

МАТЕРИАЛЫ УРАЛЬСКОЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОЙ ДЕКАДЫ

5-15 апреля 2004 г.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАМОВ ЧЁРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

ХАМИДУЛИН И. Х., МОРОЗОВ Ю. П.,
Уральская государственная горно-геологическая академия

В настоящее время в горнодобывающей и металлургической промышленности скопилось довольно большое количество шламов, шлаков и хвостов, содержащих существенное количество ценных компонентов, что влечет за собой необходимость создания технологии по их переработке.

По данным Комитета по охране окружающей среды Свердловской области, на Среднем Урале накоплено уже 8 миллиардов тонн промышленных отходов, плюс 34 миллиарда – только отвалы предприятий горнодобывающей отрасли. Ежегодно пять тысяч так называемых природопользователей образуют 147 миллионов тонн твёрдых отходов, среди которых шламы металлургии составляют существенную долю.

Вовлечение в переработку техногенных продуктов в настоящее время позволит существенно улучшить экологическую обстановку регионов и дополнительно получить товарную продукцию.

В шламохранилище Верхнесинячихинского металлургического завода складировано несколько миллионов тонн отходов. Накопление шламов занимает полезные площади и приводит к загрязнению водоёмов, связанному с просачиванием шламов в водоносные горизонты земной коры. Попадание ионов тяжелых металлов в почву и воду вызывает антропогенные геохимические аномалии в атмосфере, гидросфере, приводит к ослаблению жизнедеятельности почвенных бактерий, определяющих плодородие почвы, оказывает вредное воздействие на живые организмы растительного и животного мира.

В лабораторных условиях проведены исследования обогатимости шламов Верхнесинячихинского металлургического завода. С помощью магнитного анализатора 25Т-СЭМ выполнен магнитный анализ пробы шламов.

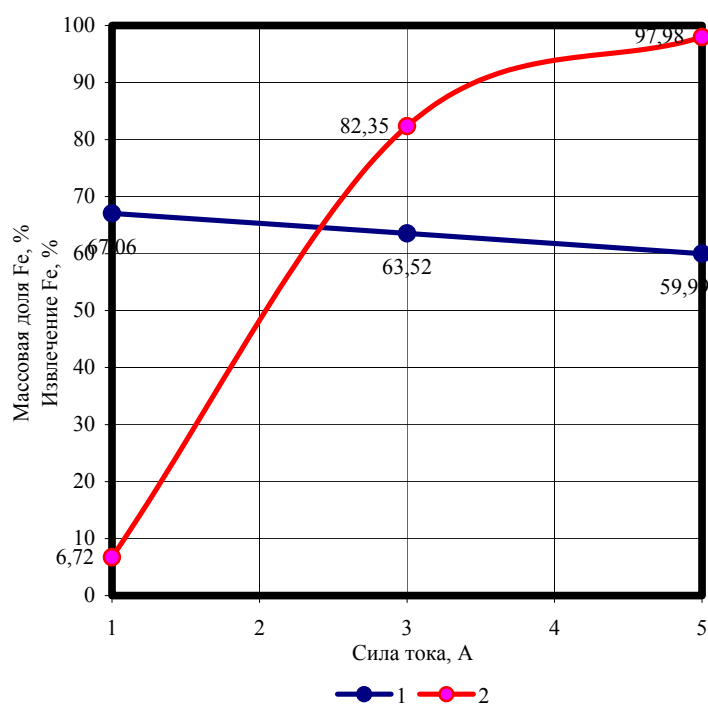
Магнитный анализ выполнен для оценки обогатимости исследуемого материала и определения его максимально возможных показателей обогащения. При анализе последовательно выделяли 3 магнитные фракции при различной силе тока: 1 А, 3 А и 5 А.

В первой операции магнитного анализа при силе тока 1 А выделяется наиболее сильномагнитная фракция. Немагнитная фракция первой операции повторно направляется в анализатор во вторую операцию (3 А). Немагнитная фракция 2-го приёма разделения в третий раз пропускается через магнитный анализатор, при силе тока 5 А. Результаты магнитного анализа представлены в табл. 1 и на рисунке.

Таблица 1

Результаты магнитного анализа шламов Верхнесинячихинского металлургического завода

Наименование продукта	Показатели			
	сила тока, А	выход, %	массовая доля Fe, %	извлечение Fe, %
Магнитный	1	3,40	67,06	6,72
Магнитный	3	40,60	63,22	75,63
Магнитный	5	11,43	46,42	15,63
Немагнитный	–	44,57	1,54	2,02
Итого:	–	100,00	33,94	100,00



Зависимость массовой доли железа (1) и извлечения железа в магнитную фракцию (2) от силы тока

Установлено, что при силе тока 3 А разделение происходит с получением кондиционного концентрата с массовой долей железа в нём 63,51 % при извлечении его в концентрат 82,35 %.

Далее проводили исследования обогатимости шламов на лабораторном магнитном сепараторе типа ЭБМ с диаметром барабана 600 мм и длиной 200 мм. Результаты представлены в табл. 2. Установлено, что при силе тока 5 А можно получать до 43,72 % кондиционного концентрата с массовой долей железа в нём 61,78 % при извлечении 79,59 % (табл. 3).

Таблица 2

Результаты исследования на обогатимость шламов Верхнесинячихинского металлургического завода

Наименование продуктов	Показатели			
	Сила тока, А	Выход продуктов, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
Магнитный	2	12,29	67,88	24,58
Магнитный	5	31,43	59,40	55,01
Магнитный	8	11,71	48,11	16,60
Магнитный	10	2,86	43,93	3,70
Немагнитный	–	41,71	0,09	0,11
Итого:	–	100,00	33,94	100,00

Таблица 3

Технологические показатели мокрого магнитного сепаратора ЭБМ

Сила тока, А	Наименование продуктов	Выход		Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
		г	%		
5	Концентрат	153	43,72	61,78	79,59
	Хвосты	197	56,28	12,32	20,41
	Итого:	350	100,00	33,94	100,00

Данные, полученные в результате исследований шламов Верхнесинячихинского металлургического завода, показывают перспективность использования мокрой магнитной сепарации для доизвлечения железа из шламов чёрной металлургии.

НОВЫЙ СПОСОБ ОЧИСТКИ ВОДЫ ОТ КАТИОНОВ ЖЕЛЕЗА (II)

ИВАНОВ М. В.,

Уральская государственная горно-геологическая академия

Одной из важных проблем водоочистки и водоподготовки является удаление катионов железа (II). Для этой цели используют сорбционные методы, озонирование, нейтрализацию и многие другие.

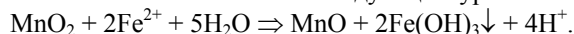
При нейтрализации не достигается уровень ПДК (0,1 мг/л), вследствие высокого рН гидратообразования, равного 9,5.

Метод озонирования сопряжен с высокими затратами электроэнергии и трудностями обеспечения очистки при больших потоках.

При применении различных ионообменных смол достигается высокая степень очистки сточных вод, но себестоимость данного метода высока вследствие больших затрат на сорбенты.

Применение минерального сырья в данной области целесообразно вследствие малой стоимости неорганических сорбентов. Недостаток данного метода очистки – малая емкость минерального сырья и образование больших объемов отходов из-за невозможности регенерации.

Перспективно использовать фильтрующие материалы с окислителем на основе пиролюзита. Процесс хемосорбции с использованием окислителя описывается следующим уравнением реакции:



Наиболее популярным фильтрующим материалом для очистки воды от катионов железа является импортный наполнитель насыпных фильтров на основе пиролюзита «аквамандикс».

Использование данного фильтрующего материала нецелесообразно по причине его высокой рыночной стоимости, так как собственными промышленными запасами природного сырья для его изготовления Россия не располагает.

Данная работа посвящена изучению физико-химических свойств образцов неорганических материалов с целью поиска нового сырья, которое по экономическим и сорбционным показателям позволит снизить затраты на очистку стоков, обеспечивая при этом уровень ПДК рыбохозяйственных водоемов.

Были изучены следующие фильтрующие материалы: шунгит, антрацит, кварц, керамзит, алюмосиликат, импортный сорбент «аквамандикс», а также новый в данной области материал – железомарганцевые конкреции (ЖМК).

Аквамандикс – это особо чистый природный дробленый материал, содержащий 78-80 % MnO_2 (плотность 3500-4000 кг/м³, насыпная плотность 2000 кг/м³, размер гранул 0,5-1,0 мм).

Для исследования в качестве фильтрующего материала были использованы ЖМК Финского залива. В Финском заливе имеется 2 типа месторождений. Первый тип расположен на глубине от 60 м и более между островами Сескар, Мощный на юге и Соммерс, Большие Березовые острова на севере Финского залива. Конкреции на рассматриваемом участке представлены сферическими образованиями с размерами от 1-2 до 30 мм (преобладающий диаметр 1-16 мм). Содержание конкреций в конкрециеносном слое 60-80 %, вмещающих пород 20-40 % (прочность 100 кПа (1 кг/см²), плотность 1,6 г/см³). Предварительные расчеты запасов конкреций в районе оценивают в 25-30 млн тонн, что соответствует материковому месторождению средней рентабельности.

Другое месторождение расположено на меньших глубинах 25-30 м в Лужской губе и в Копорском заливе. Преобладающий диаметр гранул конкреций 3-5 мм, реже до 15-30 мм. С этого месторождения летом 2000 года в ходе разведочных работ были подняты первые 2500 тонн конкрециеносного материала с глубин 30 м в районе Копорской губы. Использовали земснаряд «Ленинградский-1» с волочащимся грунтозаборником щелевидного типа, обеспечивающим снятие слоя толщиной 10-15 см при работе на песчаных и глинистых донных отложениях.

Отделение конкреций от ила возможно на берегу с помощью конического гидрогрохота. Песок с диаметром частиц до 5 мм отделяют через сливной трубопровод. Остальная масса поступает на виброгрохот, где разделяют гравий с размером частиц более 20 мм и конкреции с размерами частиц 2-20 мм [1].

Состав ЖМК Финского залива исследовали рентгенофлуоресцентным методом. Результаты приведены ниже:

Компонент	Содержание компонента, масс. %
Fe	25,36
Mn	22,68
Pb	0,45
Cu	0,34
Sr	0,26

Компонент	Содержание компонента, масс. %
Zn	0,074
Ba	0,328
V	0,0076
Co	0,0067
Cr	0,0016
Ni	0,0134
Y	0,0015
Mo	0,0070
SiO ₂	17,87
TiO ₂	0,28
Al ₂ O ₃	4,49
MgO	1,59
CaO	1,41
Na ₂ O	1,43
K ₂ O	1,92
P ₂ O ₅	2,70
и др.	~20

В данной работе были изучены: динамическая емкость, полная обменная емкость и удельная поверхность фильтрующих материалов. Поскольку железо (II) присутствует в водах совместно с железом (III), изучали и очистку от катиона Fe³⁺.

Динамическую емкость фильтрующих материалов определяли в колонках по ГОСТ 20255.2-89 [2], с высотой слоя 300 мм, диаметром 16 мм и скоростью пропускания исследуемого раствора 1,0 мл/мин. Исходный раствор хлорида железа (III) с концентрацией катионов [Fe³⁺] = 91 мг/л доводили до pH=7-8. В колонки подавали взвесь гидроксида железа (III), которую в питательной емкости постоянно перемешивали с помощью магнитной мешалки. На выходе отбирали пробы объемом 50 мл и определяли в них содержание железа. По результатам анализа рассчитывали динамическую емкость до проскока 0,1 мг/л железа.

Динамическую емкость по железу (II) определяли в тех же условиях. Концентрация железа (II) в исходном растворе на входе в колонку составляла 1,0-1,5 г/л при pH=6-7.

Исследование полной статической обменной емкости проводили в соответствии с методикой, описанной в ГОСТ 20255.1-89 [3]. Навеску фильтрующего материала помещали в коническую колбу, заливали раствором хлорида железа (III) до соотношения объема раствора к массе навески V/m=20, [Fe³⁺] = 0,3 г/л, при pH=1,7 и взбалтывали в течение 8 часов. Доказательством наступления равновесия служило постоянство концентрации железа в растворе. По разнице исходной и конечной концентраций определяли статическую емкость.

Статическая емкость была определена также по отношению к железу (II) в тех же опытных условиях. Сорбцию проводили из раствора сульфата железа (II) с исходной концентрацией [Fe²⁺] = 0,25 г/л.

При исследовании динамической и полной обменной емкости общее содержание железа в пробах определяли спектрофотометрическим методом с роданидом калия λ=480 нм, а его форму с сульфосалициловой кислотой. Сульфосалициловая кислота образует с катионами железа (III) красноокрашенные комплексные соединения в слабокислой среде (λ=500 нм), а в слабощелочной среде с катионами железа (III) и (II) желтоокрашенные комплексы (λ=425 нм).

Удельная поверхность сорбентов была определена по адсорбции метиленового голубого (МГ) из водных растворов [4]. Навеску фильтрующего материала массой 5 г помещали в коническую колбу с 50 мл раствора МГ. Содержимое колбы перемешивали в течение 24 часов. После перемешивания окрашенную суспензию фильтровали дважды через фильтр «синяя лента». Первые порции фильтрата (~10 мл) отбрасывали из-за адсорбции фильтром. Пипеткой отбирали по 1 мл фильтрата и исходного раствора МГ. Отобранные аликваты разбавляли водой до 100 мл. Измеряли оптическую плотность исследуемого и исходного раствора МГ при длине волны 665 нм.

Результаты исследований представлены в табл. 1.

Таблица 1

Сорбент	Статическая емкость Fe ³⁺ , мэкв/кг	Статическая емкость Fe ²⁺ , мэкв/кг	Динамическая емкость Fe ³⁺ , мэкв/кг	Динамическая емкость Fe ²⁺ , мэкв/кг	Удельная поверхность, м ² /г
Шунгит	0	2,6	2,8	0	2,227
Антрацит	36	3,6	3,7	0	0,436
Кварц	24	22,8	2,8	0	0,345
Аквямандикс	56	8,6	3,1	116	1,915
Керамзит	32	0	8,6	0	0,427
Алюмосиликат	78	47,8	3,6	2,23	9,870
ЖМК	–	–	12,6	2538	43,81

Основным критерием выбора оптимального сорбента являлось значение динамической емкости по катиону железа (II).

Как видно из представленных результатов, для решения поставленной цели наиболее подходят два сорбента со сложным механизмом сорбции. Но, учитывая высокую стоимость импортного сорбента «Аквамандикс», в качестве объекта исследований выбрали ЖМК.

Недостатки конкреций как фильтрующего материала – низкие прочность и содержание марганца. Содержание собственно MnO_2 в конкрециях в среднем около 20 мас. %, то есть в 4 раза ниже, чем в аквамандиксе. Но удельная поверхность конкреций значительно выше, поэтому содержание MnO_2 на поверхности у конкреций и их сорбционная активность могут быть сопоставимы с таковыми у аквамандикса.

Проблема прочности железомарганцевых была решена путем их грануляции с бентонитовыми глинами в качестве связующего материала.

Исследование механической прочности проводили в соответствии с методикой, описанной в ГОСТ Р 51641 2000 [5].

Определяли гранулометрический состав и отделяли доминирующий класс ($d_1 + d_2$) (преобладающую фракцию) пробы исследуемого материала. Пробу отобранного материала тщательно промывали дистиллированной водой, высушивали при температуре 110 °С, помещали в коническую колбу вместимостью 250 см³ с пробкой и заливали дистиллированной водой: $V_{д.в.} = 1,5m_{проба}$. Колбу плотно закрывали пробкой и помещали на 24 часа во встряхивающий аппарат с частотой встряхивания 120 колебаний в минуту. После завершения встряхивания содержимое сосуда переносили в фарфоровую чашу, выпаривали воду и высушивали при температуре 110 °С. Высушенные навески материала последовательно рассеивали на ситах d_2 и $d_2/2$ при частоте колебаний 50 Гц в течение 10 минут. Масса материала, прошедшего через сито d_2 , но оставшегося на сите $d_2/2$, характеризует измельчаемость материала и выражается в долях процента от общей массы навески материала. Масса материала, прошедшего через сито $d_2/2$, характеризует его истираемость и выражается в долях процента от общей массы навески материала.

В табл. 2 приведены сводные данные по емкости и механической прочности гранулированных (ЖМК II и ЖМК III) и естественных (ЖМК I) исследованных образцов железомарганцевых конкреций, а также аквамандикса.

Таблица 2

Сорбент	Насыпная масса, кг/м ³	Динамическая емкость Fe^{2+}		Прочность	
		экв/кг	экв/дм ³	измельчаемость	истираемость
ЖМК I	15,29	2,538	1,228	7,4 – 9,8	1,3 – 1,4
ЖМК II	0,80	4,15	3,31	3,76	0,30
ЖМК III	0,727	4,41	3,21	3,87	0,21
Аквамандикс	48,99	0,116	1,117	< 4	< 0,5

Из табл. 2 следует, что емкость по железу (II) почти всех образцов на основе конкреций значительно выше, чем у импортного фильтрующего материала на основе пиролюзита. Прочностные характеристики у полученного материала на основе железомарганцевых конкреций удовлетворяют требованиям ГОСТ Р 51641-2000, согласно которым измельчаемость должна не превышать 4,0 %, а истираемость – 0,5 % соответственно.

Можно заключить, что на основе железомарганцевых конкреций Финского залива можно получить фильтрующий материал с большой емкостью по железу (II), удовлетворяющий требованиям ГОСТ Р 51641-2000.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Рогалев В. А., Добрецов В. Б., Евдокименко В. С.* Ресурсы марганцевых руд России и их рациональное освоение // Сборник научных докладов VI Международной конференции «Экология и развитие Северо-Запада России». СПб: МАНЕБ, 2001. С. 116-122.
2. *ГОСТ 20255.2 – 89.* Иониты. Методы определения динамической обменной емкости.
3. *ГОСТ 20255.1 – 89.* Иониты. Методы определения статической обменной емкости.
4. *Методические рекомендации по определению физико-химических свойств глинистых грунтов / Сост.: Кульчицкий Л. И., Ищук А. Р., Колоскова В. Н. М.: ВНИИ гидрогеологии и инж. геологии, 1979. 57 с. С. 17, 37.*
5. *ГОСТ Р 51641 – 2000.* Материалы фильтрующие зернистые. Общие технические условия.

К ВОПРОСУ ОБ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ЗАКОНОМЕРНОСТЯХ БРИКЕТИРОВАНИЯ

ЛЕНЁВ Л. А.,

Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет)

Процесс брикетирования полезных ископаемых известен уже более 100 лет. Разработки в области брикетирования направлены на изучение механизма брикетирования, режимов и технологии брикетирования, а также улучшения конструкций брикетных прессов. Обычный расчёт прессов сводится к определению сил трения, работы, мощности и КПД узлов пресса и всего агрегата [1, 2].

Методика расчёта и выбор прессов была разработана ещё в 50-е годы прошлого столетия, до наших дней она осталась без изменений [1]. Для усовершенствования методики расчёта и оптимизации (повышения экономической эффективности) процесса брикетирования необходимо при расчётах опираться на зависимость энергии, затраченной на брикетирование от результата брикетирования. В своей работе мы попытаемся объяснить, зачем нужен поиск энергетических закономерностей брикетирования и как их можно осуществить.

В настоящее время хорошо известны законы дробления [3, 4], используемые при сравнительной оценке процессов дробления и измельчения. Эти законы аналитически выражаются уравнениями, связывающими расход энергии на дробление с получаемой при этом крупностью. Упомянутые законы не универсальны. Применение их связано с определёнными условиями: крупностью исходного материала, степенью измельчения, гранулометрическим составом продуктов в процессах дробления, свойствами материала и др. Элементарная работа дробления одного куска по обобщающей гипотезе пропорциональна элементарному изменению некоторой степени его диаметра.

П. Риттингер [4] считал, что энергия дробления E (кВт·ч/т) от начального размера l_1 до конечного l_2 пропорциональна вновь образованной поверхности. Единица объёма (1 м^3) исходных частиц диаметра имеет поверхность $S_1 = [1/(\pi l_1^3 / 6)] \pi l_1^2 = 6/l_1$; после дробления до размера $l_2 < l_1$ поверхность увеличивается до $S_2 = 6/l_2$. Здесь $\pi l_1^3 / 6$ – объём одной частицы, πl_1^2 – площадь её поверхности. Таким образом, энергия дробления

$$E = K \left(\frac{1}{l_2} - \frac{1}{l_1} \right),$$

где K – константа, зависящая от прочности материала.

