на показатели рудника крупнопорционной сортировки, покусковой сепарации отдельно и совместно в комбинированной схеме, а также последующего кучного выщелачивания получаемых бедных продуктов предварительного обогащения.

Ключевые слова: исходная руда, предварительное обогащение, крупнопорционная сортировка, покусковая сепарация, комбинированная схема, интегральный результатирующий показатель.

Методы радиометрического обогащения уже несколько десятков лет широко используются на предприятиях бывшего Средмаша СССР, на них базируется практически вся добыча алмазов. Для цветной металлургии и золотодобывающей промышленности эта технология относительно нова и, несмотря на многочисленные попытки внедрения, не нашла достойного применения. В связи с изменением форм собственности многие главные специалисты и руководители предприятий знают об этой технологии слишком мало.

На первых порах основное внимание уделяли аппаратурному оснащению и оформлению. Решались следующие задачи: точность контроля и селективность сепарации. Поэтому изучали показатели контрастности, разделительные признаки, интенсивность воздействия, скорость кусков в зоне контроля, время экспозиции и др. В результате определяли граничные значения содержания металла, выход предконцентратов и хвостов,

содержание металла и его извлечение в предконцентрат и хвосты. Иными словами стремились подтвердить практическую возможность и технологическую эффективность, а метод первичной переработки рассматривали как процесс обогащения и только. Представляется актуальным попытаться определить целесообразность предобогащения в общей цепочке рудник-фабрика-завод.

Данные радиометрического обогащения сульфидных медно-никелевых, свинцово-цинковых и других руд показывают, что его результаты являются достаточно высокими и позволяют достигать приемлемых для практики технологических показателей. Комплексы регистрирующей аппаратуры позволяют опробовать порции медно-никелевых руд с порогом определения меди и никеля по 0,1, кобальта – 0,05, железа – 1, серы – 1,2 %, олова – 0,015, вольфрама – 0,04 % [1, 2].

Возможность экономической целесообразности применения комбини-

* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ № 1205-374-5а.

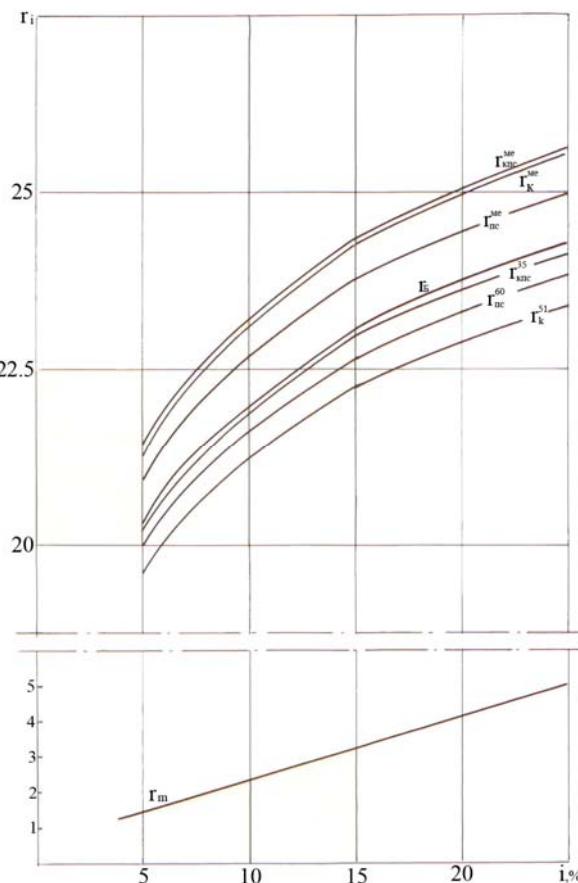


Рис. 1. Сравнение технологий предварительного обогащения: i – норма дисконта; r_m – граница безубыточности; r_i – показатель окупаемости инвестиций по вариантам: r_b – базовый; $r_{35}^{Me_kpc}$, $r_{Me_kpc}^{Me}$ – при КПС; $r_{60}^{Me_pc}$, $r_{pc}^{Me_pc}$ – при ПС; $r_{51}^{Me_k}$, r_k^{51} – при комбинированной схеме (КПС+ПС)

Реализуемость вариантов выполнена с учётом условий изменения задаваемых исходных данных. Исходные данные приведены в таблице.

Стандартные отклонения всех переменных от средней величины приняты равными 10 %. Случайная переменная, описывающая общую прибыль на начало проекта до выплаты налогов имеет вид: $F = \bar{X}_1 \bar{X}_2 (\bar{X}_3 \bar{X}_5 - \bar{X}_4)$. Разложением в ряды Тейлора получаем уравнение общей прибыли (Π) и

функцию её отклонения $Var_{(\Pi)}$. Стандартное отклонение прибыли равно корню квадратному из величины колебания:

Станд.

откл. = $\sqrt{Var_{(\Pi)}}$. Сопоставление вариантов показано на рис. 1.

Кривая r_m представляет границу безубыточности проектов при разной норме дисконта. Кривые r_i отражают возможность успеха рассматриваемых вариантов. В известной степени это можно трактовать как кратность окупаемости инвестиций.

Кривая r_b отражает функционирование базового варианта рудника (без рудоподготовки) в рассматриваемых условиях. Она далеко, $r_b >> r_m$, отстоит от границы безубыточности, что свидетельствует о хорошей эффективности, обусловленной высокой ценой металлов (Cu+Zn) в добываемом сырье.

Крупнопорционная сортировка осуществляется в вагонетках электровозного состава на горизонтах откатки. Масса порции около 150 т. Разбраковка при сортировке ведётся по граничному содержанию в забалансовой руде. Рядовые руды делятся на три класса: рядовые, богатые и забалансовые. Выход забалансовых руд при КПС достигает 28-35 % [3, 4]. Генераторы нейтронов с комплексом регистрирующей аппаратуры определяют содержание меди с пороговым значением 0,1 %. Очень высокая производительность КПС делают процесс сортировки весьма дешёвым

Исходные данные по вариантам

Показатели	Ед.. изм.	Базо-вая	Схема предконцен-трации		Металл куч-ного выщела-чивания	
			КПС	ПС	КПС	ПС
Геологические запасы, (X_1)	млн. т	20	20			
Среднее содержание меди в запасах	%	1	1			
Среднее содержание меди во вмещаю-ших породах	%	0.4	0,4			
Среднее содержание цинка в запасах,	%	1,8	1,8			
Среднее содержание условной меди, (X_2)	%	1,49	1,49			
Применяемая система разработки			Горизонтальные слои с закладкой			
Извлечение при добыче	%	95	95		80	80
Разубоживание	%	5	5			
Извлекаемые запасы	млн. т	20	20			
Содержание меди в извлекаемых запасах	%	0,97	0,97			
Эксплуатационные расходы при добыче	долл/т	25,4	25,4	25,4	7,7	7,7
Снижение стоимости закладочных работ	долл/т					
Капвложения в рудник	млн. долл.	68,2	68,2			
Капвложения в крупно порционную сортировку	млн. долл		+0,8			
Капвложения в участок КВ	млн. долл				+2,0	+2,0
Эксплуатационные расходы по КПС	долл/т		+0,1			
Извлечение при обогащении	%	93	93		95	95
Извлечение при металлургическом пе-ределе	%	96	96		97	97
Общее извлечение, (X_3)	%	85	85		74	74
Расходы на обогащение	долл/т	16,4	16,4	16,4	3,5	3,5
Капвложения в покусковую сепарацию	млн. долл			+1,5		
Эксплуатационные расходы по ПС	долл/т			+0,6		
Снижение стоимости обогащения	долл/т		1,6- 5,8			
Расходы на металлургический передел	долл/т	8,5	8,5	8,5	10,0	10,0
Общие эксплуатационные расходы, (X_4)	долл/т	50,3	48,8- 44,6	47,6- 41,1	21,2	21,2
Капвложения в ОФ	млн. долл.	24,1	24,1	24,1		
Капвложения в металлургический за-вод	млн. долл.	16,2	16,2	16,2		
Общие капвложения в проект	млн. долл.	108,5	109,3	110,8	111,3	112,0
Цена меди, средняя за 5 лет	долл/т	7154	7154	7154		
Цена цинка, средняя за 5 лет	долл/т	1966	1966	1966		
Цена условной меди (X_5)	долл/т	10660	10660	10660		

– 2-3 руб/т руды [1], что в пересчёте, с учётом инфляции, составляет 0,1 долл/т исходной руды. Капитальные затраты на оборудование погоризонтных станций КПС составляют 0,8 млн долл.