В частности, Бонд [5] предложил в расчётах использовать индекс работы W_i (энергия, затраченная на измельчение 1 т сплошного материала «бесконечного» размера до крупности 100 мкм), который можно использовать для оценки K :

$$E = W = K \left(\frac{1}{100} - \frac{1}{\infty} \right) \Rightarrow K = 100W.$$

После подстановки константы K в формулу Риттингера она примет вид

$$E = W \left(\frac{100}{l_2} - \frac{100}{l_1} \right).$$

Поскольку мы пытаемся создать теорию, противоположную процессам разрушения, то предполагаем, что энергия брикетирования $E_{\text{бр}}$ (кВт·ч/т) от начального размера l_1 до конечного размера l_2 пропорциональна убыли свободной поверхности.

Следовательно, энергия брикетирования

$$E_{\text{бр}} = K \left(\frac{1}{l_1} - \frac{1}{l_2} \right).$$

Поскольку законы дробления [3, 4] – это зависимости работ, затраченных на дробление, от результата дробления, то, следовательно, закономерности брикетирования – это зависимости работ затраченных на брикетирование от результата брикетирования. А результатом брикетирования является сам брикет с определёнными прочностными характеристиками, геометрическими размерами и дополнительными технологическими свойствами. Поэтому индекс брикетирования, подобный индексу дробления, здесь неприменим, а применим в лучшем случае общий коэффициент брикетирования $K_{\text{б}}$, характеризующий качество исходного и конечного продуктов, вид, способ брикетирования и конструкцию брикетного пресса. Общий коэффициент будет рассчитываться для конкретного продукта брикетирования при оптимальных влажностях:

$$K_{\text{б}} = K_{\text{м}} \cdot K_{\text{т}},$$

где K_m – коэффициент, зависящий от характеристики исходного и конечного продуктов; K_T – коэффициент, зависящий от технических факторов брикетирования.

По некоторым гипотезам дробления [3] расход энергии E

$$E = i - I \quad \text{или} \quad E = \frac{1}{D},$$

где i – степень дробления (измельчения); D – исходный размер куска до дробления.

Поэтому для расчёта энергии брикетирования, наверное, будет возможно использование “степени окучивания”, характеризующей отношение среднего размера брикета к среднему размеру зерна в исходном продукте:

$$i_o = \frac{D_{бр\,cp}}{d_{з\,cp}}.$$

Главной проблемой теоретиков [5], занимавшихся изучением законов дробления, был учёт в аналитических формулах зависимости гранулометрических характеристик материала до и после разрушения:

$$E_T = \int_0^{\infty} \gamma_{др}(l_2) \left[\int_0^{\infty} \gamma_{исх}(l_1) E(l_1, l_2) dl_1 \right] dl_2,$$

где $\gamma_{исх}, \gamma_{др}$ – гранулометрические характеристики исходного и дробленого продуктов.

В случае с процессом брикетирования нашей проблемой является учёт в аналитических формулах гранулометрической характеристики продукта, поступающего в процесс брикетирования. Параметр крупности зерна и ситовой состав – очень важное условие брикетирования. Чем крупнее зерно, тем выше расход энергии в процессе прессования на его измельчение. При недостаточной величине удельного давления прессования крупное зерно не раздавливается, что мешает массе спрессовываться в брикеты, особенно когда процесс брикетирования осуществляется без присадки связующих веществ. Параметр крупности питания [3] в нашем случае в будущем будет описываться уравнением Розина – Рамлера, характеризующим среднюю крупность продукта. В ходе научных исследований этот параметр будет уточнён и скорректирован.

Поскольку конечный продукт брикетирования – это брикеты одинаковой крупности, то наша задача упрощается, и вывод формулы, учитывающей гранулометрическую характеристику при брикетировании, будет проще формулы, учитывающей гранулометрическую характеристику при дроблении. Возможно, эта формула будет выглядеть так:

$$E_T = \gamma_{бр}(l_2) \int_0^{d_{з\,max}} \gamma_{исх}(l_1) E(l_1, l_2) dl_1,$$

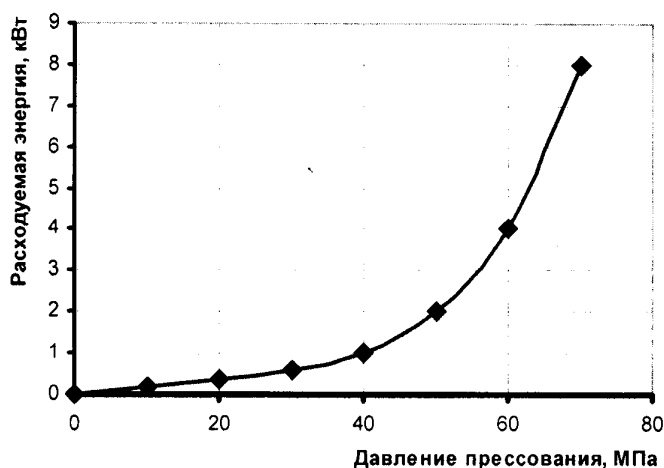
где $\gamma_{исх}, \gamma_{бр}$ – гранулометрические характеристики исходного продукта и брикетов.

Явным путём нахождения энергетических закономерностей будет рассмотрение элементарного акта флотации [6], когда в водной среде минеральная частица, прикрепляясь к воздушному пузырьку, преодолевает определённые энергетические барьеры. Так, в своей работе мы попытаемся рассмотреть элементарный акт склеивания двух частиц в воздушной среде и опытным путём определить энергетический барьер, который нужно преодолеть частицам, чтобы склеиться. После нахождения определённых закономерностей мы попробуем применить их к вышеуказанным формулам.

Опыты будут производиться на лабораторном прессе. В них будет варьироваться гранулометрический состав, влажность шихты, форма и диаметр пресс-форм, а также влияние связующих добавок. В качестве испытуемого сырья будем использовать коллективный медно-никелевый концентрат ОАО «Печенганикель».

Возможное влияние расходуемой энергии от давления прессования показано на рисунке.

Пользуясь данными закономерностями, можно будет производить сравнительную оценку процессов брикетирования, а также ориентировочно определять производительность пресса и энергетические расходы на брикетирование.



Влияние расходуемой энергии от давления прессования

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Сорматов М. И.* Элементы теории и расчёта прессов для брикетирования угля. М.: Углетехиздат, 1954.
2. *Лурье Л. А.* Брикетирование в металлургии. М.: Углетехиздат, 1963.
3. *Андреев С. Е., Зверевич В. В., Перов В. А.* Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М.: Госгоргостехиздат, 1961.
4. *Андреев С. Е.* Законы дробления // Горный журнал. 1952. № 7.
5. *Тихонов О. Н., Назаров Ю. П.* Теория и практика комплексной переработки в странах Азии, Африки и Центральной Америки. М.: Недра, 1989.
6. *Глембоцкий В. А., Классен В. И.* Флотационные методы обогащения. М.: Недра, 1981.

ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТАВОВ ШЛАКОВ РУДНОТЕРМИЧЕСКОЙ ПЛАВКИ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ МЕДНО-НИКЕЛЕВОГО БРИКЕТИРОВАННОГО СЫРЬЯ

БЕЛОГЛАЗОВ И. Н., ИВАНОВСКАЯ Е. В.,

Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г. В. Плеханова
(технический университет)

В связи с неблагоприятной экологической ситуацией в регионе перед комбинатом «Печенганикель» встала задача сократить выбросы в атмосферу сернистого газа, образующегося на стадии обжига окатышей. Решением этой проблемы является переход на плавку необоженного брикетированного сырья.

Планируемое радикальное изменение состава сырья – переход на переработку брикетированного концентрата – неизбежно внесет весьма существенные изменения в технологию цеха. Прежде всего эти изменения затронут головной передел – рудную электроплавку. Главная составляющая будущей шихты руднотермических печей (РТП) – высушенные брикеты, полученные из концентрата обогатительной фабрики, по своему химико-минералогическому составу, физическим характеристикам резко отличается от основных металлотермических составляющих шихты, перерабатываемой в настоящее время, – смеси руды и обожженных окатышей. Это потребует существенного изменения условий проведения технологического процесса электроплавки.

Определение физико-химических особенностей переработки брикетированного концентрата, прежде всего, сводится к расчету количества и состава продуктов плавки брикетов в РТП, их характеристик, показателей извлечения цветных металлов.

Весь круг вопросов, касающихся химизма процесса электроплавки, в конечном счете выражается в развернутом, поэлементном материальном балансе процесса, в котором должны быть представлены все исходные материалы и полученные продукты плавки. Выборкой из этого развернутого баланса является, в частности, баланс цветных металлов и серы, который характеризует главные технико-экономические показатели плавки брикетов в РТП. Без разработки и составления развернутого баланса, прослеживающего поведение всех основных металлов, включая железо, шлакообразующих, серы, газовых составляющих, невозможно аргументированно составить баланс цветных металлов и серы и проанализировать влияние различных факторов на технологические показатели процесса. Поэтому разработка адекватной модели развернутого материального баланса, анализ полученных при решении этой модели зависимостей и разработка на этой основе рекомендаций по осуществлению технологии плавки являются главными задачами работы.

Как показывает опыт, наиболее неопределенными вопросами, возникающими при создании модели, является распределение цветных металлов между продуктами плавки. Уровень развития металлургической науки в настоящее время таков, что не позволяет даже приблизительно теоретически осветить количественно эти вопросы, и здесь почти целиком приходится ориентироваться на заводскую практику. Этот путь является в общем достаточно продуктивным и позволяет разработать модель, с удовлетворительной адекватностью отвечающую нуждам заводской практики. Однако он возможен, строго говоря, лишь в тех случаях, когда модель описывает процесс, близкий по своим характеристикам известному, по которому берутся данные по распределению цветных металлов для моделируемого процесса.

В данном случае, когда речь идет о переработке в РТП существенно нового сырья, прямой перенос данных нынешней технологии на новый процесс некорректен и может привести к заметным ошибкам.

Поэтому до разработки модели технологии сперва был решен вопрос количественного описания распределения цветных металлов между продуктами при плавке брикетов с тем, чтобы это описание заложить в содержание модели.

Поскольку пылеунос при рудной электроплавке медно-никелевой шихты целиком представлен чисто механическим уносом, вопрос распределения цветных металлов при плавке сводится к их распределению

между штейном и шлаком. При этом он может быть полностью описан через содержание цветных металлов в шлаке, так как наличие в структуре модели зависимостей, определяющих это содержание, «автоматически» делает известным и содержание металлов в штейне. Поэтому в работе рассматривается именно содержание металлов в шлаке.

Из теории и практики электроплавки медно-никелевого сульфидного сырья известно, что главными факторами, определяющими переход цветного металла (никеля, кобальта и меди) в шлак, являются содержания их в штейне, содержание кремнекислоты в шлаке, металлизация штейна, температура. Действуя в совокупности, эти факторы обуславливают весьма сложную картину перехода цветных металлов в шлак. Она еще больше осложняется ввиду влияния других факторов: содержания в шлаке других (помимо кремнекислоты) шлакообразующих, электрических параметров плавки, состояния ванны (высоты слоя шлака, заглублиния электродов, системы загрузки печи шихтой, выпуска шлака и др.). Количественно описать всю эту совокупность невозможно не только теоретически, но и статистически, по заводским данным.

Однако и при использовании статистического подхода к описанию главных факторов возникают значительные трудности. Они определяются, прежде всего, недостаточностью заводских данных. Так, на комбинате металлизация заводских штейнов аналитически определяется крайне редко, в основном при проведении каких-либо специальных исследовательских работ. Замеры температуры шлаковой ванны печи вообще почти никогда не производятся, ее периодически определяют только на выпуске шлака из печи. В сменных анализах шлака не определяется содержание меди, ее анализируют значительно реже.

Учитывая все эти моменты, при проведении работы, в первую очередь, ставилась задача выявления влияния наиболее значимых факторов на содержание цветных металлов в шлаке, определение наиболее важных зависимостей, характеризующих это содержание, и построение соответствующих статистических зависимостей.

При этом, что следует особо подчеркнуть, все используемые для анализа заводские данные никак не могли прямо относиться к плавке брикетированного концентрата, которой пока не существует. Вместе с тем, будущие брикеты по соотношениям содержания металлов и шлакообразующих в общем отвечают диапазону колебаний этих содержаний в нынешнем сырье. Поэтому зависимости, полученные для нынешнего сырья, могут, как представляется, быть использованы и для модели плавки брикетов.

При выполнении этого этапа работы основное внимание было уделено анализу данных плавильного цеха за 2000 год. Для этого были взяты результаты заводских анализов сменных проб на содержания никеля, кобальта, кремнекислоты и оксида магния в шлаках, а также железа в штейнах. В общей сложности были обработаны данные примерно по 160 пробам, чего вполне достаточно для выявления значимых зависимостей.

На рис. 1-6 приведены данные по содержанию (концентрации) никеля и кобальта в указанных выше пробах в зависимости от содержания железа в штейне, кремнекислоты в шлаке и оксида магния в шлаке.

Статистическая обработка указанных данных включала в себя следующие операции:

1. Определялись математические ожидания концентраций элементов в шлаке и штейне:

$$mMe = \frac{1}{N} \cdot \sum_{i=0}^{N-1} Me_i, \quad (1)$$

где m – математическое ожидание; Me – концентрация данного компонента, % масс; N – число определений; i – номер определения.

2. Вычислялась дисперсия концентраций:

$$DMe = \frac{1}{N-1} \cdot \sum_{i=0}^{N-1} (Me_i - mMe)^2. \quad (2)$$

3. Определялись нормированные значения концентраций:

$$|Me| = \frac{Me - mMe}{\sqrt{DMe}}. \quad (3)$$

4. Определялись парные коэффициенты корреляции:

$$rMe' Me'' = \frac{1}{N-1} \cdot \sum_{i=0}^{N-1} Me_i' \cdot Me_i'', \quad (4)$$

где Me' и Me'' – два разных компонента.

5. Производилась оценка значимости парных коэффициентов корреляции с доверительной вероятностью 0,95:

$$|r| = \frac{1,96 \cdot (1 - r^2 Me' Me'')}{\sqrt{N}} \quad (5)$$

(При положительных значениях $|r|$ парный коэффициент корреляции значим, при отрицательных – незначим).

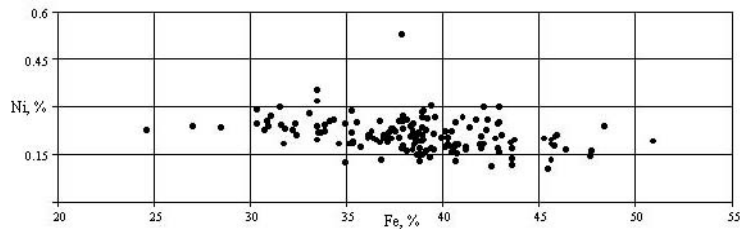


Рис. 1. Зависимость концентрации никеля в шлаке от концентрации железа в штейне

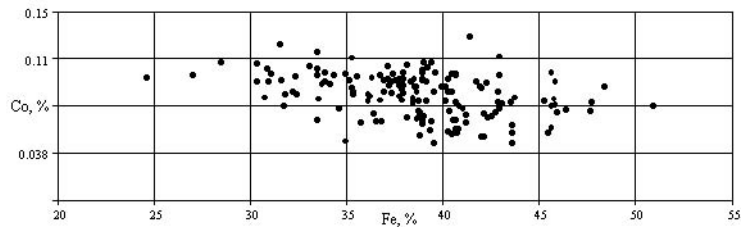


Рис. 2. Зависимость концентрации кобальта в шлаке от концентрации железа в штейне

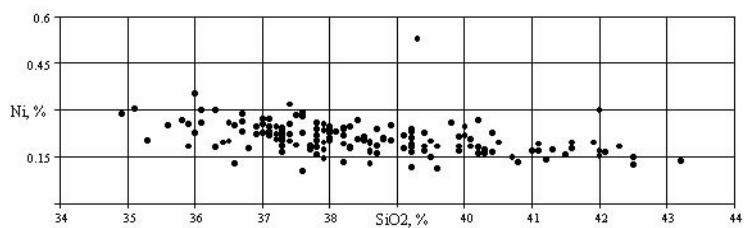


Рис. 3. Зависимость концентрации никеля в шлаке от концентрации кремнезема в шлаке

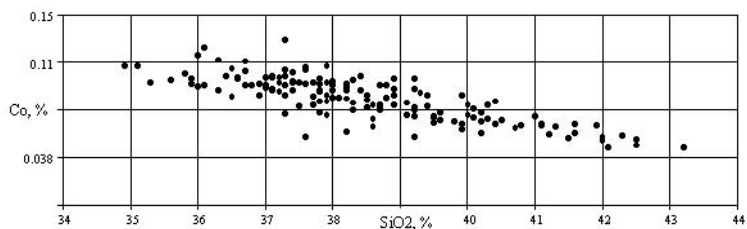


Рис. 4. Зависимость концентрации кобальта в шлаке от концентрации кремнезема в шлаке

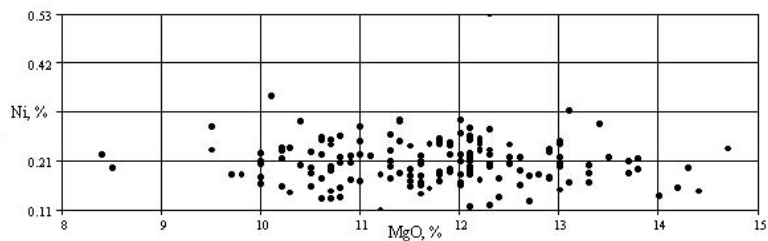


Рис. 5. Зависимость концентрации никеля в шлаке от концентрации оксида магния в шлаке

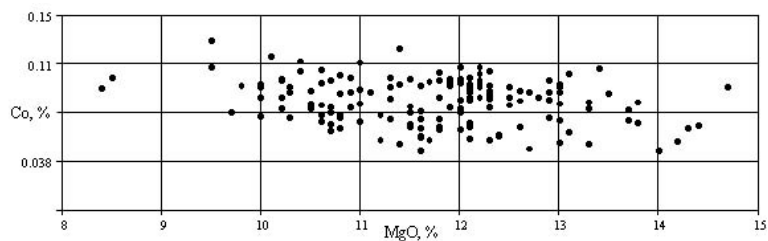


Рис. 6. Зависимость концентрации кобальта в шлаке от концентрации оксида магния в шлаке

6. Составлялись корреляционные матрицы для концентрации никеля и кобальта в шлаке.
7. Определялись миноры корреляционной матрицы $\Delta Me' Me'$ и $\Delta Me' Me''$.
8. Вычислялись частные коэффициенты корреляции:

$$r_{Me^I Me^II Me^III Me^IV} = \frac{\Delta Me^I Me^II}{\sqrt{(\Delta Me^I Me^I \cdot \Delta Me^II Me^II)}};$$

$$r_{Me^IV Me^II Me^III Me^I} = \frac{\Delta Me^IV Me^II}{\sqrt{(\Delta Me^IV Me^IV \cdot \Delta Me^II Me^II)}}$$

и т. д.

9. Оценивалась значимость частных коэффициентов корреляции с доверительной вероятностью 0,95:

$$|r| = \frac{1,96 \cdot (1 - r^2_{Me^I Me^II Me^III Me^IV})}{\sqrt{N}}.$$

Полученные данные относительно значимости парных коэффициентов корреляции показали, что зависимость между содержанием никеля и оксида магния в шлаке, содержанием железа в штейне и диоксида кремния в шлаке отсутствует (последнее, в общем, самоочевидно и определялось для контроля). Данные, полученные для коэффициентов корреляции между содержанием железа в штейне и оксидом магния в шлаке, а также содержанием диоксида кремния и оксида магния в шлаке показывают, что все эти величины зависят от состава перерабатываемого сырья, а не друг от друга. Формально необходимо учитывать все значения полученных парных коэффициентов корреляции при оценке частных корреляционных коэффициентов.

По результатам оценки этих коэффициентов для никеля сделаны следующие выводы:

1) при постоянной концентрации железа в штейне и оксида магния в шлаке концентрация никеля в шлаке зависит от концентрации диоксида кремния в шлаке, коэффициент корреляции отрицательный (т. е. при увеличении концентрации SiO_2 в шлаке потери никеля уменьшаются, что согласуется с данными практики);

2) при постоянной концентрации железа в штейне и диоксида кремния в шлаке концентрация никеля в шлаке не зависит от концентрации оксида магния в шлаке;

3) при постоянной концентрации диоксида кремния в шлаке и оксида магния в шлаке концентрация никеля в шлаке зависит от концентрации железа в штейне, коэффициент корреляции отрицательный (т. е. при увеличении концентрации железа в штейне потери никеля уменьшаются, что согласуется с данными практики).

По результатам оценки коэффициентов частной корреляции для кобальта сделаны следующие выводы:

1) при постоянной концентрации железа в штейне и оксида магния в шлаке концентрация кобальта в шлаке зависит от концентрации диоксида кремния в шлаке, коэффициент корреляции отрицательный (т. е. при увеличении концентрации SiO_2 в шлаке потери кобальта уменьшаются, что согласуется с данными практики);

2) при постоянной концентрации железа в штейне и диоксида кремния в шлаке концентрация кобальта в шлаке зависит от концентрации оксида магния в шлаке, коэффициент корреляции положительный (т. е. при увеличении концентрации MgO в шлаке потери кобальта увеличиваются);

3) при постоянной концентрации диоксида кремния в шлаке и оксида магния в шлаке концентрация кобальта в шлаке зависит от концентрации железа в штейне, коэффициент корреляции отрицательный, т. е. при увеличении концентрации железа в штейне потери кобальта уменьшаются, что согласуется с данными практики.

По результатам анализа частных коэффициентов корреляции сделан вывод, что на потери никеля с отвальным шлаком наибольшее влияние оказывает концентрация SiO_2 в шлаке при неизменных значениях концентраций MgO в шлаке и Fe в штейне, на потери кобальта с отвальным шлаком наибольшее влияние оказывает концентрация железа в штейне при неизменных концентрациях SiO_2 и MgO в шлаке.

По результатам оценки значимости частных коэффициентов корреляции сделан вывод, что значимыми факторами, влияющими на концентрацию никеля в шлаке, являются концентрации SiO_2 в шлаке и Fe в штейне, а на концентрации кобальта в шлаке сказываются концентрации SiO_2 и MgO в шлаке и концентрация Fe в штейне.

Далее находили значения коэффициентов регрессии, входящих в выражения для определения потерь цветных металлов со шлаком:

$$Ni^P = b_0 + b_1 \cdot SiO_2 + b_3 \cdot Fe;$$

$$Co^P = b_0 + b_1 \cdot SiO_2 + b_2 \cdot MgO + b_3 \cdot Fe.$$

Поскольку мы использовали нормированные значения величин, то при решении системы уравнений свободного члена нет, и уравнения будут иметь вид:

$$Ni^{PH} = a_1 \cdot SiO_2^H + a_3 \cdot Fe^H;$$

$$Co^{PH} = a_1 \cdot SiO_2^H + a_2 \cdot MgO^H + a_3 \cdot Fe^H.$$

Выше было установлено, что содержание оксида магния не влияет на потери никеля с отвальным шлаком, поэтому этот фактор исключается из рассмотрения.

Коэффициенты уравнений определялись из условий:

$$S = \sum_{i=1}^N (Ni_i^H - Ni_i^{PH})^2 = \sum_{i=1}^N (Ni_i^H - (a_1 \cdot SiO_{2i}^H + a_3 \cdot Fe_i^H))^2 = \min;$$

$$S = \sum_{i=1}^N (Co_i^H - Co_i^{PH})^2 = \sum_{i=1}^N (Co_i^H - (a_1 \cdot SiO_{2i}^H + a_2 \cdot MgO_i^H + a_3 \cdot Fe_i^H))^2 = \min.$$

По методу наименьших квадратов определялись коэффициенты регрессии. Для концентрации никеля имеем:

$$a_1 = -0,379; \quad a_2 = -0,3.$$

Коэффициент множественной корреляции:

$$R = \sqrt{a_1 \cdot r_{Ni-SiO_2} + a_2 \cdot r_{Ni-Fe}} = 0,509.$$

Значимость коэффициента множественной корреляции:

$$|R| - \frac{1,96 \cdot (1 - R^2)}{\sqrt{N}} = 0,394 \text{ – коэффициент значим.}$$

Сравнительно небольшое значение коэффициента корреляции показывает, что между концентрацией никеля в шлаке и концентрациями SiO_2 в шлаке и Fe в штейне существует слабая зависимость, но поскольку коэффициент множественной корреляции значим, то можно использовать полученное выражение для оценочных расчетов.

При переходе в натуральный масштаб коэффициенты регрессии примут следующие значения:

$$b_1 = a_1 \cdot \frac{\sqrt{D_{Ni}}}{\sqrt{D_{SiO_2}}} = -1,15 \cdot 10^{-2}; \quad b_2 = a_2 \cdot \frac{\sqrt{D_{Ni}}}{\sqrt{D_{Fe}}} = -3,54 \cdot 10^{-3};$$

$$b_0 = M_{Ni} - (b_1 \cdot M_{SiO_2} + b_2 \cdot M_{Fe}) = 0,79.$$

По методу наименьших квадратов для концентрации кобальта имеем:

$$a_1 = -0,751 \quad a_2 = -0,101 \quad a_3 = -0,309.$$

Коэффициент множественной корреляции:

$$R = \sqrt{a_1 \cdot r_{Ni-SiO_2} + a_2 \cdot r_{Ni-MgO} + a_3 \cdot r_{Ni-Fe}} = 0,867.$$

Его значимость:

$$|R| - \frac{1,96 \cdot (1 - R^2)}{\sqrt{N}} = 0,828 \text{ – коэффициент значим.}$$

Значение коэффициента корреляции показывает, что между концентрацией кобальта в шлаке и концентрациями SiO_2 и MgO в шлаке и Fe в штейне существует достаточно сильная связь, коэффициент множественной корреляции значим, следовательно, можно использовать полученное выражение для оценочных расчетов.

При переходе в натуральный масштаб коэффициенты регрессии примут следующие значения:

$$b_1 = a_1 \cdot \frac{\sqrt{D_{Co}}}{\sqrt{D_{SiO_2}}} = -7,69 \cdot 10^{-3}; \quad b_2 = a_2 \cdot \frac{\sqrt{D_{Co}}}{\sqrt{D_{MgO}}} = -1,53 \cdot 10^{-3};$$

$$b_3 = a_3 \cdot \frac{\sqrt{D_{Co}}}{\sqrt{D_{Fe}}} = -1,23 \cdot 10^{-3}; \quad b_0 = M_{Co} - (b_1 \cdot M_{SiO_2} + b_2 \cdot M_{MgO} + b_3 \cdot M_{Fe}) = 0,446.$$

Для оценки тесноты нелинейных связей между концентрацией никеля в шлаке и концентрациями диоксида кремния и оксида магния в шлаке и концентрацией железа в штейне пользовались выражением

$$Ni^P = a_1 \cdot SiO_2^H + a_3 \cdot Fe^H + a_{11} \cdot (SiO_2^H)^2 + a_{22} \cdot (Fe^H)^2 + a_{12} \cdot SiO_2^H \cdot Fe^H;$$

$$a_1 = -0,414; \quad a_3 = -0,281; \quad a_{11} = 0,024; \quad a_{22} = -0,029; \quad a_{12} = 0,191.$$

Величина корреляционного отношения

$$\Theta^2 = 1 - \frac{\sum_{i=1}^N \left(Ni_i^H - \left(a_1 \cdot SiO_2^H + a_3 \cdot Fe^H + a_{11} \cdot (SiO_2^H)^2 + a_{33} \cdot (Fe^H)^2 + a_{13} SiO_2^H \cdot Fe^H \right) \right)^2}{N-1} = 0,531.$$

Поскольку значение корреляционного отношения значительно меньше единицы, то нецелесообразно усложнять выражение для определения потерь никеля с отвальным шлаком. Можно получить не менее точный результат при применении линейной зависимости.

Таким образом, на основании проведенной обработки данных установлено, что для оценочных расчетов потерь цветных металлов (никеля и кобальта) с отвальным шлаком можно использовать регрессионные зависимости вида

$$\begin{aligned} (Ni)^{шл} &= 0,79 - 1,15 \cdot 10^{-3} \cdot (SiO_2)^{шл} - 3,54 \cdot 10^{-3} \cdot (Fe)^{шт}; \\ (Co)^{шл} &= 0,446 - 7,69 \cdot 10^{-3} \cdot (SiO_2)^{шл} - 1,53 \cdot 10^{-3} \cdot (MgO)^{шл} - 1,23 \cdot 10^{-3} \cdot (Fe)^{шт}. \end{aligned}$$

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Громыко Г. Л. Теория статистики: Учебник / Г. Л. Громыко, А. Н. Воробьев, С. Е. Казаринова. М.: Инфра-М, 2000. 414 с.
2. Серебряный Я. Л. Электроплавка медно-никелевых руд и концентратов. М.: Metallurgy, 1974. 248 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАЗДЕЛЕНИЯ В ИНДУКЦИОННОМ СЕПАРАТОРЕ С НИЖНЕЙ ПОДАЧЕЙ МАТЕРИАЛА

ТОЛМАЧЕВ С. А., ПЕЛЕВИН А. Е.,

Уральская государственная горно-геологическая академия

Для мокрого и сухого обогащения слабомагнитных продуктов на кафедре ОПИ УГГА разработан лабораторный роликовый сепаратор ПРС (ПРМ)-10/6 с системой из постоянных редкоземельных магнитов. Ролик сепаратора имеет размеры, аналогичные размерам ролика лабораторного сепаратора СЭ-138Т.

Магнитная система сепаратора ПРС (ПРМ)-10/6 замкнутая. Предусмотрены варианты с замыканием магнитных силовых линий вдоль радиуса вала, вдоль длины вала и вдоль периметра вала. Напряжённость магнитного поля сепаратора на зубце вала в рабочей зоне достигает до 640 кА/м (8000 Э) при расстоянии между зубцом вала и нижним противоположным полюсом $\Delta=4,5$ мм и $H=720$ кА/м (9000 Э) при $\Delta=3$ мм. Предусмотрена возможность снижения напряжённости магнитного поля путём увеличения расстояния между зубцом вала и нижним противоположным полюсом Δ .

Устройство сепаратора ПРС-10/6 показано на рис. 1.

Для изучения работы роликового сепаратора был проведен ряд опытов на искусственной смеси (кварц и ильменит, гранат, ставролит) с различными содержаниями магнитного компонента в исходном (1 %, 5 %, 10 %, 20 %, 50 %, 80 %), крупность продуктов составляла 1,00+0,00 мм. Удельная магнитная восприимчивость магнитных компонентов следующая: ильменит – $14,2 - 33 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$; гранат – $7,9 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$; ставролит – $4,6 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$. Опыты проводились в одну, две и три операции (контрольные или перечистные). Для оценки эффективности разделения на ПРС-10/6 и определения содержания магнитного компонента в продуктах использовался лабораторный роликовый сепаратор СЭ-138Т, который служил как аппарат с искусст-

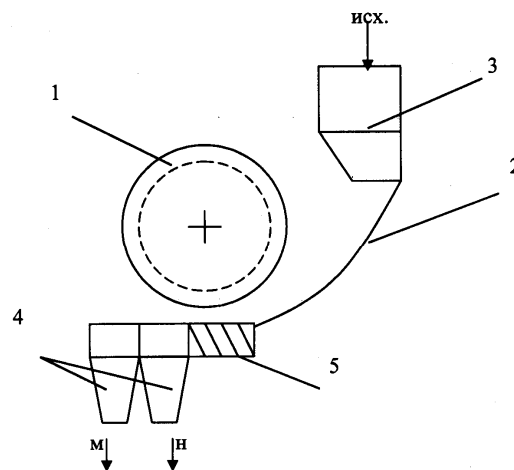


Рис. 1. Схема сепаратора ПРС-10/6:

- 1 – ролик сепаратора;
- 2 – наклонная поверхность; 3 – питатель;
- 4 – приемники для магнитной и немагнитной фракций; 5 – магнитная система

венно созданной «идеальной» сепарационной характеристикой. Целью проведения опытов было получение данных для построения регрессионных моделей, при помощи которых можно прогнозировать показатели процесса обогащения, рассчитывать операции и технологические схемы.

По результатам опытов, методом наименьших квадратов для различных положений шибера (1 – крайнее верхнее; 2 – среднее; 3 – крайнее нижнее) получены регрессионные модели 1, 2, 3, 4, 5, 6. Количество данных, участвующих в эксперименте, для каждого положения шибера – 54 шт. Стандартная ошибка составила не более $\pm 10\%$ относительных, корреляционное отношение равно 0,90-0,95. Полученные модели приведены на рис. 2 и 3. На рис. 2 показано, как меняется массовая доля магнитных минералов в магнитном продукте при изменении массовой доли магнитных минералов в исходном, на рис. 3 – как меняется выход магнитного продукта при изменении массовой доли магнитных минералов в исходном.

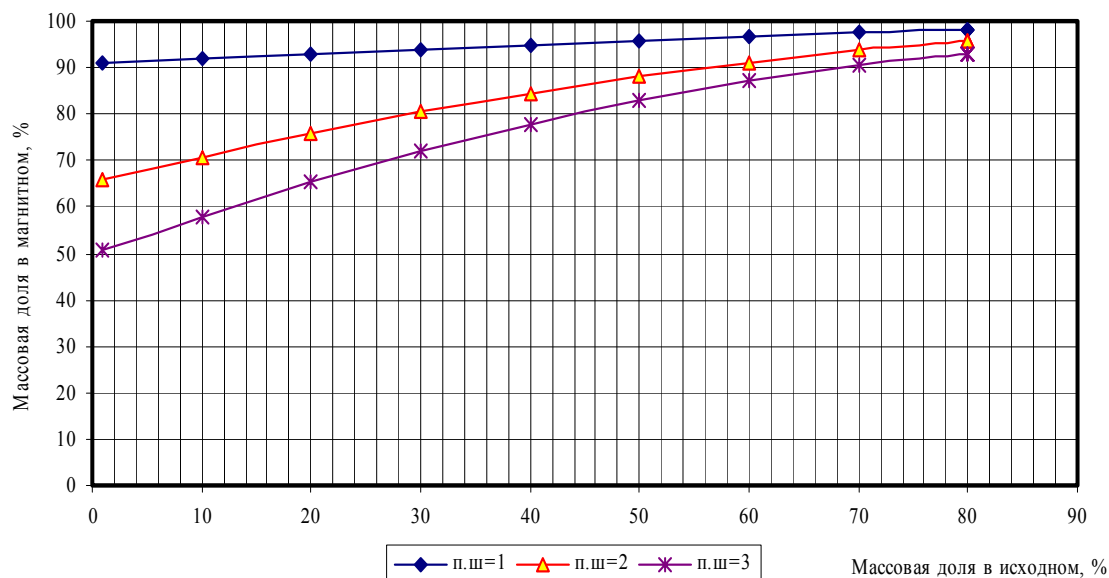


Рис. 2. Зависимость содержания в концентрате от содержания в исходном

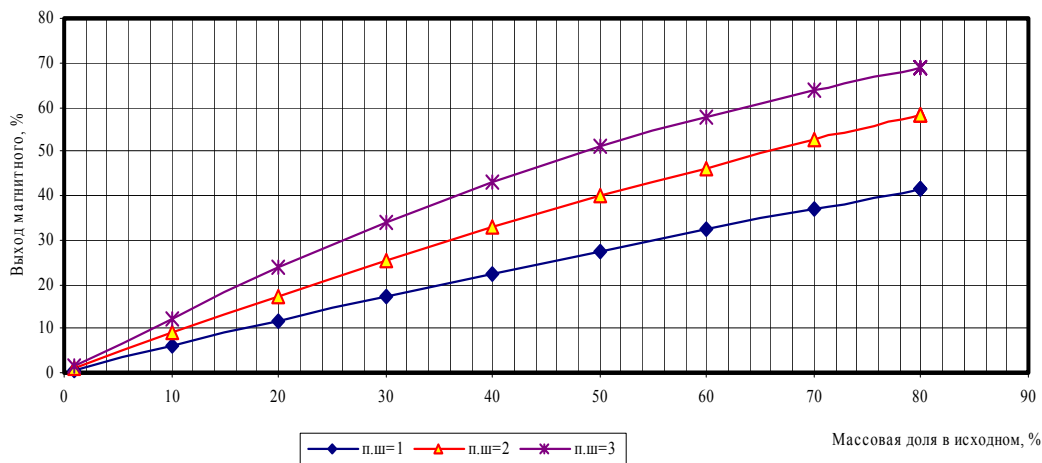


Рис. 3. Зависимость выхода концентрата от содержания в исходном

$$\beta_1=90,98+0,10\alpha-0,0001\alpha^2; \quad (1)$$

$$\beta_2=65,08+0,59\alpha-0,0026\alpha^2; \quad (2)$$

$$\beta_3=49,80+0,86\alpha-0,004\alpha^2, \quad (3)$$

где $\beta_1, \beta_2, \beta_3$ – массовая доля магнитных минералов в магнитном продукте для положения шибера 1, 2, 3 соответственно; α – массовая доля магнитных минералов в исходном продукте.

$$\gamma_1=0,60\alpha-0,001\alpha^2; \quad (4)$$

$$\gamma_2=0,91\alpha-0,0023\alpha^2; \quad (5)$$

$$\gamma_3=1,29\alpha-0,0054\alpha^2; \quad (6)$$

где $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3$ – выход магнитного продукта; α – массовая доля магнитных минералов в исходном продукте.

По полученным моделям проведены расчеты технологических показателей для шести операций магнитной сепарации при двух вариантах, для перечистных и контрольных операций. По проведенным расчетам получено следующее.

1. При использовании перечистных операций массовая доля магнитных минералов в магнитном продукте возрастает с увеличением числа операций до трех. При дальнейшем увеличении числа перечистных операций β практически не увеличивается. Следовательно, при обогащении на магнитном сухом роликовом сепараторе с нижней подачей материала достаточно трех операций разделения.

2. При контрольных операциях массовая доля магнитного минерала понижается с увеличением числа операций от одной до трех. При дальнейшем увеличении числа контрольных операций она не изменяется. Следовательно, при обогащении на магнитном сухом роликовом сепараторе с нижней подачей материала достаточно трех операций разделения.

3. Эффективность разделения при увеличении числа перечистных операций снижается. Увеличение массовой доли магнитного в исходном от 2 до 30 % приводит к увеличению эффективности разделения.

4. При увеличении числа контрольных операций эффективность разделения повышается. Увеличение массовой доли магнитного в исходном от 2 до 70 % ведет к уменьшению эффективности разделения. При массовой доле магнитного 70 % эффективность почти не меняется с увеличением числа операций (при крайнем нижнем положении шибера).

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ ИЗ ГРАНУЛИРОВАННЫХ ШЛАКОВ

МОРОЗОВ Ю. П., ПЕРМИКИНА Н. В.,

Уральская государственная горно-геологическая академия

На предприятиях цветной металлургии ежедневно перерабатываются тысячи тонн руды, концентратов, вторичного сырья, при этом получают шлаки в количествах, близких к массе перерабатываемого сырья.

По литературным данным, в настоящее время запасы старых шлаков медных заводов России составляют 70-75 млн т. Среднее содержание в них цинка 2, меди 0,4, железа 30 %. В шлаках практически всегда присутствуют благородные, платиновые, редкие металлы. Отсюда следует, что шлаки медных заводов, находящиеся в отвалах и практически не используемые, нельзя считать отвальными, так как содержание в них цветных металлов такое же или значительно больше, чем в добываемых рудах.

Исследования проведены на гранулированных шлаках Красноуральского медеплавильного комбината и представляют собой труднообогащаемый продукт черного цвета, максимальная крупность гранул 4-5 мм. Шлаки содержат от 0,2 до 0,85 % меди, 30-35 % железа. Медь представлена тонкоассоциированной в силикатах сульфидной составляющей.

Проведены исследования по схемам, представленным на рис. 1, а, б.

Результаты опытов приведены в табл. 1 и 2.

В результате исследования установлена возможность получения медного концентрата с массовой долей меди 1,63 % при извлечении 81,56 %.

В настоящее время продолжают исследования по повышению качества медного концентрата. По последним данным получен медный концентрат с массовой долей меди около 4 % при извлечении около 50 %.