Последовательно просчитаны ва-рианты с выходом хвостов 10; 20; 25; 30; и 35 %. Удаление забалансовой руды и породы в такой же пропорции сокращает расход электроэнергии,

воды, расходных материалов на среднее и мелкое дробление, измельчение, основную технологию и хвостохранилище. Иначе, в такой же пропорции сокращаются затраты на первичную переработку предварительно обогащённого продукта – руды.

По мере сокращения объёма обогащённой руды, поступающего на ОФ, сокращаются затраты её на обогащение в тех же пределах или от 1,6 до 5,8 долл./т. Соответственно возрастает величина результирующего показателя r_1 и последовательно приближается к показателю базового варианта.

Однако, в лучшем варианте, при 35 % выделении в операции КПС хвостов, кривая r_{KPS} расположается ниже r_6 во всём рассматриваемом диапазоне, что свидетельствует о меньшей эффективности.

Можно провести также сравнение стоимости концентрата, и производительности обогатительной фабрики по выпуску концентрата с применением КПС и без неё.

Себестоимость 1 т концентрата без радиометрической сортировки, долл./т:

$$C_k = \frac{\delta_o + \delta_r}{\alpha \varepsilon} \quad (1)$$

где δ_o и δ_r - стоимость добычи и обогащения руды, долл./т; α - суммарное содержание ценных компонентов в руде, доли ед.; ε - извлечение ценных компонентов в концентрате, доли ед.

При включении радиометрической сортировки в технологию переработки руды из неё можно выделить до 35 % бедного продукта. Чтобы полностью загрузить Обогатительную фабрику (ОФ), объём добычи нужно увеличить на величину:

$$\Delta A_\phi = \frac{\gamma_x}{1-\gamma_x} \quad (2)$$

где γ_x - выход хвостов радиометрической сортировки.

В этом случае себестоимость 1 т концентрата составит:

$$C_k = \frac{(1+\Delta A_\phi)(\delta_o + \delta_r) + \delta_r}{(1+\Delta A_\phi)\alpha \varepsilon^1} \quad (3)$$

где δ_r - себестоимость радиоактивной сортировки исходной руды, долл./т; ε^1 – извлечение ценных компонентов из добытой руды.

Результаты расчётов представлены на рис. 2. Стоимость 1 т концентрата в базовом варианте составила 3049,3 долл. Стоимость предобогащения: при КПС – 0,1, при ПС – 0,6, при комбинированной схеме КПС+ПС=–0,7 долл./т исходной руды. Рис. 2, а фиксирует возрастание высвобождаемой мощности на обогатительной фабрике и снижение затрат на получение концентрата по мере роста выхода хвостов радиометрической сортировки. При 35 % выходе хвостов в операции высвобождаемая мощность ОФ достигает 53,8 %, а стоимость 1 т концентрата снижается до 2637,6 долл.

Кривые рис. 2, б демонстрируют как возрастает высвобождаемая мощность обогатительной фабрики ΔA и снижается стоимость производства концентрата C_k с увеличением выхода хвостов ПС. При 50 % выходе хвостов в операции ПС производительность фабрики как бы удваивается, а стоимость получения 1 т концентрата снижается до 2496,3 долл.

Повышение качества руды, направляемой на обогащение, влечёт за собой увеличение извлечения полезного компонента при одновременном улучшении состава концентрата по основным и вредным минералам, что также повышает качество конечной