Таблица 1

Результаты опытов по схеме 1

Продукт	Выход, %	Массовая доля меди		Извлечение меди, %
		%	г/л	
Исходный	100,0	0,8	–	100,0
Пена	35,73	1,32	–	58,95
Кек	33,58	0,9	–	37,85
Фильтрат	–	–	0,05	3,20

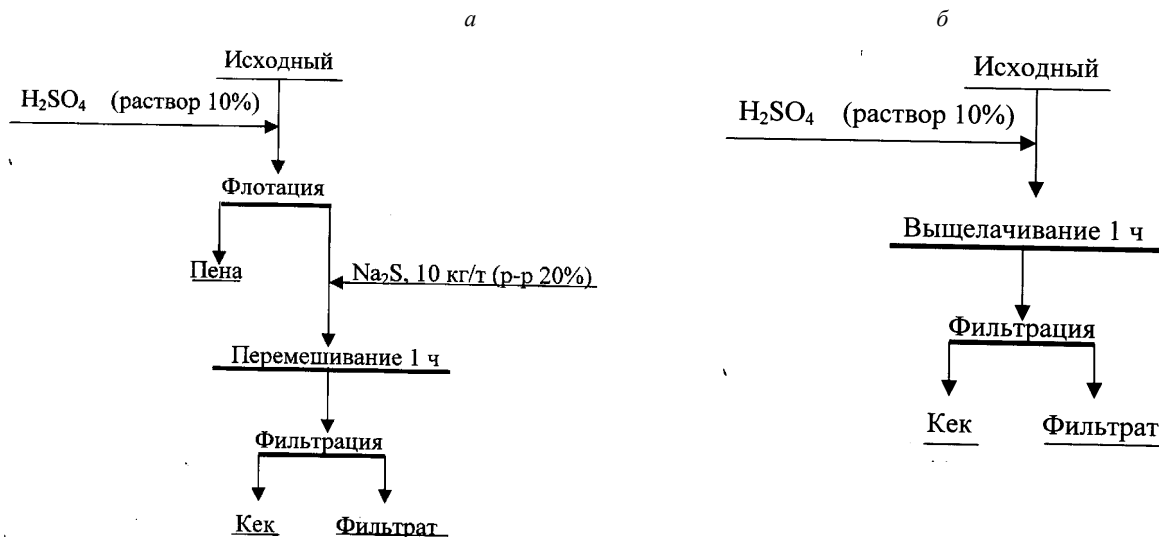


Рис. 1. Схемы проведения исследований

Таблица 2

Результаты опытов по схеме 2

Продукт	Выход, %	Массовая доля меди		Извлечение меди, %
		%	г/л	
Исходный	100,0	0,8	–	100,0
Кек	40,03	1,63	–	81,56
Фильтрат	–	–	0,03	18,44

РАЗРАБОТКА И ИСПЫТАНИЕ ПРУЖИННЫХ ДИСПЕРГАТОРОВ ВОЗДУХА

МОРОЗОВ Ю. П., ПЕТРОВСКАЯ Н. И., ДУДИНА О. В., РЕЗВУХИН К. Е.,
Уральская государственная горно-геологическая академия

Исследования аэрационных характеристик флотационных машин показали, что наибольшее влияние на дисперсный состав пузырьков воздуха оказывают концентрация пенообразователя, рН среды, конструкция аэратора и расход воздуха. Эффективность работы флотационных машин во многом зависит от устройства и способа диспергирования воздуха, а степень аэрации и дисперсный состав пузырьков влияют на скорость и селективность флотации. В настоящее время особое внимание уделяется разработке конструкций аэрационных устройств [1].

На основе анализа достоинств и недостатков известных технических решений по диспергации воздуха на кафедре обогащения полезных ископаемых разработаны новые пружинные аэраторы, принцип действия которых основан на создании вынужденных колебаний диспергатора за счёт кинетической энергии воздуха и диспергации воздуха через щели сжатой пружины. Общим для всех аэраторов является наличие двух пружин различной жесткости. Пружина меньшей жесткости является рабочей диспергирующей, а пружина большей жесткости – вспомогательной [2, 3, 4].

Например, аэратор по патенту РФ №2067032 [4], принципиальная схема которого представлена на рисунке, состоит из пустотелой опоры 1 с патрубком для подачи воздуха 2, внутри которого закреплен стержень 3, гуммированный резиной рабочей пружины (спирали) 4, пробки 5, вспомогательной пружины 6, расположенной внутри спирали 4 соосно ей соединенной одним концом с пробкой 5, а другим концом со стержнем 3. Спираль 4 выполнена в форме усеченного конуса, большее основание которого установлено в пустотелой опоре 1, а малое основание – в пробке 5.

Аэратор флотационной машины работает следующим образом. Сжатый воздух подается в аэратор через патрубок 2 и создает давление во внутренней полости спирали 4. При превышении давления воздуха в полости спирали 4 внешнего давления пульпы и силы упругости пружины 6 последняя начинает растягиваться на величину, уравнивающую давление воздуха. При растяжении пружины 6 спираль 4 разжимается и воздух из ее полости через зазоры между витками в виде пузырьков поступает в пульпу. Количество и размер пузырьков регулируются путем подбора жесткости пружины 6, изменением давления сжатого воздуха. При прекращении подачи сжатого воздуха в аэратор пружина 6 сжимается и с помощью пробки 5 сжимает спираль 4, предотвращая попадание пульпы в полость спирали 4, что исключает ее заиливание.

На Сибайской обогатительной фабрике эксплуатировались шесть аэраторов во флотоклассификаторе. Через год эксплуатации внешних признаков износа аэраторов не обнаружено. Выхода из строя аэраторов не было. Предлагаемый аэратор позволяет, по сравнению с известными решениями, увеличить срок надежной диспергации воздуха в несколько раз. Там же были проведены промышленные испытания пружинного аэратора в операции контрольной медной флотации. Аэратор диаметром 47 мм и длиной 250 мм устанавливался в первой камере контрольной флотации в качестве дополнительного аэратора. Воздух в аэратор подавался от общей магистрали сжатого воздуха на фабрике. Без пружинного аэратора съем пенного продукта в операции контрольной флотации практически не происходил. На отдельных камерах наблюдался перелив аэрированной пульпы. При подаче воздуха в пружинный аэратор процесс флотации оживлялся. Во всех камерах наблюдалось пенообразование. Опробование операции контрольной флотации показало, что выход пенного продукта операции увеличивается при использовании пружинного аэратора с 0,1 до 4,5 % при массовой доле меди в пенном продукте 1,8 %. Сделан вывод о целесообразности применения пружинных аэраторов для дополнительной аэрации пульпы мелкими пузырьками.

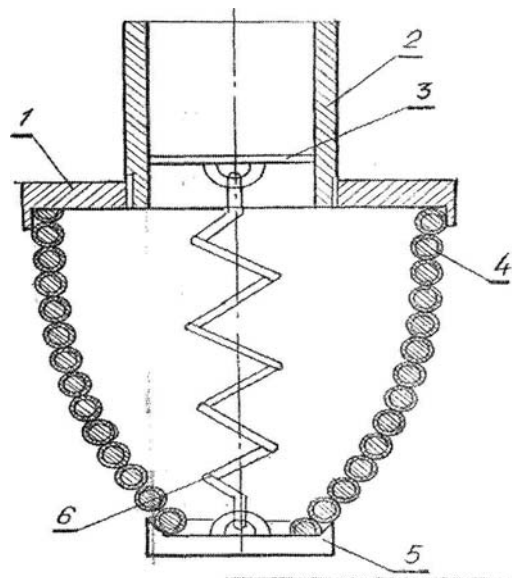


Рис. 1. Аэратор флотационной машины по патенту РФ № 2067032

На Кировградской обогатительной фабрике сделана попытка заменить блоки импеллеров на системы пружинных аэраторов. В межцикловой медной флотации в восьмикламерной флотомашине в каждой второй камере блоки импеллеров были заменены на пружинные аэраторы. Аэраторы в процессе испытаний показали высокие эксплуатационные данные. При этом отсутствие перемешивания пульпы приводило к запесковыванию камер флотомашин. Сделан вывод о необходимости вместо блока-импеллера при использовании пружинных аэраторов использовать мешалку. При этом мощность двигателя мешалки составляет 10-15 % от мощности двигателя блока-импеллера.

На Красноуральской обогатительной фабрике пружинные аэраторы эксплуатировались в колонной флотационной машине, работающей на хвостах флотации, проведены подготовительные работы для испытаний системы «мешалка – пружинный аэратор» вместо блока-импеллера, проведены промышленные испытания пружинных аэраторов в качестве дополнительных в камерах флотомашин.

Испытания аэраторов как дополнительных на Красноуральской обогатительной фабрике выполнены при переработке медной руды Волковского месторождения. Четыре пружинных аэратора были установлены во второй камере контрольной флотации. В процессе испытаний выполнены замеры аэрированности пульпы. Установлено, что использование пружинных аэраторов увеличивает аэрированность пульпы в операции контрольной флотации в 1,6 раза. Выполнено шесть чередований работы с пружинными аэраторами и без них. Оценивалось влияние дополнительной аэрации пульпы пружинными аэраторами на конечные показатели работы секции. Установлено, что использование пружинных аэраторов в операции контрольной флотации приводит к повышению извлечения меди в конечный концентрат на 4,68 % при повышении качества с 9,69 до 10,31 %.

В целом приведенные примеры эксплуатации пружинных аэраторов свидетельствуют о целесообразности их использования при дополнительной аэрации пульпы во флотомашинах, при замене блоков-

импеллеров на системы «мешалка – пружинные аэраторы», в качестве самостоятельных аэраторов в колонных и чановых флотоклассификаторах и флотомашинах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Черных С.И.* Энергосберегающие высокопроизводительные флотационные пневмомашины чанового типа // Цветные металлы. 2003. № 2. С. 18-25.
2. *А.С. № 1554214 (СССР).* Аэратор пневматической флотационной машины / Морозов Ю. П., Колтунов А. В., Котов В. И. и др. № 4420824. Заявл. 4.04.1988. Зарегистр. 1.12.1989.
3. *А.С. № 1600083 (СССР).* Аэратор пневматической флотационной машины / Морозов Ю. П., Колтунов А. В., Козин В. З. и др. № 4473701. Заявл. 15.08.1988. Зарегистр. 15.06.1990.
4. *Патент № 2067032 (РФ).* Аэратор пневматической флотационной машины / Морозов Ю. П., Колтунов А. В., Афанасьев А. И. № 5054361/03. Заявл. 14.07.1992. Опубл. 27.09.1996. Бюл. № 27.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ РУДЫ ГАЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ХАМИДУЛИНА З. Х., ПЕТРОВСКАЯ Н. И.,

Уральская государственная горно-геологическая академия

На Гайской обогатительной фабрике в настоящее время перерабатывают руду месторождений «Яман Кассы», «Барсучий лог», «Летнее», «Гайское». Основными ценными компонентами в руде являются медь и цинк. В руде присутствуют золото и серебро. Медь представлена халькопиритом, борнитом, ковеллином, халькозином, а цинк – сфалеритом. Главным носителем серы является пирит. Среднее содержание меди в руде колеблется в пределах 3,31 – 3,54 %; цинка 0,87 – 1,5 %; серы 32,14 – 37,40 %. Массовая доля серебра в рудах Гайского месторождения в 10-15 раз выше, чем массовая доля золота.

Руды являются труднообогатимыми, что обусловлено весьма неравномерной вкрапленностью и тесной взаимной ассоциацией сульфидов с различной массовой долей ценного компонента даже в пределах одного месторождения.

Нами проведены исследования по оптимизации режимов флотации руды Гайского месторождения. Изучено влияние значения рН, расхода сернистого натрия и времени измельчения на технологические показатели флотации.

Исследования влияния рН проведены при соотношении Ж:Т = 4:1; расходе бутилового ксантогената 100 г/т и вспенивателя Т-80 180 г/т; рН пульпы варьировали в диапазоне от 3 до 12. Для создания щелочной среды использовали известь. Наибольшее извлечение меди и железа достигнуто при рН около 7. С увеличением значения рН с 7 до 9 извлечение железа в концентрат падает с 55,7 до 21,0 %, а меди – с 88,9 до 84,1 %.

Изучение влияния расхода сернистого натрия на качество получаемого концентрата проведено при следующих постоянных параметрах: соотношение Ж:Т = 4:1, расход ксантогената и вспенивателя Т-80 соответственно составил 100 и 180 г/т, значение рН=9. Расход сернистого натрия варьировали от 0 до 50 г/т. Добавление сернистого натрия до 10 г/т приводит к увеличению извлечения меди в концентрат на 14,2 %. Дальнейшее увеличение расхода сернистого натрия приводит к падению извлечения меди, поскольку сернистый натрий в избыточном количестве подавляет флотацию сульфидов меди.

Исследования влияния времени извлечения на показатели флотации проведены при соотношении Ж:Т=3,5:1, расходе вспенивателя 100 г/т, бутилового ксантогената - 80 г/т. Увеличение времени измельчения с 10 до 30 минут приводит к ухудшению качества концентрата. Извлечение меди в концентрат снижается с 96,8 до 95,2 %, серы – с 37,5 до 30,4 %, что обусловлено переизмельчением руды и образованием значительного количества шламов, нарушающих флотационное разделение минералов.

Оптимальными условиями процесса флотации руды Гайского месторождения являются: время измельчения 10 минут, значение рН = 9, расход сернистого натрия 10 г/т, расход вспенивателя Т-80 и бутилового ксантогената по 100 г/т.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ДОИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА
ИЗ ХВОСТОВ УЧАЛИНСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ
МЕТОДОМ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ**

ВОДОВОЗОВ К. А., МОРОЗОВ Ю. П.,
Уральская государственная горно-геологическая академия

Истощение и интенсивная отработка месторождений полезных ископаемых требуют более рационального подхода к использованию минерально-сырьевой базы промышленности России. За последние 10-12 лет в России не открыто ни одного крупного месторождения золота. Сегодня разрабатываются в основном объекты, разведанные в 70-80-е годы прошлого столетия. Наиболее крупные среди разведанных золоторудные месторождения и наиболее современные золотодобывающие предприятия остались в среднеазиатских республиках.

Нами были проведены исследования по возможности доизвлечения золота из хвостов Учалинской обогатительной фабрики. Целью исследований являлось изучение вещественного состава и разработка технологии доизвлечения золота из хвостов Учалинской ОФ с максимальным извлечением его в концентрат.

Установлено, что содержание золота в хвостах Учалинской ОФ составляет 2,2 г/т. Доля свободного золота составляет 27,27 %, из которых 16,30 % (59,78 % по отношению к свободному золоту) сосредоточены в классе крупности +0,044 мм. Результаты фазового анализа золота хвостов Учалинской ОФ приведены в табл. 1, распределение золота по классам крупности – в табл. 2.

Таблица 1

Результаты фазового анализа золота хвостов Учалинской ОФ

Формы нахождения золота	Массовая доля, г/т	Распределение, %
Свободное	0,60	27,27
В сростках	0,10	4,55
Включенное в сульфиды	1,35	61,36
В кварце	0,15	6,82
Всего	2,20	100,00

Таблица 2

Распределение золота хвостов Учалинской ОФ по классам крупности

Классы крупности, мм	Выход, %	Формы нахождения золота					
		свободное		связанное		общее	
		массовая доля, г/т	распределение, %	массовая доля, г/т	распределение, %	массовая доля, г/т	распределение, %
+0,044	17,00	2,11	59,78	1,1	11,69	3,5	27,04
-0,044	83,00	0,29	37,00	1,70	88,31	1,90	72,96
Всего	100,00	0,60	100,00	1,60	100,00	2,20	100,00

В хвостах Учалинской ОФ содержится также 0,1-0,4 % меди, 0,6-1,2 % цинка, 15,8-22,0 г/т серебра.

Центробежная концентрация хвостов проведена в концентраторах К-180 и К-50 с внутренней подачей турбулизирующей воды. Результаты опытов приведены в табл. 3 и 4 соответственно.

При обогащении на концентраторах с диаметром чаши 180 и 50 мм без перемешивания концентрата получены неудовлетворительные результаты.

Проведены укрупненные испытания центробежной концентрации с использованием центробежного концентратора К-180 с перемешиванием концентрата. Технологическая схема испытаний приведена на рис. 1. Результаты, полученные в ходе испытаний, приведены в табл. 5.

Таблица 3

Результаты центробежной концентрации хвостов Учалинской ОФ (К-180)

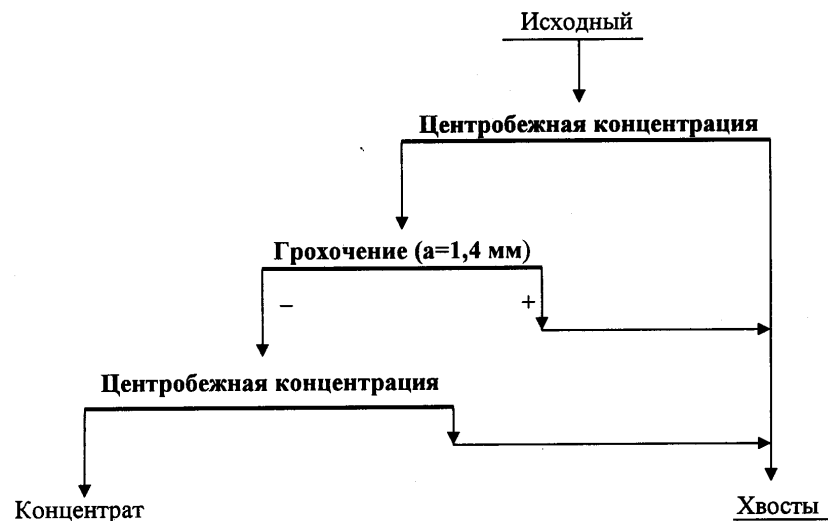
Номер опыта	Выход концентрата, %	Массовая доля золота, г/т	Извлечение золота, %
1	0,32	3,84	0,73

2	0,37	2,91	0,63
3	0,30	8,05	1,41

Таблица 4

Результаты центробежной концентрации хвостов Учалинской ОФ (К-50)

Наименование показателя	Значение показателя
Выход концентрата, %	2,86
Массовая доля золота, г/т	2,5
Извлечение золота, %	3,6



Технологическая схема укрупненных испытаний обогатимости хвостов Учалинской ОФ

Таблица 5

Результаты укрупненных испытаний обогатимости хвостов Учалинской ОФ

Наименование показателя	Значение показателя
Выход концентрата, %	0,48
Массовая доля золота, г/т	20,6
Извлечение золота, %	5,80

По результатам исследований может быть рекомендована к опытно-промышленным испытаниям технология гравитационного доизвлечения золота из хвостов Учалинской ОФ с использованием центробежной концентрации, обеспечивающая извлечение золота на уровне 5 %.

**ПРОМЫШЛЕННОЕ ЗДАНИЕ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ
С ЦЕНТРИЧЕСКОЙ КОМПОНОВКОЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОТДЕЛЕНИЙ**

*САНДРИГАЙЛО Е. А. *, СТЕПАНОВА Н. Р. *, САНДРИГАЙЛО А. Н. **,*

* Уральская государственная горно-геологическая академия,

** ООО «Компания «Средуралстрой»

Перспектива освоения природных ресурсов района БАМа, Хабаровского края, Читинской области [9] требует решения задач, связанных с разработкой месторождений полезных ископаемых, формированием новых крупных промышленных комплексов. Высокие капитальные и эксплуатационные затраты являются отличительной чертой промышленных зданий рудоподготовительных комплексов горнорудных предприятий. Традиционно применяемые объемно-планировочные решения, обилие технологического оборудования

и коммуникаций усложняют ввод новых мощностей, особенно при строительстве в малоосвоенных районах с дефицитом рабочей силы и сложными природно-климатическими условиями. Опыт проектирования и строительства рудоподготовительных комплексов свидетельствует, что инвестиционный цикл растянут на 6-10 и более лет. В результате оборудование и технология производства устаревают еще до пуска предприятий, потребитель не получает готовую продукцию, к инвестору не возвращаются затраты. Высокий банковский процент на кредит заставляет владельцев искать пути сокращения объемов и сроков строительства.

Большинство главных корпусов железорудных обогатительных фабрик (ОФ) имеют значительный строительный объем, достигающий 3-4 млн м³, при соотношении подземного и надземного объемов 1/5. Как правило, это здания линейного типа, отличающиеся чрезвычайно вытянутой конфигурацией в плане, сложным 3-4-пролетным поперечником со значительными перепадами высоты пролетов, большой глубиной заложения фундаментов, подземных коммуникаций и резервуаров [2, 4, 5].

На строительство главного корпуса ОФ производительностью 30-40 млн т концентрата в год требуется 70 тыс. т стальных конструкций, арматуры и закладных изделий, 320 тыс. м³ бетона и железобетона. Изготовление конструкций для строительства требует создания мощной базы строительной индустрии, наличия парка строительных машин, привлечения высококвалифицированных специалистов, создания социальной инфраструктуры. Выполнение колоссальных объемов земляных и строительно-монтажных работ требует внедрения новых методов строительства, прогрессивных проектных разработок, уникальных машин и механизмов. Однако на данный период применение драглайна ЭШ-4/40 при разработке котлована главного корпуса обогатительной фабрики Соколовско-Сарбайского ГОКа является, пожалуй, единственным прецедентом использования высокопроизводительной горной техники для разработки обводненных грунтов в строительстве [8].

Стоимость и сроки строительства изначально определяются объемно-планировочными решениями промышленных зданий. Анализ проектов построенных обогатительных фабрик свидетельствует о том, что они не оптимальны. Поиск рациональных решений главных корпусов железорудных ОФ сводился до сих пор к устройству дополнительного пролета электротехнических помещений, сокращению ширины пролета измельчения, замене бункерного пролета наземным складом руды. Однако наиболее затратные компоновки, предусматривающие двухъярусное расположение мостовых кранов в пролете измельчения и строго секционное размещение оборудования в пролетах сепарации и фильтрации, как правило, не совершенствовались. Во всех проектах зданий неизменно сохранялась ориентация основных материальных потоков, строго перпендикулярно направленных по отношению к двум продольным осям здания – конвейерным трактам подачи исходной руды и сбора железорудного концентрата [4]. Названные конвейерные тракты, расположенные в крайних пролетах здания, жестко фиксировали сложившуюся компоновку с линейной схемой размещения оборудования. Они не позволяли использовать потенциальные возможности узлов перегрузки обрабатываемого материала и трубопроводных соединений, своего рода «шарниров» и «гибких связей» между отдельными агрегатами и группами оборудования внутри отдельной модульной технологической секции и между секциями в пределах здания [7]. Без кардинального изменения объемно-планировочного решения невозможно было в значительной степени сократить площадь здания, его объем, площадь поверхности ограждающих конструкций и эксплуатационные затраты.

Поиск решения, позволяющего выйти на качественно новый уровень планировки здания, раньше не давал эффекта потому, что не рассматривалась компоновка всей цепи аппаратов во взаимосвязи с балансом земляных работ при строительстве, а также без рассмотрения вариантов оснащения технологических отделений напольными грузоподъемными средствами для ремонта и транспортировки тяжелого оборудования.

Результатом многовариантного поиска рационального объемно-планировочного решения обогатительной фабрики явилась концептуальная модель здания с центрическим размещением отделений. Одним из исходных условий поиска оптимальной компоновки было, в частности, максимальное использование подземного объема, наличие которого обусловлено относительно глубоким заложением фундаментов бункерного отделения и пульпонасосной.

С выявления узловых точек компоновки и анализа связей – инженерных коммуникаций, соединяющих машины, участвующие в переработке руды, сопоставления площадей и объемов, необходимых для размещения технологических отделений, определения возможности их блокировки начинался, в нашем случае, процесс многовариантного поиска оптимального объемно-планировочного решения промышленного здания. Являющийся начальным звеном технологической цепочки главного корпуса обогатительной фабрики бункер руды, связанный со стержневыми мельницами, являющимися наиболее крупными агрегатами фабрики, изначально был определен как узловой элемент компоновки. Мельницы, магнитные сепараторы, вакуум-фильтры, стустители и прочее оборудование располагалось радиально в пролетах, примыкающих к центрально расположенному бункеру. Количественный анализ связей между группами оборудования выявил и другой узловой элемент компоновки, каковым явилось пульпонасосное отделение фабрики, связанное трубопроводами со всеми магнитными сепараторами и вакуум-фильтрами, всех технологических секций. В резервуар пульпонасосной, днище которого находится на глубине более 15 метров, сбрасывается порядка 6 тыс. м³ пульпы ежечасно. С точки зрения технолога общим отличительным признаком бункера и пульпо-

насосной является их накопительная функция, строитель отмечает факт глубокого заложения фундаментов бункера и резервуара, возможность совместной разработки единого котлована при строительстве этих сооружений. Подземное пространство от фундамента до отметки чистого пола в бункерном пролете, ранее заполнявшееся грунтом обратной засыпки, на этой стадии компоновки нами предполагалось использовать для пропуска коммуникаций от технологических секций, находящихся во внешних по отношению к бункеру пролетах, к пульпонасосной. Однако требование сокращения протяженности коммуникаций, по которым осуществляется сброс пульпы в пульпонасосную, наряду с необходимостью увеличения емкости бункера исходной руды потребовали перехода от точечного цилиндрического бункера к широкому кольцевому бункерному пролету, что позволило значительную часть коммуникаций и технологического оборудования фабрики разместить на встроенной цилиндрической этажерке, габарит которой ограничен стеной кольцевого бункера. Расположение оборудования нескольких технологических отделений в едином объеме, явившемся своего рода «ядром» компоновки, на наш взгляд, может обеспечить возможность реализации известного постулата обогатителей о целесообразности работы фабрики в режиме одной секции, со следующими преимуществами: машины одинакового технологического назначения работают в одинаковых условиях; выход из строя отдельных машин меньше отражается на показателях работы фабрики, так как имеется возможность равномерного распределения избыточной нагрузки между значительным числом параллельно работающих машин при относительно небольшой их перегрузке; упрощается организация ремонтных работ; упрощается процесс введения реагентов, если это необходимо; упрощается автоматический контроль и автоматическое регулирование процесса обогащения [5]. Компактное размещение оборудования позволяет применить высокопроизводительные машины [1], что при одновременном сокращении числа резервных агрегатов (которые были необходимы в каждой технологической секции) позволяет сократить площадь и объем здания.

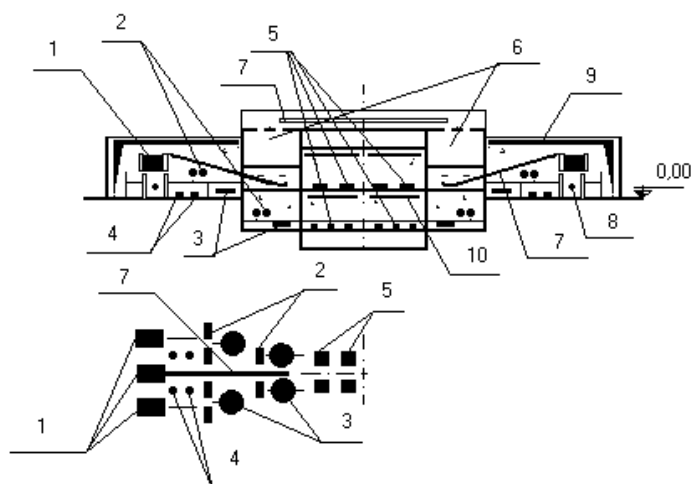


Рис. 1. Разрез производственного здания обогатительной фабрики и план расположения основных агрегатов одной технологической секции.

Обозначения: 1 – стержневые и шаровые мельницы; 2 – магнитные сепараторы; 3 – сгустители; 4 – насосное отделение; 5 – оборудование пульпонасосной станции; 6 – бункера исходного продукта; 7 – конвейерные тракты подачи исходного продукта; 8 – пути транспортировки мельниц в ремонтную зону; 9 – полукозловой монтажный кран $Q=20$ т; 10 – краны и кранбалки для ремонтного обслуживания технологических агрегатов пульпонасосной и вакуум-насосной

монтажа и транспортировки мельниц в ремонтную зону. Помимо широко известных грузоподъемных средств, применяемых для этих целей, могут быть применены железнодорожные платформы, оборудованные гидродомкратами с поворотным устройством. Такое транспортное средство, перемещаясь по пути, проложенному под мельницами, при необходимости демонтажа одной из них, гидродомкратами осуществляет ее подъем, поворот и установку на платформу в транспортное положение. Затем мельница транспортируется платформой в ремонтную зону или за пределы здания в ремонтные мастерские. Применение напольного транспорта для перемещения мельниц позволяет отказаться от двухъярусного расположения кранов, уменьшить высоту здания, сократить затраты на строительство, отопление и другие эксплуатационные расходы. Переход к напольным транспортным средствам значительно сократит нагрузки на каркас и в дальнейшем позволит рассматривать возможность применения облегченных ограждающих конструкций для данного типа зданий (рис. 1 и 2).

В результате описанных выше компоновок перемещений оборудования во внешнем, по отношению к бункеру, кольцевом пролете здания фабрики устанавливаются лишь мельницы и магнитные сепараторы первой стадии обогащения. Размещение мельниц во внешнем пролете позволяет осуществлять его обслуживание наземными мобильными кранами, с последующей транспортировкой наземным транспортом за пределы здания в ремонтные мастерские. Такое расположение мельниц, вероятно в большей степени, отвечает и требованиям безопасной эксплуатации здания, так как известны данные наблюдений, отмечающие случаи осадки основания фундаментов каркаса здания при работе мельниц и тяжелых мостовых кранов до 240 т. Так, например, для предотвращения дальнейшей просадки грунта в пролете мельниц обогатительной фабрики Днепропетровского ГОКа потребовалось осуществить искусственное закрепление грунта нагнетанием в основание карбоamidных смол. Уменьшение высоты мельничного пролета здания возможно за счет отказа от двухъярусного расположения мостовых кранов, один из которых, как правило, является краном большой грузоподъемности (250-320 т) и предназначен для

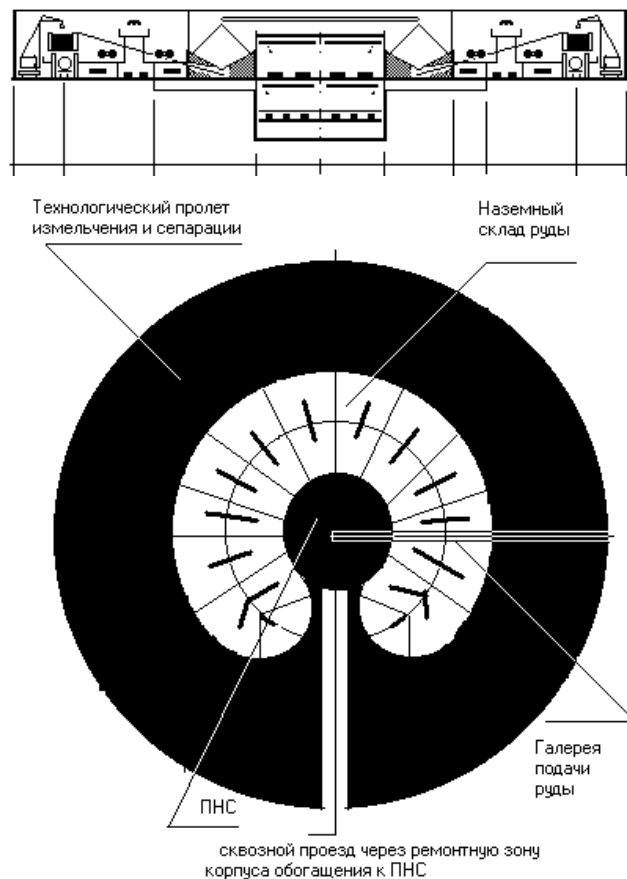


Рис. 2. Разрез и план здания обогатительной фабрики с напольным складом руды и центрально расположенной ПНС.

Во внешней части технологического пролета расположено оборудование для измельчения руды.

Для монтажа мельниц наземными грузоподъемными механизмами предусмотрен кольцевой проезд вдоль внешней стены здания. Магнитные сепараторы, сгустители, нососы, гидроциклоны расположены в одном пролете с мельницами. Через ремонтную зону корпуса обогащения предусмотрен проезд к ПНС

Дальнейшее сокращение объема корпуса обогащения может быть достигнуто при внедрении известного решения, предусматривающего размещение отделения обезвоживания (фильтрации) концентрата в надбункерном пространстве фабрики окомкования [6]. Такое решение позволяет значительно сократить количество оборудования, устанавливаемого в центральной части здания, осуществить сбор готового продукта не конвейерным транспортом, а трубопроводным, что исключит наличие дополнительного жесткого «осевого» элемента компоновки и, в максимальной степени, позволит использовать преимущество гибких технологических связей. Передача концентрата в виде пульпы, в свою очередь, может положительно отразиться при решении генплана рудоподготовительного комплекса в целом, так как позволит отказаться от строительства дорогостоящего конвейерного тракта подачи концентрата из корпуса обогащения на фабрику окомкования.

По нашему мнению, полученное объемно-планировочное решение, включающее как ряд известных, так и новых подходов к компоновке главных корпусов обогатительных фабрик, может позволить в значительной мере сократить капитальные, энергетические и другие эксплуатационные расходы рудоподготовительных предприятий. Отдельные предлагаемые элементы решения могут быть использованы и без перехода к цилиндрическому очертанию здания. Однако дальнейшая, детальная комплексная проработка решений должна осуществляться с привлечением широкого круга проектировщиков различных специальностей. Своевременная экспериментально-проектная проработка компоновочных решений промышленных зданий центрального типа создаст предпосылку для их практического использования при освоении новых рудных месторождений различного минерального состава с большим социально-экономическим эффектом.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Абдрахманов И. А., Зимин А. В., Белевич И. В., Калинин Е. П. Особенности проведения реконструкции обогатительной фабрики ОАО «Учалинский ГОК» // Обогащение руд. 2003. № 2. С. 41-44.
2. Архитектура промышленных предприятий, зданий и сооружений: Справочник проектировщика / Гусев Н. М., Ким Н. Н., Златолинский В. Н., Ломанов Л. С. и др. М.: Стройиздат, 1975. С. 362.
3. Истомин Б. С., Шерстнева М. А., Алещенко Н. В., Сандригайло А. Н., Наймарк С. И., Арешев Р. П., Бронштейн Е. И. Архитектурно-строительные решения главных корпусов фабрик железорудных окатышей // Промышленное строительство. 1976. 37. С. 17-21.
4. Обогажительные фабрики: Справочник по обогащению руд / Под ред. Богданова О. С., Ненарокова Ю. Ф. Издание второе, переработанное и дополненное. М.: Недра, 1984. С. 358.
5. Разумов К. А., Перов В. А. Проектирование обогатительных фабрик. Издание четвертое, переработанное и дополненное. М.: Недра, 1982. С. 518.
6. Сандригайло А. Н. Некоторые особенности компоновочных решений главных корпусов фабрик окомкования // Горный журнал. 1975. № 2. С. 62-65.
7. Сандригайло А. Н. Системный метод в практике проектирования зданий рудоподготовительных предприятий // Тезисы докладов конференции молодых ученых / Уральский ПромстройНИИпроект. Свердловск, 1978. С. 34-35.
8. Сандригайло Н. Ф. Соколовско-Сарбайский комбинат (Записки инженера). Алма-Ата: Казгосиздат, 1963. 144 с.
9. Фатьянов А. В., Ерофеев К. П., Никитина Л. Г., Глотова Е. В., Щеглова С. А. К вопросу освоения рудных месторождений Севера Читинской области // Обогащение руд. 2003. № 5. С. 3-5.

ПРИМЕНЕНИЕ ОТХОДА ТЕПЛОВЫХ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ ДЛЯ ОЧИСТКИ СТОЧНЫХ ВОД ОТ ИОНОВ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ

ЛУПЕЙКО Т. Г., БАЯН Е. М., ГОРБУНОВА М. О.,
Ростовский государственный университет

Перед современным обществом остро встает вопрос утилизации многотоннажных промышленных отходов, в частности шлама продувочных вод осветлителей, образующегося в цехах химической водоподготовки тепловых электростанций (ТЭС). В настоящее время большая часть образующихся отходов складывается на прилежащих к ТЭС территориях, занимая все большее пространство и являясь источником загрязнения почвенного покрова, поверхностных и подземных вод. На его вывоз и захоронение требуются дополнительные затраты. Поэтому представляется актуальной разработка способов использования шлама водоподготовки, что позволит перевести данный обременяющий отход в разряд «вторичных ресурсов».

На протяжении нескольких лет Ростовской ТЭЦ-2 активно ведутся работы по поиску новых путей использования шлама химической водоочистки. Различными научно-исследовательскими учреждениями проведены исследования по его использованию в качестве сырья для производства безобжигового кирпича; добавки при производстве керамических изделий; удобрения; наполнителя для рекультивации отработанного песчаного карьера. Несмотря на активный поиск различных способов утилизации и уменьшения количества КСО, задача еще далеко не решена.

Перспективным направлением утилизации шлама является его использование в качестве сорбента для очистки производственных сточных вод.

Техногенный отход образуется в цехе химической водоподготовки Ростовской ТЭЦ-2 в результате обработки речной воды в осветлителях. Суспензия осадка (шлам) периодически продувается и по шламопроводам поступает в накопитель (шламоотвал).

На кафедре общей и неорганической химии Ростовского государственного университета в течение последних лет ведутся работы по изучению свойств шламов и их использованию в качестве сорбента тяжелых металлов.

Отход представляет собой материал (от пастообразного до твердого) бледно-желтого цвета с плотностью сухого вещества 1,01-1,04 г/см³, имеет слоистую структуру, однороден, мелкодисперсен.

В результате спектрального анализа шлама установлено присутствие Ca, Mg, Fe, Al, Si; в следовых количествах – Na, Zn, Cu, Ni, Mn, Pb, Cr, Sn; отсутствие Cd, Ba, K, Hg, Ag, Au, Pt, V, In, Pd.

Состав шлама зависит от состава очищаемой воды и применяемых реагентов. Поэтому содержание элементов в шламе может колебаться в следующем диапазоне значений: CaO 35-45 %; MgO 4-5 %; Fe₂O₃ 3-6 %; SiO₂ 2,5-5,5 %; Al₂O₃ 3-4 %; CO₂ 30-35 %; потери при прокаливании 40-45 % (данные приведены в процентах в пересчете на воздушно-сухую навеску шлама). Водная вытяжка КСО при соотношении сухого вещества и дистиллированной воды 1:5 имеет слабощелочную среду: рН=8,42 – 8,80 в зависимости от состава шлама. Шлам частично растворим в воде.

Рентгенофазовым и дифференциальным термическим анализом установлено, что основной фазой шламового отхода ХВО является карбонат кальция (кальцит). Присутствуют также следовые количества карбоната магния $MgCO_3 \cdot 3H_2O$, оксидов железа (III) $\beta, \gamma - Fe_2O_3 \cdot nH_2O$, оксидов алюминия и кремния.

Радиационная опасность материала, оцененная по суммарной α -активности, составила для исследованного шлама 198 Бк/кг. Это значительно ниже предела (7400 Бк/кг), определенного для классификации материалов как низкоактивных радиоактивных отходов, что свидетельствует о возможности использования шлама без ограничений.

Выявлена высокая сорбционная активность шлама по отношению к ряду металлов (Fe, Cr, Cu, Zn, Ni, Pb), определена емкость сорбента и найдены оптимальные условия сорбции.

Одним из наиболее токсичных металлов этой группы является хром. Установлена зависимость степени извлечения хрома (III) от расхода сорбента для различных исходных концентраций растворов хрома. Как и следовало ожидать, расход сорбента, необходимый для достижения ПДК, по мере увеличения концентрации исходного раствора возрастает. Так, очистка растворов с исходным содержанием хрома (III) 500 мг/л до ПДК достигается при добавлении 60 г сорбента к литру раствора.

Показана высокая эффективность использования карбонатсодержащего отхода ТЭС для очистки водных растворов от ионов железа (III), меди (II) и цинка (II). Установлено, что расход сорбента уменьшается при увеличении времени сорбции, повышении температуры очищаемого раствора и возрастает с повышением исходной концентрации ионов цинка в растворе. В качестве оптимальной выбрана фракция с размером зерна 0,25 – 0,50 мм. Существенного влияния анионной составляющей раствора не отмечено.

Извлечение никеля из водных растворов протекает во времени, причем расход сорбента на очистку никелевых растворов значителен. Это дает возможность разделения растворов, содержащих, к примеру, железо (III) и никель (II), так как в данном случае сорбция железа будет проходить избирательно и практически мгновенно, а ионы никеля будут оставаться в растворе.

Результаты исследований подтверждены апробацией на сточных водах гальванических цехов различных предприятий г. Ростова-на-Дону. Показана эффективность и целесообразность их очистки с использованием изучаемого карбонатсодержащего сорбента.