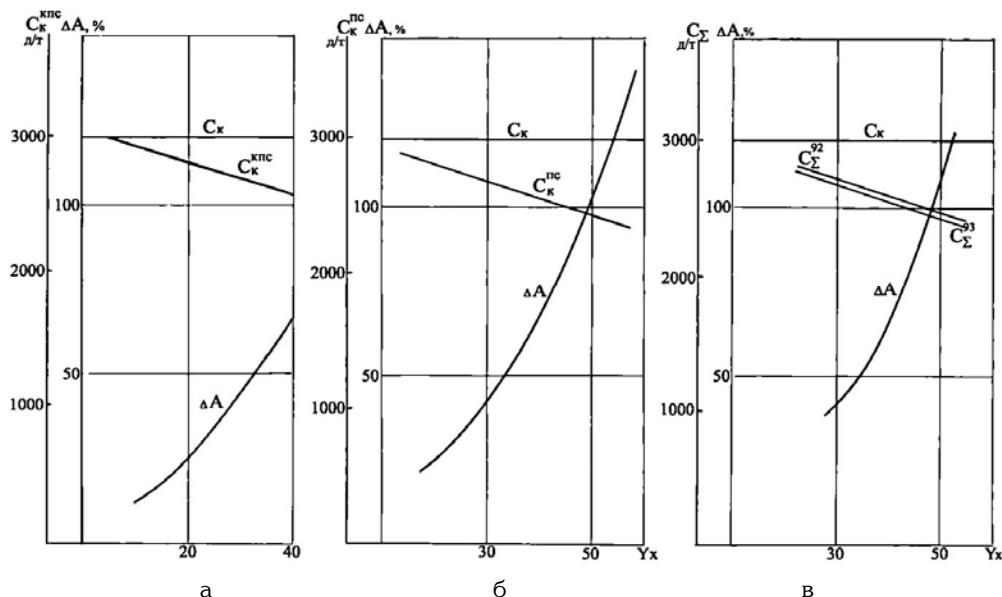


Рис. 2. Зависимость прироста мощности обогатительной фабрики ΔA и снижения стоимости получения 1 т концентратов C_k от выхода хвостов предварительного обогащения Y_x : а. при КПС; б. при ПС; в. комбинированная схема (КПС+ПС) C_k , C_k^{KPS} , C_k^{PPS} , C_{Σ}^{92} , C_{Σ}^{93} - стоимость 1 т концентратов соответственно: без предобогащения, при КПС, при ПС; при КПС+ПС

продукции. В частности, медно-никелевые руды после радиометрической сепарации (где выделены хвосты с содержанием на уровне флотационных) направляли на обогащение по обычной флотационной схеме. В результате технология с предварительным обогащением радиометрическим методом в начале процесса увеличила сквозное извлечение металла на 1% [5, 6]. Поэтому на рис. 2, в приведены две кривые: C_{Σ}^{92} при ординарном и C_{Σ}^{93} при повышенном до 93% извлечении меди в концентрат в связи с увеличением содержания металла в обогащённом продукте, подаваемом на флотацию. При ординарном качестве руды и извлечения себестоимость 1 т концентратов составляет 2490,8 долл., при улучшенном качестве руды и извлечения в процессе флотации стоимость 1 т себеснизится до 2460,9.

С позиций обогащения наблюдаются только положительные аспекты: снижение затрат на получение 1 т концентратов, увеличение содержания в обогащённом продукте – повышение коэффициента концентрации, сокращение объёма обогащённого продукта, поступающего на дальнейшую переработку, и возросшее извлечение. Т.е. показана эффективность методов предобогащения, где учтены эксплуатационные расходы на выполнение операции, но не фигурируют капитальные затраты на её материальное воплощение. В расчётах по формулам 1-3 не участвуют затраты на создание участков КПС и ПС (0.8 и 1.5 млн. долл. соответственно).

Выделенные КПС забалансовые руды после извлечения полезного компонента представляют собой пустые породы, которые могут быть использованы в качестве инертного за-

полнителя в закладке. В себестоимости добычи руды слоевой системой разработки на закладку приходится 35-40 % расходов [7]. Удельный расход цемента на 1 м³ закладки колеблется в широких пределах от 4,7-16,6 % и имеет выраженную тенденцию к снижению. Затраты на цемент в составе закладочных работ составляют 40-70 % [8, с.141], в среднем 50 %. На породу в составе 1 м³ закладочной смеси приходится 1450-1550 кг, или 73 % по весу, а по стоимости – 40 %. Удельный вес «породной» части составляет 14-17 % в себестоимости добычи. Отсортированный КПС бедный продукт, после извлечения металлов КВ, - порода используется в закладке. Доля по вариантам меняется в тех же пределах от 10 до 35 % исходной руды. Её практически бесплатное использование в закладочных работах снижает стоимость добычи руды на 1,7-5,9 %, что в пересчете на 1 т исходной руды равняется от 0,64 до 2,25 долл. Снижение стоимости добычи положительно оказывается на величине $r_{\text{КПС}}$, ещё больше приближая его к базовым. Но кривые по вариантам совпадают с $r_{\text{КПС}}^{35}$ (прирост во втором знаке после запятой) и всё же располагаются ниже базовой r_6 .