Итогом разработки такого применения КСО являются: экономичная утилизация обременяющего шламового отхода водоподготовки; эффективное обезвреживание водных растворов от ионов тяжелых металлов; "мягкая" нейтрализация кислых сточных вод. Нейтрализация сильнокислых растворов сопровождается активным выделением углекислого газа, который может служить дополнительным товарным продуктом. Кроме того, в результате сорбции образуются высококонцентрированные и легко перерабатываемые концентраты, содержащие до 20 и выше массовых процентов металла.

Проведенные исследования показывают, что техногенный карбонатсодержащий отход может быть использован в качестве сорбента для очистки водных растворов от ионов тяжелых металлов. Это позволит снизить объемы накопленных отходов водоподготовительных установок ТЭС и сократить площади, необходимые для их размещения.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК РАСКРЫТИЯ АСБЕСТОВОЙ РУДЫ ПО КЛАССАМ КРУПНОСТИ С ЦЕЛЬЮ ОПТИМИЗАЦИИ ШКАЛЫ КЛАССИФИКАЦИИ

БУЗУНОВА Т. А. ,
ОАО «НИИпроектасбест»

Асбестовые руды по своей природе уникальны и специфичны. Даже определение массовой доли полезного компонента требует индивидуального подхода, так как химический состав волокна и вмещающей породы практически одинаков. Для анализа качества асбестовой руды, продуктов обогащения и готовой продукции разработаны и применяются специальные методы [1, 2, 3]. Для качественной характеристики продукта определяется массовая доля свободного асбеста, не связанного с вмещающей породой; массовая доля скрытого асбеста, полностью или частично находящегося в контакте с вмещающей породой в виде сростков. Методика определения массовой доли общего (суммирование свободного и скрытого) асбеста класса +0,5 мм обеспечивает воспроизводимость от 12 % отн. до 50 % отн. в зависимости от массовой доли асбеста от 0,02 до 5,0 % и более. Для разработки или оптимизации схемы зная значения массовой доли свободного и общего асбеста кл. +0,5 мм в продукте недостаточно. Поэтому для работы по оптимизации технологической схемы требуется определение свободного и скрытого асбеста в каждом выделяемом классе при определении грансостава пробы. Такой анализ пробы рассмотрен для возможности применения теории Козина В. З.

[4], касающейся характеристик раскрытия руды и грансостава, для оптимизации технологических схем асбестовых руд.

В основу схем обогащения асбестовых руд положен сухой гравитационный способ с пневматическим обогащением, основанный на различии поверхностных свойств волокна и породы, поэтому распушенное волокно и породные частицы характеризуются различными скоростями витания в воздушной среде, что способствует отделению волокна от породы.

К специфичности применительно к рудам хризотил-асбеста можно отнести и общепринятые термины обогащения. Так, под термином «дробление» понимается не только уменьшение размера кусков и раскрытие минерала, но и подготовка вскрытого волокна по степени распушки к последующей операции «грохочения» или «классификации», где кроме разделения продукта на классы крупности происходит процесс расслоения волокна и частиц породы для подготовки к извлечению концентратов с помощью воздуха. В операциях дробления при увеличении степени распушки (удельной поверхности) вскрытого волокна происходит адсорбирование на волокне тонкодисперсной фракции $-0,075$ мм и дополнительное вскрытие коротковолокнистой фракции $(-0,5+0,25)$ мм, имеющейся в исходной руде и переходящей в класс $+0,5$ мм. Это приводит к увеличению массовой доли асбеста в конечных продуктах обогащения в сравнении с исходной рудой и к

специфичности технологического и товарного баланса на асбофабриках [5].

На ОАО «Оренбургские минералы» применяется рациональная схема классификации и смешивания продуктов из различных технологических линий [6]. Несмотря на это, технологическая схема обогащения продолжает совершенствоваться по шкале классификации, направлению технологических потоков и внедрению нового, более эффективного обогатительного оборудования в операциях классификации, обеспыливания и обезгаливания.

Совершенствование технологии на асбофабриках в настоящее время зависит от требований потребителя к качеству и ассортименту готовой продукции, а также технологически обусловленных потерь (та часть количества компонента, которая не может быть извлечена из данного вида сырья прогрессивными, экономически целесообразными технологиями [7]).

Специфика технологических схем на асбофабриках заключается и в большом количестве операций обогащения. Кроме того, иногда в операции классификации на трехситовых грохотах с извлечением черновых концентратов с двух сит разделение происходит на 8 продуктов. Пример подобной операции приведен на рис. 1.

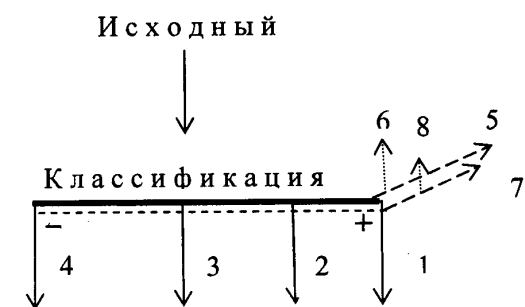


Рис. 1. Принципиальная схема операции классификации с извлечением концентратов с двух сит:

- 1 – надрешетный I; 2 – надрешетный II;
- 3 – промпродукт; 4 – подрешетный,
- 5 – концентрат I; 6 – выносы концентрата I;
- 7 – концентрат II; 8 – выносы концентрата II

Специфика технологических схем на асбофабриках заключается и в большом количестве операций обогащения. Кроме того, иногда в операции классификации на трехситовых грохотах с извлечением черновых концентратов с двух сит разделение происходит на 8 продуктов. Пример подобной операции приведен на рис. 1.

В данной статье ставится задача показать один из вариантов оптимизации или обоснованности существующей шкалы классификации, так как при обогащении асбестовых руд оптимальная шкала классификации значима для каждой операции.

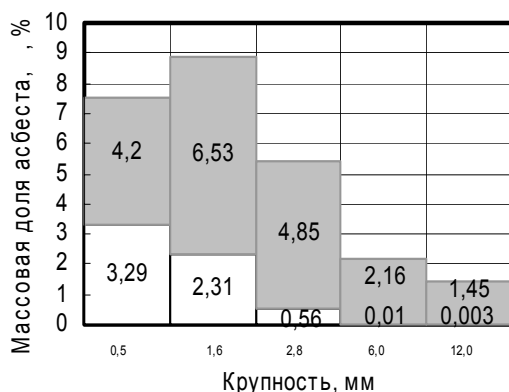


Рис. 2. Распределение массовой доли асбеста по классам крупности в исходной руде Кiemбаевского месторождения по результатам опробования 28 забоев:
□ свободного асбеста; ■ скрытого асбеста.

В свободном состоянии асбест находится уже в пробах, взятых в рудных забоях месторождения (0,58 %), но в основном – в скрытом состоянии (2,82 %). Результаты покускового опробования 28 забоев,

представительных по вещественному составу, приведены на рис. 2 и подтверждают ранее установленную закономерность, что асбест концентрируется в большей степени в мелких классах руды [1].

На рис. 3 представлено эмпирическое распределение массовой доли свободного и общего асбеста по классам крупности. По представленным распределениям и выполненным расчетам гипотеза нормальности распределения не может быть принята. Кроме того, на различных участках месторождения имеется большой разброс, как по свободной, так и общей массовой доле асбеста, особенно в классах (-2,8+1,6) и (-1,6+0,5) мм.

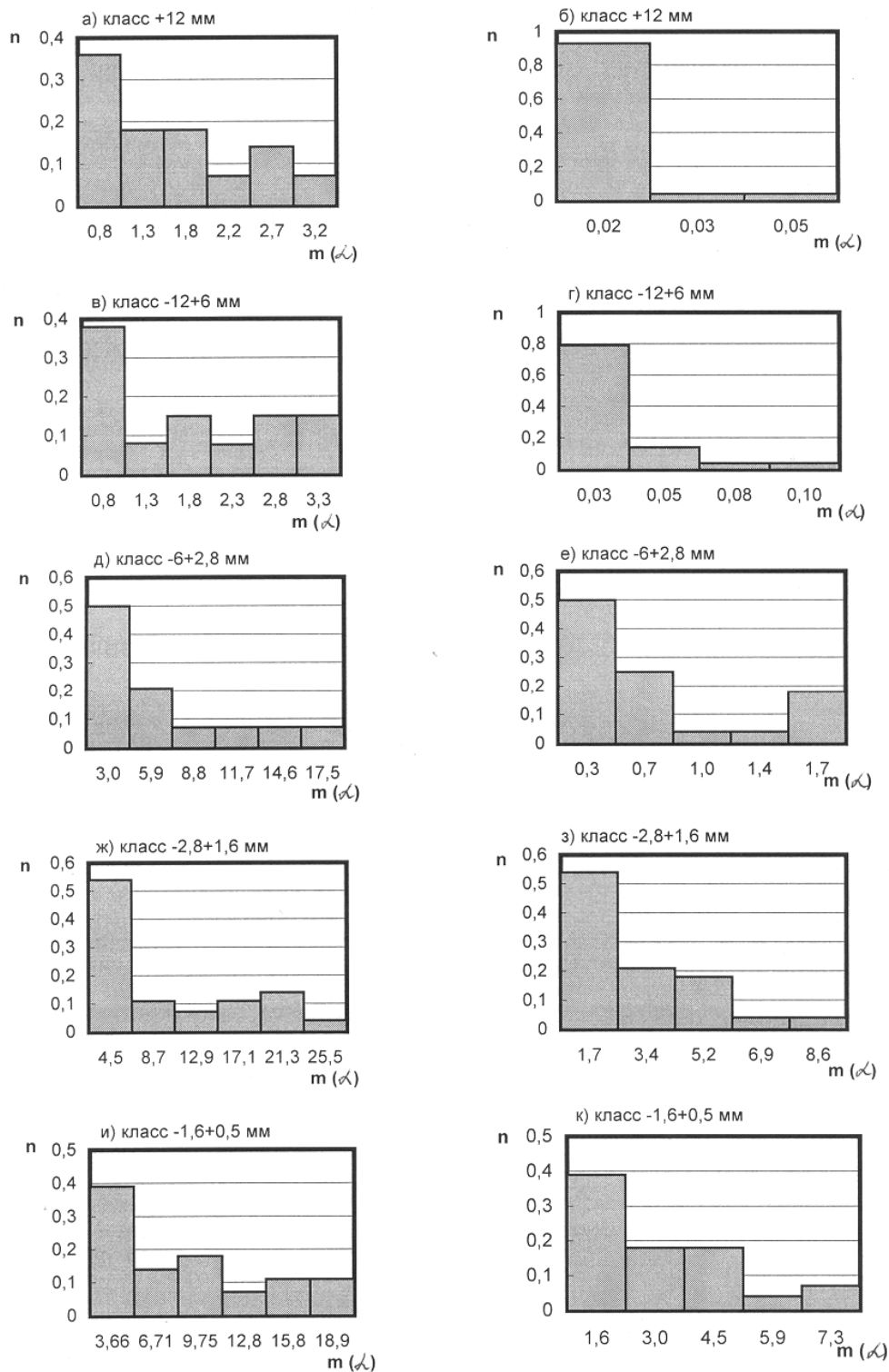


Рис. 3. Эмпирическое распределение массовой доли свободного (б, г, е, з, к) и общего (а, в, д, ж, и) асбеста в классах крупности

Возможно, в связи с высокой изменчивостью качества в исходной руде попытка разработки методики расчета схем классификации асбеста на основе создания математических моделей классифицирующих аппаратов не состоялась [8]. Несмотря на высокие коэффициенты корреляции (0,78-0,99), статистические многофакторные регрессионные модели с опорными точками практически не реализуются. При использовании этих моделей для балансовых расчетов получались неприемлемые результаты.

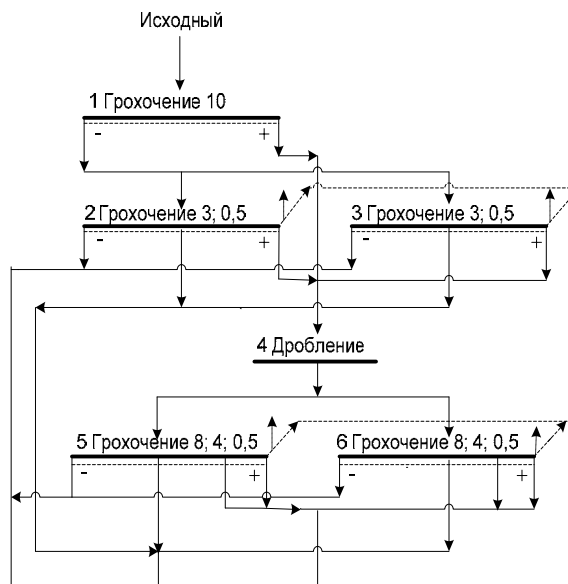


Рис. 4. Принципиальная схема обогащения асбестовых руд

Много работ выполнено по изучению операций классификации [9] и оценке эффективности извлечения асбестовых концентратов с применением узкой шкалы классификации на асбофабриках [6, 10, 11]. Одно из главных преимуществ применения узкой шкалы классификации рудного потока заключается в получении черновых концентратов высокого качества и как следствие этого значительном сокращении количества оборудования в перечистных потоках.

Эти закономерности носят общий характер, а в статье рассмотрен теоретический подход оптимизации шкалы классификации на основе характеристик раскрытия руды и грансостава конкретных операций. Эффективность каждой операции зависит от технологических параметров поступающих продуктов, сформированных в предыдущих операциях [12].

На рис. 4 представлена принципиальная схема из 6 операций обогащения с целью проверки применения характеристик раскрытия исходных продуктов для оптимизации шкалы классификации.

Согласно основным принципам классификации и дробления асбестовых руд, определены критерии оптимальности отдельных операций [1], которые выразим упрощенно следующими условиями:

- классификация при $3 \leq S \leq 10$ и $S \leq 0,5$;
- дробление при $3 \leq d \leq 40$;
- обогащение (извлечение черновых концентратов системами пневмотранспорта с «узкого» класса) при $\epsilon_{\text{сетки}}^{\text{св}} \geq 80,0 \%$.

Требуемые условия к качеству продуктов отдельных операций по характеристикам раскрытия (1-5):

- направляемых в операцию дробления:
 - $R_{\text{св}} \leq 5,0 \%$ – доля свободного асбеста; (1)
 - $R_{\text{скр}} \geq 95,0 \%$ – доля скрытого асбеста; (2)

- направляемых на обогащение:
 - $R_{\text{св}} \geq 15,0 \%$; (3)

- направляемых в хвосты обогащения:
 - $R_{\text{св}} \leq 0,2 \%$; (4)
 - $R_{\text{скр}} \leq 0,2 \%$. (5)

На рис. 4 приведены характеристики раскрытия и грансостава асбестовых продуктов по классам крупности исходных в операции №№ 1, 2-3, 4, 5-6.

Характеристики раскрытия на рис. 5, а, в, д показывают распределение в продуктах массовой доли асбеста по классам крупности.

На рис. 5, б, г, е представлены характеристики раскрытия, в которых указано доленое соотношение свободного и скрытого асбеста относительно к общему асбесту по классам крупности и грансостав продуктов для определения выхода каждого класса.

С помощью приведенных характеристик раскрытия и принятых критериев оптимальности отдельных операций можно проанализировать фактически применяемую шкалу классификации.

Так, исходный продукт, поступающий в операцию грохочения № 1 рудного потока, классифицируется по классу 10 мм. По характеристикам раскрытия видно, что в исходном продукте выход кл.+10 мм составляет 60,0 %, доля свободного волокна 0 и 100 % – в скрытом состоянии, поэтому классификацию операции № 1 по классу 10 мм с направлением надрешетного продукта в операцию дробления № 4 можно считать близкой к оптимальным значениям (1, 2).

В классе менее 10 мм доля свободного волокна +0,5 мм составляет 44,0 %, поэтому этот класс направлен в операции грохочения №№ 2, 3 для извлечения черновых концентратов (3).

Таким образом, операция грохочения № 1 позволяет снизить нагрузку на 60,0 % в последующие операции классификации №№ 2, 3, соблюдая принцип: «не обогащать ничего лишнего» [4, 13].

Характеристики раскрытия и грансостава исходных продуктов в операцию №№ 2, 3 показывают, что в кл. +3,0 мм доля свободного волокна составляет ~18,0 % при выходе этого класса ~ 30,0 %. На основании этого можно сделать заключение о теоретическом выходе черновых концентратов от исходного в операцию с сетки размером отверстий 3,0 мм, который составит ~ 5,4 %. По экспериментальным данным, выход черновых концентратов с сетки составляет 4,37 % с извлечением свободного волокна с сетки 81,0 %, поэтому из-

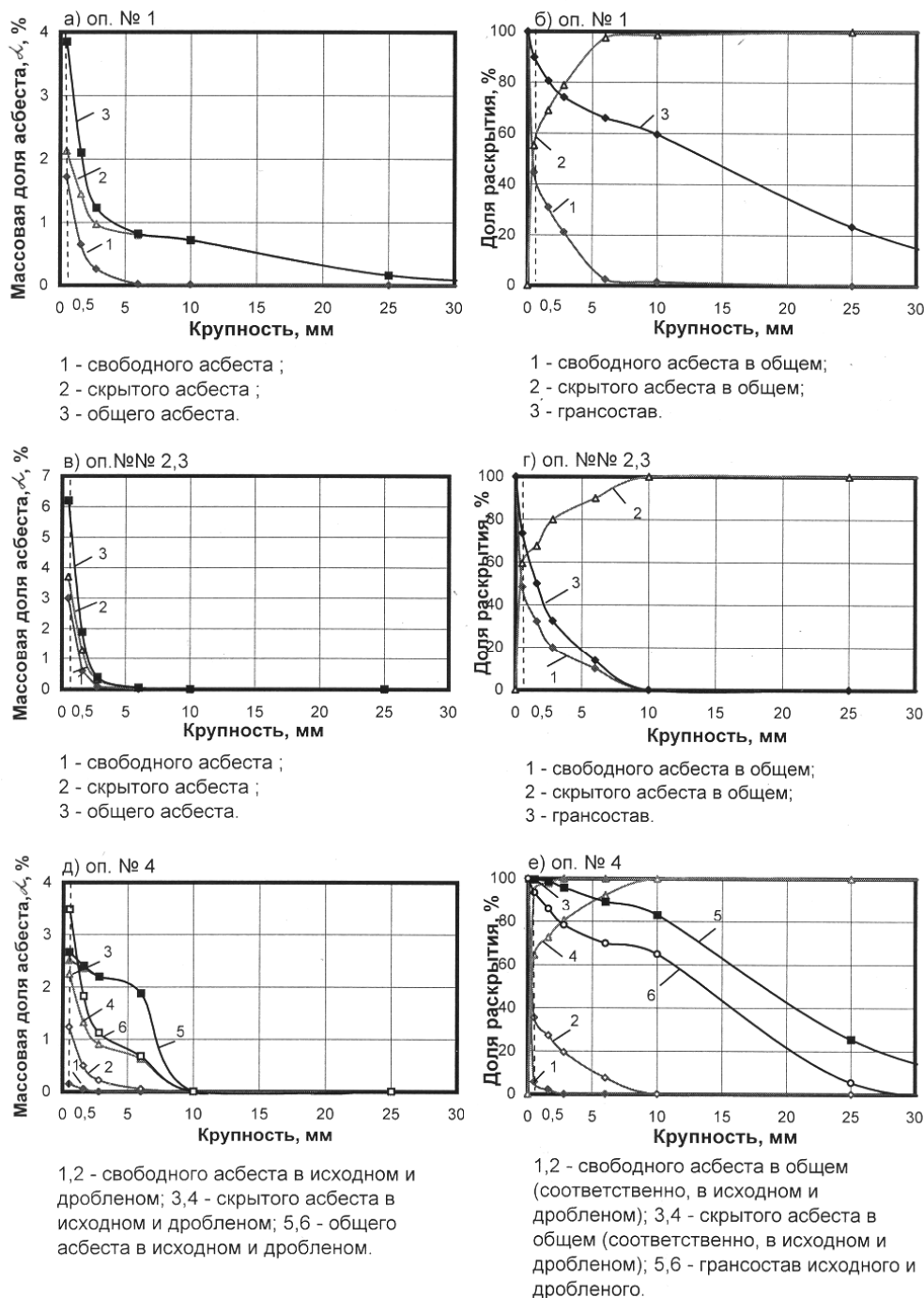


Рис. 5. Характеристики раскрытия и грансостава асбестовых продуктов исходных в операции 1, 2-3, 4, 5-6

влечение черновых концентратов с «узкого» класса (-10+3) мм в операциях обогащения №№ 2,3 можно считать близким к оптимальному значению (3).