Ранее выполненные работы по обобщению опыта разработки месторождений руд цветных металлов показали, что объём попутно добываемой породы от проведения вскрывающих, подготовительных и нарезных выработок колеблется от 5-7% годовой добычи руды для мощных месторождений до 15-17 % для мало-мощных и жильных. Если учесть, что порода составляет 40 % в стоимости закладки, закладка 35-40 % в себестоимости добычи руды, а породы от проходки всего 5-7 %, то это 0,7-1,19 % в себестоимости добычи или 0,18-0,3 долл./ т исходной руды. Послед-

ние цифры не вносят ощутимых изменений в расчёты.

В урановой промышленности хвосты после повагонной разбраковки на рудничной рудоконтролирующей станции и сепараторного разделения на радиометрической обогатительной фабрике направляются на кучное выщелачивание. Полученные продуктивные растворы с доизвлечённым металлом подаются на гидрометаллургический завод, увеличивая общее извлечение.

Руды не всех металлов подвергаются кучному выщелачиванию. По сульфидным медным рудам известен положительный опыт: Бурибаевское и Учалинское месторождения – кучное выщелачивание окомкованных хвостов обогащения и отходов добычи руд; Дегтярское, Блявинское, Гумешевское месторождения – подземное выщелачивание и др.

Рассмотрим влияние металла от кучного выщелачивания на показатель эффективности по тем же выделенным вариантам выхода хвостов КПС. Кучное выщелачивание используется с такими параметрами: расходы на перевод бедного продукта в раствор 7,7 долл./т при извлечении 80 %, расходы на цементацию 3,5 долл./т при извлечении 95 %, расходы на металлургический передел 10 долл./т при извлечении 97 %. Капвложения в участок КВ равны 2 млн. долл. Общие капвложения в проект увеличиваются до 108,5+0,8+2,0=111,3 млн. долл. Кучным выщелачиванием из 10-35% выделяемых хвостов извлекается от 2.960 до 10.360 т усл. меди, что увеличивает получаемую прибыль от 62,9 10⁶ до 220.28 10⁶ долл. по вариантам (от 3,3 до 11,6 долл./т исходной руды), и вносит значительные изменения в величину результирующего показателя r_i . Кривая $r_i^{\text{Me}_{\text{КПС}}}$ располагается ощутимо выше r_6 , что

демонстрирует преимуществом комплексного варианта, где сортировка дополнена кучным выщелачиванием.

Покусковая сепарация проводится, как правило, на обогатительной фабрике. Порог сепарации отсравивается по содержанию металла в хвостах обогатительной фабрики. Содержание в выделенном бедном продукте нередко ниже, чем в хвостах флотации. Затраты на ПС невелики – 15-25 руб/т исходной руды [1], что в пересчёте, с учётом инфляции, составляет 0,75-1,23 долл./т. При простом вещественном составе руд в хвосты выводится до 60 %, при сложном вещественном составе руд в хвосты попадает до 20 % исходной руды [5, 9, 10]. Поскольку на ПС направляется часть руды, то расходы приняты в 0,6 долл/т в последовательно просчитанных вариантах с выходом хвостов от 20 до 60 %. Для всего объёма руды, поступающей на ПС, требуется 8 сепараторов типа СЦМ-1. Общие капитальные затраты на ПС составят 1,5 млн долл. Как и при КПС, удаление хвостов на самой ранней стадии переработки сырья пропорционально снижает стоимость обогащения. В рассматриваемых условиях при 20 % выходе хвостов стоимость обогащения снижается на 3,3, при 60 % - на 9,8 долл/т исходной руды.

В расчётах, выполненных с учётом капитальных затрат при изменчивости исходных данных – рис. 1, видно, что результирующий показатель лучшего варианта ПС с 60 % выходом хвостов r_{nc}^{60} располагается ниже r_6 , что свидетельствует о его более низкой эффективности. Как и в вариантах с применением КПС, использование выделенных ПС хвостов после выщелачивания в закладке снижает от 1,35 до 3,9 долл/т эксплуатационные расходы

по добыче руды. Это несколько улучшает результирующие показатели (как и при вариантах с КПС) и приближает их к показателям базового варианта r_6 (на рис. 1 совпадает с r_{nc}^{60}). Использование породы от проходки выработок в связи с её малым количеством снижает расходы на добычу примерно на 1 % и практически не отражается на величине результирующего показателя r_i . Влияние КВ на эффективность вариантов ПС определено при тех же его (КВ) параметрах, что и при КПС. Однако общие капиталовложения в проект составят: $108,5+1,5+2,0=112,0$ млн. долл. Получаемая прибыль в лучшем варианте (60 % выход хвостов) возрастает на $188,81 \times 10^6$ долл. или на 18,9 долл/т, что существенно влияет на величину r_i . Кривая r_{nc}^{Me} располагается выше r_6 , демонстрируя превосходство комплексного варианта (ПС совместно с КВ).

Комбинированная схема объединяет сортировку и сепарацию. На 25-35 % выхода хвостов при сортировке накладывается 30-40 % при сепарации, что в благоприятных условиях может составить 50-55 %. Как лучший рассматривается вариант с общим выходом хвостов радиометрического предобогащения в 51 %. Его эксплуатационные расходы, с учётом повышения на двух предварительных операциях и снижения на самом процессе флотационного обогащения, снижаются до 42,6 долл/т. Общие капиталовложения, с учётом затрат на сортировку и сепарацию, возрастают до 112,8 млн. долл. На рис. 1 лучший вариант комбинированной схемы представлен кривой r_{nc}^{51} , уступающей базовой r_6 .

Подача выделенного бедного продукта, после извлечения металлов, в закладку снижает в данном случае

стоимость добычи на 3,3 долл/т. Это положительно сказывается на величине результирующего показателя r_{κ}^{51} , приближая его (незначительно) к базовому r_b .

Влияние породы от проходки выработок при подаче её в закладку, как и в двух предыдущих случаях, уловимо в расчётах, но практически не сказывается на положении кривой r_{κ}^{51} .

Кучное выщелачивание металлов (с теми же параметрами, что и в двух предыдущих случаях) из объединённого бедного продукта даёт прирост прибыли в $251,76 \times 10^6$ долл. Несмотря на возросшие до 112,8 млн. долл. общие капиталовложения, дополнительно получаемая прибыль перемещает результирующую кривую комбинированной схемы в положение r_{κ}^{Me} , располагающуюся выше базовой r_b . Дополнительно получаемый металл от КВ не только компенсирует затраты в 2 млн. долл. на строительство участка КВ, но позволяет превысить показатели базового варианта во всём диапазоне дисkontирования.

В трёх рассмотренных сценариях дополнительные капиталовложения и эксплуатационные расходы на предварительное радиометрическое обогащение не позволяют интегральному результирующему показателю превысить аналогичные базового варианта, что

обуславливает их меньшую эффективность. Использование бедных продуктов предобогащения в закладке, а также породы от проходки выработок в закладке улучшает результирующие показатели во всех сценариях, но они остаются ниже базовых.

Общие потери металла при предобогащении достигают 6 % [2, 6]. Для их снижения и возвращения основного потерянного металла в дальнейшую переработку, также как и в урановой промышленности, целесообразно кучное выщелачивание. Кучным выщелачиванием хвостов предобогащения извлекают металл из потерянных рудных разностей, забалансовых руд, оруденелых вмещающих пород. Получаемая в результате дополнительная прибыль резко повышает показатели и позволяет не только компенсировать дополнительные затраты на сооружение участка выщелачивания, но и обеспечивает преимущество всех сценариев по сравнению с базовым вариантом.