Характеристики раскрытия и грансостава исходного продукта в операцию дробления № 4 показывают, что доля свободного волокна кл.+0,5 мм составляет ~ 5,0 %, скрытого ~ 95,5 %. Продукт, поступающий в операцию дробления № 4, близок к принятым оптимальным значениям (1,2).

Дробление руды в оп. № 4 осуществляется в вертикально-молотковой дробилке с окружной скоростью вращения молотков 30 м/с в количестве 32 штук.

Характеристика раскрытия руды дробленого продукта оп. № 4 показывает, что доля свободного волокна кл. +0,5 мм увеличилась с 5,0 до 35,5 %, а доля скрытого волокна уменьшилась с 95,5 до 64,5 %. Дробленый продукт операции № 4 является исходным в операции классификации №№ 5, 6, с сетками S =8; 4; 0,5 мм. Надрешетный I с сетки 8 мм направляется в операцию дробления. По характеристикам раскрытия и грансостава видно, что доля свободного волокна составляет ~ 0 %, скрытого ~ 100 %, при выходе этого класса ~ 64,0 %, что близко к принятым критериям оптимальности (1,2) для исходного продукта в операцию

дробления. Кроме этого, происходит снижение нагрузки в последующую операцию классификации и концентрация массовой доли свободного волокна для извлечения концентратов с сетки размером отверстий 4,0 мм. В классе (-8,0+4,0) мм доля свободного волокна составляет ~ 16,0 % при выходе этого класса ~ 12,0 %. На основе этого теоретически выход черновых концентратов должен составить 1,92 %, а по экспериментальным данным – 1,57 % с извлечением свободного волокна с сетки 82,0 %, что близко к оптимальному значению (3).

По характеристикам раскрытия продуктов операций классификаций №№ 2, 3, 5, 6 видно, что доля свободного волокна в подрешетном продукте кл. -0,5 мм, направляемом в хвосты обогащения, составляет 0 %, в связи с чем эти продукты можно считать близкими к принятым оптимальным значениям (4, 5).

Таким образом, представленные характеристики раскрытия и грансостава исходных продуктов в операции, а также принятые критерии оптимальности для отдельных операций позволили выполнить анализ фактической шкалы классификации.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Белов М. А., Дябин Н. В. и др. Практика обогащения асбестовых руд / Под ред. Софронова Ф. П. М.: Недра, 1975. С. 224,.
2. Асбест хризотилковый. Методы испытаний. ГОСТ 25984. 5-83. М., 1984.
3. Методика определения содержания хризотил-асбеста / ОАО «НИИпроектасбест». Асбест, 2002.
4. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость: Конспект лекций. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2001. С. 142.
5. Отраслевая инструкция по определению, учету, экономической оценке и нормированию потерь асбеста при переработке руд хризотил-асбеста. инв. № 3089. концерн «Асбест» / ВНИИпроектасбест. Асбест, 1989.
6. Смирнова Л. Я., Васильева А. З. Исследование руд Киембаевского месторождения хризотил-асбеста и разработка схемы обогащения / Научные труды ВНИИпроектасбеста, вып. 13. Асбест, 1972. С. 45-56.
7. Правила рациональной комплексной переработки минерального сырья (твердые полезные ископаемые) ПБ 03-234-98, утвержденные Госгортехнадзором России 15.09.98 постановлением № 59 и введенные в действие 01.01.99. М., 2002.
8. Кованова Л. И. Оценка технологического процесса цеха обогащения с учетом свойств исходной руды и изменений в технологической схеме, инв. № 4249, 1997, Том 1 (С. 74-83), Том 2 (С. 78-82).
9. Сычева А. И. Изучение операций классификации асбестовых концентратов, содержащих волокно II сита контрольного аппарата // Научные труды ВНИИпроектасбеста, вып. 10. Асбест, 1970. С. 78-88.
10. Долгушин В. Т., Топорков В. И., Степанова Г. М. Оценка эффективности извлечения асбестовых концентратов с применением узкой шкалы классификации рудного потока на фабрике № 2 комбината «Ураласбест»: Научные труды ВНИИпроектасбеста, вып. 10. Асбест, 1970. С. 71-77.
11. Еришова Г. П. Процесс классификации черновых асбестовых концентратов, содержащих волокно +4,8 мм, в первичных операциях обработки на грохоте ГИД // Научные труды ВНИИпроектасбеста, вып. 13. Асбест, 1972. С. 67-77.
12. Барский Л. А., Козин В. З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. М.: Недра, 1978. 486 с.
13. Козин В.З. Об оптимизации схем обогащения // Материалы Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2003. 530 с.

ОБЕСПЫЛИВАНИЕ АСБЕСТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ НА ПЛОСКОЙ СИТОВОЙ ПОВЕРХНОСТИ

ГАГАРИНОВА О. Н.,
Институт ОАО «НИИпроектасбест»

Качество асбестовых концентратов оценивается по массовой доле волокна основного сита контрольного аппарата, пыли (фр. -0,4 мм), гали (частиц сопутствующей породы размером более 0,4 мм и менее 4,8 мм) и тонкодисперсной пыли (фр. -0,075 мм). Увеличение массовой доли фр. -0,075 мм в готовой продукции снижает прочностные характеристики асбестоцементных изделий. Отделение пылевидной фракции без потерь волокна коммерческой длины является наиболее сложным процессом.

В настоящее время на асбестообогащительных фабриках для обеспыливания применяются в основном грохоты барабанного типа в горизонтальном и вертикальном исполнениях, реже применяются рассевы – аппараты с плоской ситовой поверхностью. Уровень обеспыливания асбестовых концентратов в существующих аппаратах недостаточен для получения продукции, отвечающей современным требованиям, поэтому в асбестовой промышленности ставится вопрос о создании обеспыливающего аппарата нового типа. Перспективным направлением для увеличения эффективности обеспыливания может стать создание обеспыливающего аппарата на базе плоской ситовой поверхности, так как аппараты с плоской ситовой поверхностью

имеют преимущества перед грохотами барабанного типа по установленной мощности привода, которая составляет 3,0 кВт против 6,2-14,0 кВт; по простоте конструкции; по отсутствию длинноволоконной фракции в подрешетном продукте. Асбестовое волокно в асбестовых концентратах находится в распущенном состоянии, т. е. имеет большую удельную поверхность волокна (11900-13470 см²/г), что способствует адсорбции пылевидных частиц на его поверхности. Для их отделения требуется проведение специальных технологических операций.

Для того чтобы установить факторы, влияющие на процесс удаления фракции менее 0,075 мм из асбеста на плоской ситовой поверхности, проведены лабораторные исследования на стандартном лабораторном механическом сите. Кинематический режим мехсита характеризуется частотой колебаний $n_{об}=284 \text{ мин}^{-1}$ и амплитудой колебаний $A=22 \text{ мм}$. На мехсите продукт совершает поступательно-круговые движения. При механическом воздействии ситовой поверхности на асбестовый концентрат связь пылевидных частиц с асбестовым волокном ослабевает, в результате чего происходит выделение пылевидной фракции в подситовое пространство.

В ходе экспериментов установлены зависимости эффективности обеспыливания по содержанию фракции менее 0,075 мм от следующих факторов: производительности, времени обеспыливания; наличия на ситовой поверхности колков; наличия шаров, применяемых для очистки сетки; технологического воздуха.

Эффективность обеспыливания по фр. -0,075 мм рассчитана по универсальной формуле [1], учитывающей извлечение данной фракции и выход продукта.

Дополнительно выполнялась оценка по выходу надрешетного продукта, абсолютному изменению массовой доли фр. -0,075 мм и фр. +1,18 мм в надрешетном продукте. Экспериментально установлена оптимальная величина производительности по исходному для каждой группы асбеста: для 3-, 4-й групп – 1,4 т/ч; для 5-, 6-й групп – 1,6 т/ч.

Для проведения исследований по влиянию воздушных потоков была подготовлена установка для отсасывания воздуха из-под сита с площадью ситовой поверхности 0,12 м², схема которой с указанием точек замеров приведена на рис. 1.

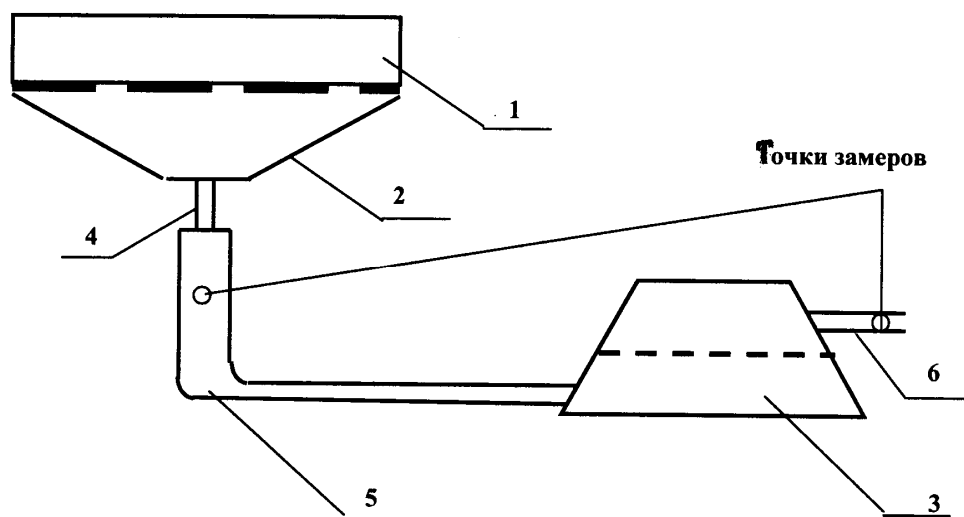


Рис. 1. Схема установки для отсоса воздуха из-под сита:

1 – сито с размером отверстий сетки 0,5 мм; 2 – скат для подрешетного продукта; 3 – пылесос «Вихрь-8А»; 4 – патрубок для отвода воздуха из-под сита; 5 – гибкий шланг для отвода воздуха; 6 – патрубок с отверстием для замеров

Первоначально эксперименты с подведением воздуха проведены при различных значениях расхода воздуха в диапазоне от 29 до 60 м³/ч (или 240-500 м³/ч на 1 м² ситовой поверхности) с постоянным воздействием. В ходе экспериментов было установлено, что, несмотря на увеличение количества отсасываемого воздуха, с течением времени материал начинает «прижиматься» к ситовой поверхности и движение его относительно сита прекращается. Исходя из этого, было решено использовать подачу воздуха в дискретном режиме. В табл. 1 приведены результаты исследований минимального периода времени, в течение которого «прижатия» волокна к ситовому пространству не происходит. Минимальное количество времени, за которое материал «залепляет» сито, 10 с, получено для 6-й группы асбеста при расходе воздуха 500 м³/ч. Для дальнейших исследований был принят режим дискретного отсоса воздуха в течение 5 с с интервалом в 5 с, при котором будет обеспечено одновременное воздействие на асбест ситовой поверхности и воздушных потоков.

Таблица 1

Период нормального движения асбеста 3–6-й групп по ситовой поверхности при различном расходе воздуха

Расход воздуха на 1 м ² ситовой поверхности, м ³ /ч	Период, с			
	3-я группа	4-я группа	5-я группа	6-я группа
500	50	20	15	10
420	60	35	25	20
240	> 4 мин.	> 4 мин.	> 4 мин.	> 4 мин.

В табл. 2 приведены значения эффективности обеспыливания асбеста 3-6-й групп, из которой видно, что использование дополнительных факторов воздействия, кроме шаров, приводит к интенсификации процесса обеспыливания, в среднем: при использовании колков – в 1,38 раза, дискретного отсоса воздуха – в 2,3 раза.

Таблица 2

Эффективность обеспыливания асбеста 3-6-й групп по фр. –0,075 мм в зависимости от фактора дополнительного воздействия на ситовую поверхность

Продукт (группа асбеста)	Производительность, т/ч	Эффективность обеспыливания, %			
		без дополнительных воздействий	с колками	с шарами	с дискретным отсосом воздуха
3	1,4	4,1	4,1	4,2	12,0
4	1,4	8,1	12,0	12,2	15,8
5	1,6	7,4	10,8	7,0	20,4
6	1,6	7,4	10,7	3,6	14,0
Среднее	1,9	6,8	9,4	6,8	15,6

Под действием колебаний, сообщаемых ситовой поверхности, происходит разрыхление и относительное перемещение продукта по поверхности сита, от интенсивности которого зависит эффективность отделения пылевидных породных частиц от волокон асбеста. Для сравнения эффективности процесса обеспыливания на плоской ситовой поверхности с различным кинематическим режимом было изготовлено экспериментальное сито для установки на рамке рассева ЗРМ. Кроме этого, использованы данные испытаний рассева ЗРМ с различным режимом на асбесте 5-й группы, а также рассева РСМ-24 на асбестовых концентратах 5-й и 6-й групп.

Из табл. 3 видно, что при одинаковом уровне значений центростремительного ускорения на рассеве ЗРМ (22,8 и 21,7 м/с²) получены различные результаты по эффективности обеспыливания соответственно 17,7 и 7,4 %. Следовательно, на эффективность обеспыливания оказывают влияние отдельно амплитуда и частота колебаний.

На эффективность обеспыливания, кроме кинематического режима, большое влияние оказывает время обеспыливания или путь, который проходит материал по аппарату. Длина пути надрешетного продукта по рассеву РСМ-24 составляет 1,9 м против 17,6 м по рассеву ЗРМ. При этом на рассеве РСМ-24 эффективность обеспыливания составила 8,0 %, что в 2,2 раза ниже, чем на рассеве ЗРМ при одинаковых амплитуде и частоте колебаний. Таким образом, установлено, что для обеспечения максимального снижения массовой доли фр. –0,075 мм в асбесте 3–6-й групп обеспыливающий аппарат должен обладать интенсивным кинематическим режимом с совокупностью значений амплитуды $A = 35$ мм и частоты колебаний $n_{об} = 240$ мин⁻¹ при одновременном увеличении длины ситовой поверхности, по сравнению с рассевом РСМ-24, с 1,9 до 9,5-11,4 м или времени обеспыливания с 10 секунд до 2 минут.

Таблица 3

Показатели эффективности обеспыливания на плоской ситовой поверхности при различных кинематических режимах

Аппарат	Кинематический режим			Абсолютное уменьшение фр. $-0,075$ мм, %	Эффективность обеспыливания максимальная, %
	амплитуда колебаний А, мм	частота вращения $n_{об}$, мин ⁻¹	центростремительное ускорение ω_n , м/с ²		
Мехсито	22	284	19,4	4	13,9
Экспериментальное сито	35	240	22,8	6	21,0
Рассев ЗРМ	35	240	22,8	6	17,7
Рассев ЗРМ (паспортный режим)	45	210	21,7	5	7,4
Рассев РСМ-24	35	240	22,8	5,3	8,0

По результатам исследования фракционного состава надрешетных продуктов установлено, что лучше обеспыливаются классы крупности $(-1,35+0,7)$ и $(-0,7+0,4)$ мм. Следовательно, аппарат с плоской ситовой поверхностью наиболее эффективен для асбестовых концентратов 5-й и 6-й групп асбеста, в которых массовая доля этих классов составляет более 50 %.

На основании проведенных исследований был разработан лабораторный образец рассева с последовательной схемой движения продукта и подводом воздуха по ходу выделения пыли. Соотношение площадей одного сита короба лабораторной модели рассева к опытно-промышленному составляет 1:4. Сравнительная техническая характеристика лабораторного и опытно-промышленного образцов рассева приведена ниже:

Показатели	Лабораторный образец	Опытно-промышленный образец
Производительность, т/ч	0,5	2,0
Площадь одного сита, м ²	0,5	1,93
Количество сит в кузове, шт.	5	5
Общая длина ситовой поверхности, м	5	9,87
Угол наклона сит, град	0	1,5
Амплитуда колебаний, мм	35	35
Частота колебаний, мин ⁻¹	240	240
Расход воздуха на аппарат, тыс. м ³ /ч	1,1	4,2
Мощность привода, кВт	1,1	4,0
с устройством подачи воздуха	1,65	4,55
Масса, кг	1100	3700

По результатам исследований процесса обеспыливания асбестовых продуктов 5-й, 6-й групп на лабораторном образце рассева были установлены оптимальные параметры его работы: производительность по исходному 0,4 т/ч; амплитуда колебаний 35 мм и частота колебаний 240 мин⁻¹; подведение воздуха в дискретном режиме с интервалом 5 с. Использование дискретной подачи воздуха позволяет применить поочередную подачу воздуха в каждый из коробов, что в 2 раза снижает расход потребляемого аппаратом воздуха.

Испытания лабораторного образца проводились на асбестовых концентратах 5-й и 6-й групп различного качества: с массовой долей гали до 17,8 %, класса менее 0,4 мм – 21,6 %, фракции менее 0,075 мм – 58-69 %. Кроме этого, были проведены исследования по обеспыливаю продукто осаждеия рукавных фильтров с массовой долей класса менее 0,4 мм на уровне 65 %, фракции менее 0,075 мм – 92 %.

Для концентратов 5-й и 6-й групп асбеста на лабораторном образце обеспыливающего аппарата абсолютное снижение массовой доли фракции $-0,075$ мм в надрешетном составило без использования воздуха 6,7 %, с воздухом – 11,5 %, или в 1,7 раза выше; эффективность обеспыливания без воздуха составила 19,8 %, с воздухом – 31,2 %, или в 1,6 раза выше. Аппарат стабильно снижает массовую долю класса менее 0,4 мм в концентратах 5-й и 6-й групп до 4,0-6,2 %.

Исследования процесса обеспыливания продукта осаждения рукавных фильтров показали, что абсолютное снижение массовой доли фракции $-0,075$ мм составляет без воздуха 2-3 %, с воздухом – 6-7 %; эффективность обеспыливания составляет в среднем без воздуха – 6,5 %, с воздухом 13,7 %, или в 2,1 раза выше. При этом отмечается стабильное снижение массовой доли класса менее 0,4 мм в надрешетном до уровня 10-15 %.

Таким образом, новый обеспыливающий аппарат наиболее эффективен при работе на асбестовых концентратах 5-й и 6-й групп. Однако и при работе на продуктах с высокой массовой долей класса менее 0,4 мм (продукты осаждения рукавных фильтров) отмечается стабильно высокий уровень обеспыливания по данному классу: на 49 % абс. без использования воздуха и на 53 % абс. с воздухом. Режим дискретной подачи воздуха позволяет получить значения технологических показателей выше в 1,6-2,1 раза без потерь длинноволокнистой фракции $+1,18$ мм с выносами и в подрешетный продукт. Кроме того, при использовании воздуха влияние качественной характеристики исходного продукта на эффективность обеспыливания становится незначительным.

Сравнение результатов лабораторных исследований на плоской ситовой поверхности, описанных выше, и результатов, полученных при работе на лабораторном образце обеспыливающего аппарата, приведено в табл. 4, из которой видно, что достигнутые показатели соответствуют ожидаемым.

Таблица 4

Прогнозируемые и достигнутые показатели эффективности обеспыливания на плоской ситовой поверхности

Показатели	Прогнозируемые показатели в лабораторных условиях		Достигнутые показатели (лабораторный обеспыливающий аппарат)			
	без воздуха	с воздухом	без воздуха		с воздухом	
	5-я и 6-я группы	5-я и 6-я группы	5-я и 6-я группы	продукт рукавных фильтров	5-я и 6-я группы	продукт рукавных фильтров
Абс. Снижение массовой доли фр. $-0,075$ мм, %	6,5	12,0-16,0	6,7	3,0	9,0-14,0	7,0
Эффективность обеспыливания по фр. $-0,075$ мм, %	17,2	30,7	19,8	6,5	31,2	13,7
Абсолютное снижение массовой доли кл. $-0,4$ мм, %	–	–	12,4	49,8	11,9	53,0
Эффективность обеспыливания по кл. $-0,4$ мм, %	–	–	59,4	26,0	53,3	33,5

Одновременно с высокими технологическими показателями новый обеспыливающий аппарат имеет преимущества перед другими видами обеспыливателей по установочной мощности привода и отсутствию потерь длинного волокна $+1,18$ мм в подрешетный продукт [2] и может успешно применяться на асбестообогатительных фабриках как с использованием, так и без использования воздуха.