Поэтому в проекте рудника, включающем окрупнорционную сортировку и покусковую сепарацию добываемой руды, следует предусматривать участок кучного выщелачивания, позволяющий обеспечить полный цикл комплексного освоения и тем самым лучшие показатели эксплуатации недр.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Татарников А.П., Асонова Н.И., Балакина И.Г. и др. Радиометрическая сепарация руд цветных и редких металлов. В сб. «Прогрессивные технологии комплексной переработки минерального сырья» /Под ред. В.А. Чантuria/ М.: Изд-во «Руда и Металлы», 2008, с. 62-69.
2. Лагов В.С., Лагов П.В. Радиометрическая сортировка и сепарация твёрдых полезных ископаемых. М.: Изд-во МИСИС, 2007. 155 с.
3. Посик Л.И., Кошелев И.В. Радиометрическая крупнопорционная сортировка руд при их добыче и транспортировке. Цветные металлы, 1979, № 2, с. 70-73.
4. Абдулкин В.П., Викторов А.И., Матухно М.В. и др. Крупнопорционная сортировка оловянных руд. Цветные металлы, 1984, № 10, с. 93-95.
5. Лилеев В.А., Зверев В.В., Гулин В.В. и др. Предварительная рудоподготовка мед-

- но-никелевых руд методом радиоактивной сепарации. В кн. «Комбинированные методы переработки медно-никелевых руд». М.: Наука, 1979, с.38-42.
6. Кожиев Х.Х., Ломоносов Г.Г. Рудничные системы управления качеством минерального сырья. М.: Изд-во МГТУ, 2008, 292 с. С ил.
7. Мохова А.И., Скачков М.С., Жабко Н.Е. Опыт ведения закладочных работ на рудниках ГМК «Норильский никель». Справочное пособие. Норильск: Норильский индустриальный институт, 2002.
8. Монтианова А.Н. Формирование закладочных массивов при разработке алмазных месторождений в криолитозоне. М.: Изд-во «Горная книга», 2005, 597 с.
9. Архипов О.В., Гусев С.С. Радиометрическая сепарация радиоактивных tantalо-ниобиевых руд. Цветные металлы, 1982, № 1, с.88-89. ГИАБ

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Каплунов Давид Родионович — чл-корр. РАН, зав. отделом,
Юков Владимир Александрович — кандидат технических наук, старший научный сотрудник,
Институт проблем комплексного освоения недр РАН, info@ipkonran.ru



О Т Д Е Л Н Ы Е С Т А Т Ъ И ГОРНОГО ИНФОРМАЦИОННО-АНАЛИТИЧЕСКОГО БЮЛЛЕТЕНЯ (ПРЕПРИНТ)

МЕТОД ГОРНО-ЭКОЛОГИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА, УЧИТЫВАЮЩИЙ ВЛИЯНИЕ ГЕОДИНАМИЧЕСКИ ОПАСНЫХ ЗОН (ГОЗ) НА РАЗВИТИЕ КАРСТОВЫХ ПРОЦЕССОВ

Батугин Андриан Сергеевич, доктор технических наук,
Московский государственный горный университет,
Хотченков Евгений Викторович, ГГМ им. В.И. Вернадского РАН.

При многих видах строительства и ведении горных работ запускаются процессы, ведущие к активизации карста. При деятельности, связанной с недропользованием, мониторинг карста предусмотрен инструктивными и нормативными документами. В сложившейся практике проведения мониторинга в основном происходит лишь только фиксация новых карстовых образований.

Ключевые слова: суффозия, карст, мониторинг, геодинамически опасные зоны (ГОЗ), геофизические методы исследований, категории устойчивости территории.

IMPROVEMENT OF MINING AND ENVIRONMENTAL MONITORING OF KARSTIC PROCESSES IN THE TIME OF MASTERING SUBSOILS AND EARTH SURFACE.

Batugin A.S., Moscow State Mining University, Russia, ud@msmu.ru
Khotchenkov E.V., Vernadsky State Geological Museum of Russian academy of sciences

With many types of constructing and conduct of mining works the processes that lead to activate karst are started. The monitoring of karst is provided by instructional and normative documents for the actions that connected with subsoil using. In formed practice of holding the monitoring only fixation of new karstic formation takes place.

Key words: piping, karst, monitoring, heodinamic dangerous areas, geophysical methods of research, categories of stability of territory.