Достигнутым техническим результатом исследований является повышение эффективности обеспыливания асбестового концентрата на плоской ситовой поверхности за счет оптимизации одновременного воздействия механического сита и воздушного потока на продукт. В дальнейшем будут проведены исследования процесса обеспыливания на плоской ситовой поверхности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Андреев С.Е. и др. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М.: Недра, 1966. 43 с.
2. Дябин Н. В., Кованова Л. И., Гагаринова О. Н. Аппарат с плоской ситовой поверхностью и направленными воздушными потоками для классификации и обеспыливания асбестовых концентратов 5-й и 6-й групп // Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья: Материалы Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург, 2003. С. 364.

ТОВАРНЫЙ БАЛАНС АСБЕСТА ПО ФРАКЦИЯМ

КОЖЕВНИКОВА В. А.,
ОАО «НИИпроектасбест»

Утверждение балансовых запасов руд хризотил-асбеста выполняется по волокну класса +0,5 мм [1, 2]. Поэтому Госгортехнадзор требует составления товарного баланса по утвержденному классу крупности, т. е. волокну класса +0,5 мм.

Величина невязки товарного баланса асбеста всегда положительна и может достигать 90 %. Согласно Отраслевой инструкции [1], массы входящих и выходящих продуктов уравнивают расчетным коэффициентом, т. е. отношением суммарной массы асбеста в товарной продукции и хвостах обогащения к массе его в исходной руде. Это свидетельствует о наличии систематических погрешностей, которые необходимо выявлять и устранять [3].

В связи со сложившимися методами контроля на асбестообогатительной фабрике в исходной руде и хвостах обогащения определяется волокну крупностью +0,5 мм, в готовой продукции +0,4 мм, т. е. при составлении товарного баланса асбеста учитывается волокну разной крупности, что указывает на одну из систематических погрешностей. Определение в товарной продукции асбеста кл. +0,5 мм возможно путем рассеивания пробы на механическом сите до выполнения условия, которым руководствуются при определении асбеста в руде [4]: массовая доля фракции -0,4 мм в извлеченном волокне не должна превышать 2 %. Экспериментальным путем подобран кинематический режим механического сита, масса навески и время для определения массовой доли асбеста кл. +0,5 мм в марках товарной продукции, что позволяет составлять товарный баланс асбеста по одному классу крупности.

Лабораторный анализ определения массовой доли асбеста в руде с привлечением ручного труда можно характеризовать как щадящий, без переизмельчения и перераспушки волокна. В промышленных условиях процессы вскрытия и извлечения асбеста, транспортирования концентратов разного качества системами пневмотранспорта приводят к измельчению, распушке асбестового волокна и вскрытию коротковолокнистого асбеста в большей мере, чем при лабораторном анализе. Волокну исходной руды характеризуется удельной поверхностью по прибору Ригдена на уровне 4,5-8 тыс. см²/г, пройдя всю технологическую цепочку, удельная поверхность увеличивается до 9-14 тыс. см²/г. Соответственно фракционный состав волокна исходной руды и конечных продуктов обогащения будет разным.

Анализ волокна +0,5 мм на четырехситном гидрокласификаторе Бауэр-Мак-Нетт [5] и пневматическом классификаторе ПК-2А [6], работающем в режиме Бауэр-Мак-Нетт, позволяет выделить в волокне кл. +0,5 мм пять фракций: +4,75, (-4,75+1,18), (-1,18+0,425), (-0,425+0,075), (-0,075 +0,0) мм. Изучение волокна кл. +0,5 мм по «узким» фракциям, а именно составление товарного баланса асбеста по фракциям и анализ относительной невязки, ранее не проводилось и потому представляет интерес.

Для ОАО «Оренбургские минералы» за четыре месяца 2003-2004 гг. по фактическим измерениям масс, массовой доли асбеста кл. +0,5 мм и фракций в волокне +0,5 мм балансовых продуктов рассчитаны величины суммарной невязки по фракциям +4,75, +1,18, +0,425, +0,075 в волокне и в целом по кл. +0,5 мм (табл. 1). Суммарная характеристика невязки по фракциям представлена на рис. 1.

Практика работы на классификаторах Бауэр-Мак-Нетт и ПК-2А, разработанных для товарной продукции, показала, что при анализе волокна исходной руды и хвостов обогащения на пневматическом классификаторе ПК-2А крупноволокнистые фракции под воздействием потоков воздуха проходят через отверстия сетки и попадают в более мелкие фракции. Воздействие водных потоков более щадящее, поэтому фракционный состав волокна кл.+0,5 мм исходной руды и хвостов обогащения определен на приборе Бауэр-Мак-Нетт, а волокна +0,5 мм товарной продукции – на ПК-2А.

Как видно из табл. 1 и рис. 1, суммарная величина невязки закономерно изменяется в диапазоне от -60,9 (по фракции +4,75 мм в волокне) до 50,9 % (в целом по волокну кл. +0,5 мм). На рис. 1 выделена зона, где кривые пересекают ось х, т. е. невязка равна 0. Минимальная крупность фракции при пересечении с осью составляет 0,34 мм, а максимальная – 0,69 мм при среднем значении 0,51 мм. Таким образом, для составления товарного баланса асбеста с малой величиной невязки из волокна необходимо исключать фракции менее 0,5 мм.

Таблица 1

Суммарная невязка товарного баланса асбеста по фракциям в волокне кл. +0,5 мм

Фракция, мм	Масса фракций в волокне +0,5 мм, т			Невязка товарного баланса асбеста	
	исходной руды	товарной продукции	хвостов обогащения	абс., т	отн., %

	Ноябрь 2003 г.				
+4,75	2543,9	1201,6	260,2	-1082,1	-42,5
+1,18	6329,3	5100,1	495,7	-733,5	-11,6
+0,425	10908,4	9559,2	1084,4	-264,8	-2,4
+0,075	12617,9	13163,9	1456,2	2002,2	+15,9
Итого кл. +0,5 мм	20351,5	26675,0	3098,2	9421,7	+46,3
	Декабрь 2003 г.				
+4,75	2403,0	792,2	190,6	-1420,2	-59,1
+1,18	5977,7	4971,9	356,7	-649,1	-10,8
+0,425	10326,8	9780,0	955,6	408,8	4,0
+0,075	12094,0	13795,8	1285,0	2986,8	24,7
Итого кл. +0,5 мм	19859,3	27236,4	2722,5	10099,6	50,9
	Январь 2004 г.				
+4,75	3357,3	1013,0	298,3	-2046,0	-60,9
+1,18	7291,9	5776,6	493,1	-1022,2	-14,0
+0,425	11782,5	10677,1	1205,4	100,0	0,8
+0,075	13878,1	15249,1	1576,8	2947,8	21,2
Итого кл. +0,5 мм	21383,8	27541,4	3044,0	9201,6	43,0
	Февраль 2004 г.				
+4,75	2774,1	1117,8	278,4	-1377,9	-49,7
+1,18	6531,9	5563,6	547,7	-420,6	-6,4
+0,425	10683,3	9907,8	1164,9	389,4	3,6
+0,075	12375,3	13388,2	1491,7	2504,6	20,2
Итого кл. +0,5 мм	19674,5	25404,6	3025,8	8755,9	44,5

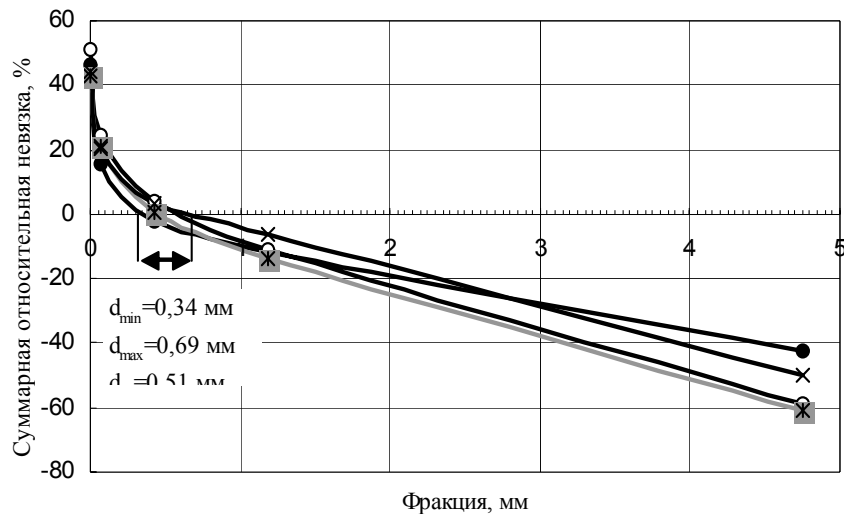


Рис. 1. Изменение суммарной величины невязки товарного баланса асбеста по фракциям за четыре месяца:

● — ноябрь 2003 г. ○ — декабрь 2003 г.
 ✕ — январь 2004 г. ✕ — февраль 2004 г.

Для подтверждения данного вывода проанализировано изменение величин относительной невязки по «узким» фракциям +4,75, (-4,75+1,18), (-1,18+0,425), (-0,425+0,075), (-0,075+0,0) мм. Результаты представлены в табл. 2 и на рис. 2.

Таблица 2

Диапазон изменения показателей товарного баланса асбеста по «узким» фракциям

Фракция, мм	Масса фракций в волокне +0,5 мм, т			Невязка товарного баланса асбеста	
	исходной руды	товарной продукции	хвостов обогащения	абс., т	отн., %
+4,75	2403,0÷3357,3	792,2÷1201,6	190,6÷298,3	-1082,1÷-2046,0	-60,9÷-42,5
-4,75+1,18	3574,7÷3934,6	3898,5÷4763,6	166,1÷269,3	348,6÷1023,8	9,2÷26,0
-1,18+0,425	4151,3÷4579,1	4344,2÷4900,5	588,7÷712,3	495,5÷1122,2	10,8÷25,0
<i>Итого кл. +0,5 мм без фр. -0,075 и -0,425+0,075 мм</i>	10326,8÷11782,5	9559,2÷10677,1	955,6÷1205,4	-264,8÷408,8	-2,4÷4,0
-0,425+0,075	1692,0÷2095,6	3480,4÷4572,0	326,8÷371,8	2115,2÷2847,8	125,0÷145,8
-0,075+0,0	7299,2÷7765,0	12016,0÷13511,1	1437,5÷1642,0	6251,3÷7419,5	83,3÷95,9

Как и суммарная невязка, невязка по «узким» фракциям также изменяется в широком диапазоне: по фр. +4,75 мм за четыре месяца невязка отрицательна и составляет от -60,9 до -42,5 % отн.; по фракциям (-4,75+1,18) и (-1,18+0,425) мм невязка положительна и изменяется в одном диапазоне: соответственно 9,2÷26,0 и 10,8÷25,0 % отн. Этот факт свидетельствует о переходе крупноволокнистой фракции в более мелкие фракции в результате механического воздействия на волокно в ходе технологического процесса. В сумме отрицательная невязка крупноволокнистой фракции +4,75 мм и положительные невязки двух более мелких фракций (-4,75+1,18) и (-1,18+0,425) мм – дают малую величину невязки – от (-2,4) до 4,0 % отн., которая не превышает рассчитанной величины допустимой невязки: $\Delta_{\text{доп}} = \pm 5,5$ % отн. Следовательно, высокая величина невязки по волокну кл. +0,5 мм обусловлена высокими положительными невязками коротковолокнистой (-0,425+0,075 мм) и тонкодисперсной (-0,075+0,0 мм) фракций, величины которых достигают соответственно 125,0 ÷ 145,8 и 83,3 ÷ 95,9 % отн. Высокие положительные невязки по фракциям (-0,425+0,075) и (-0,075+0,0) мм предопределены спецификой минерала хризотил-асбеста, способом обогащения и сложившимися методами контроля на асбестообогащительных фабриках.

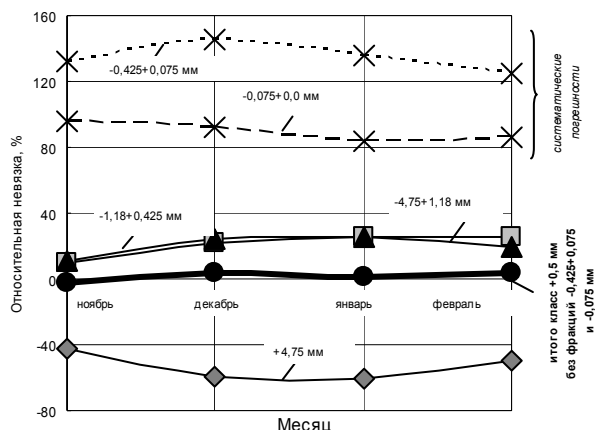


Рис. 2. Изменение величины невязки товарного баланса асбеста по «узким» фракциям

Выводы

1. В результате анализа изменения суммарной величины невязки по фракциям в волокне кл. +0,5 мм выделена зона крупности, где величина невязки приближается к 0.
2. Прямое измерение масс, массовой доли класса +0,5 мм в балансовых продуктах и исключение непосредственно из волокна балансовых продуктов фракций (-0,425+0,075) и (-0,075+0,0) мм позволило за четыре месяца составить натуральный товарный баланс асбеста без расчетного коэффициента с малой величиной относительной невязки – от (-2,4) до 4,0 %, не превышающей рассчитанной допустимой погрешности невязки $\Delta_{\text{доп}} = \pm 5,5$ %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. *Отраслевая инструкция* по определению, учету, экономической оценке и нормированию потерь асбеста при переработке руд хризотил-асбеста / ВНИИпроектасбест. Инв. № 3089. Концерн «Асбест». Асбест, 1989.
2. *Вопросы методики поисков, разведки и промышленной оценки месторождений хризотил-асбеста* (методические рекомендации). Свердловск, 1976.
3. *Козин В. З.* Опробование на обогатительных фабриках. М.: Недра, 1988. 208 с.
4. *Методика определения содержания хризотил-асбеста* / ОАО «НИИпроектасбест». Асбест, 2002.
5. *Асбест хризотилковый*. Метод определения фракционного состава на гидрокласификаторе типа Бауэр-Мак-Нетт / Межгосударственный совет по стандартизации, метрологии и сертификации. Минск, 1999.
6. *Методика определения фракционного состава асбеста на классификаторе пневматическом лабораторном ПК-2А* / ОАО «НИИпроектасбест». Асбест, 2001.

ОПЫТ ПЕРЕРАБОТКИ РУДЫ НА ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ ГОКА «КУБАКА»

РОМАНОВ А. П., КОЛОСАЙ Г. Б., ЕРМАКОВ Д. В., КАЗАНЦЕВ А. С.,
Омолонская золоторудная компания
ЧУЯНОВ Г. Г., КОЛТУНОВ А. В.,
Уральская государственная горно-геологическая академия



Рудник «Кубака» – одно из крупнейших золотодобывающих предприятий России.

Управление рудником осуществляет ОАО «Омолонская золоторудная компания», являющаяся собственностью канадской горнодобывающей компании «KINROSS GOLD».

Рудник находится в Северо-Эвенском районе Магаданской области, в 660 км к северо-востоку от г. Магадана. Доставка грузов от порта г. Магадана осуществляется только в зимнее время автотранспортом. Протяженность трассы составляет около 1000 км. Энергоснабжение рудника автономное, от дизельных электростанций мощностью 14 МВт. Снабжение свежей технологической водой осуществляется из артезианских скважин. Режим работы рудника – вахтовый.

Основной структурной единицей рудника является золотоизвлекательная фабрика (ЗИФ) с проектной производительностью 1750 тонн в сутки, принятой в эксплуатацию в 1997 году. В последующие годы, в результате проведения мероприятий по совершенствованию технологии переработки и организации производства производительность по исходному питанию была доведена до 2436 тонн в сутки, что на 28 % превысило проектную. Динамика роста суточной производительности ЗИФ по годам показана на рис. 1.

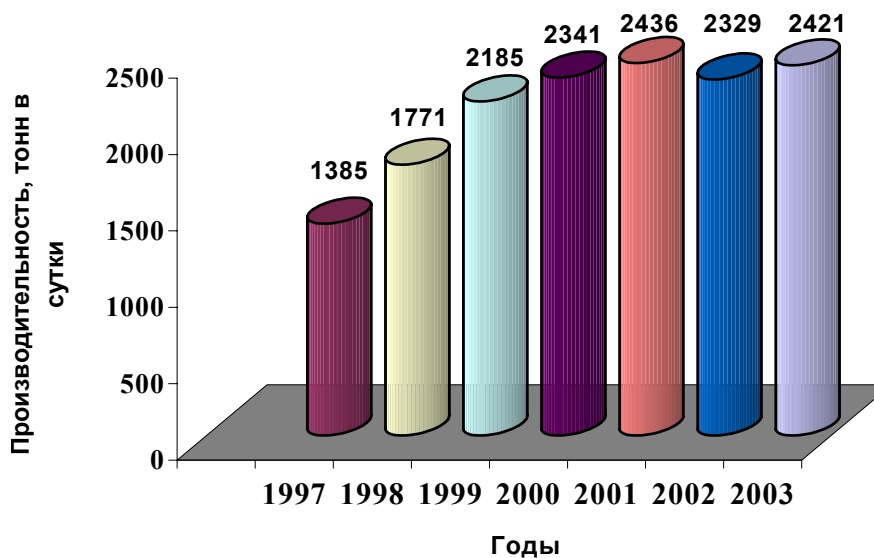


Рис. 1. Динамика роста суточной производительности ЗИФ

Кубакинское месторождение расположено в восточной части Южно-Омолонского рудного района, входящего в состав Омолонской металлогенической провинции. Общая площадь рудного поля около 30 км², площадь развития промышленного оруденения 4 км².

Промышленное оруденение расположено в трех ступенчато залегающих крутопадающих прожилково-жильных зонах – Северной, Центральной и Цокольной и относится к эндогенному близповерхностному типу месторождений золото-халцедон-кварцевой (золото-серебряной) формации.

Вещественный состав руд отличается своей простотой. Основными полезными компонентами являются золото и серебро, в среднем соотношении 1:1. Минералы золото-серебряного ряда представлены самородным золотом, электрумом, кюстелитом и самородным серебром. Обычно они встречаются в виде мелких вкрапленных выделений или гнездово-вкрапленных скоплений. Основная часть золота в рудах имеет крупность от 0,001 до 0,07 мм. Распределение золота в рудах равномерное. Доля трудноизвлекаемого золота, заключенного в кварце и алюмосиликатах, невелика и составляет 0,10 – 1,45 %.

Минералы серебра, имея большое разнообразие (акантит, фрейбергит, стефанит, пираргирит и др.), встречаются редко, массовая доля их в руде не превышает 10 % от доли рудных минералов. Доля трудноизвлекаемого серебра составляет 0,8 – 15,4 %.

Массовая доля цветных металлов (медь, цинк, свинец) и редких элементов крайне незначительна.

Вредные примеси (мышьяк, сурьма), которые могли бы осложнить технологию переработки, практически отсутствуют. Угlistое вещество (углерод органический), являющееся природным сорбентом, осложняющим процессы цианирования, присутствует в рудах в крайне рассредоточенном состоянии. Массовая доля серы в рудах составляет 0,06 - 0,17 % и подтверждает убогосульфидный тип руды.

Жильные минералы представлены кварцем, халцедоном, адуляром, гидрослюдой, серицитом и кальцитом.

Плотность руды в среднем по месторождению составляет 2,6 т/м³. Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова – 8 – 9, что позволяет отнести руды к крепким. Руды месторождения имеют низкую пористость и естественную влажность. По абразивности руды относятся к высокоабразивным.

Исследования обогатимости руды Кубакинского месторождения проводились по гравитационно-флотационной, флотационно-цианидной схемам и схеме прямого цианирования. В результате сравнения вариантов схем принята гидрометаллургическая схема переработки, включающая выщелачивание золота и серебра растворами цианистого натрия, получение насыщенных растворов по угольно-сорбционной технологии и последующее электролитическое выделение металлов из раствора. Конечным продуктом переработки является сплав Доре. Схема переработки руды на ЗИФ показана на рис. 2.

Исходная руда доставляется автосамосвалами из карьера на рудный склад фабрики, вместимостью 75000 м³, откуда фронтальным погрузчиком подается в приемный бункер щековой дробилки с размером приемного отверстия 1016x1219. На приемном бункере установлена колосниковая решетка с размером щели 600 мм для выделения негабарита.

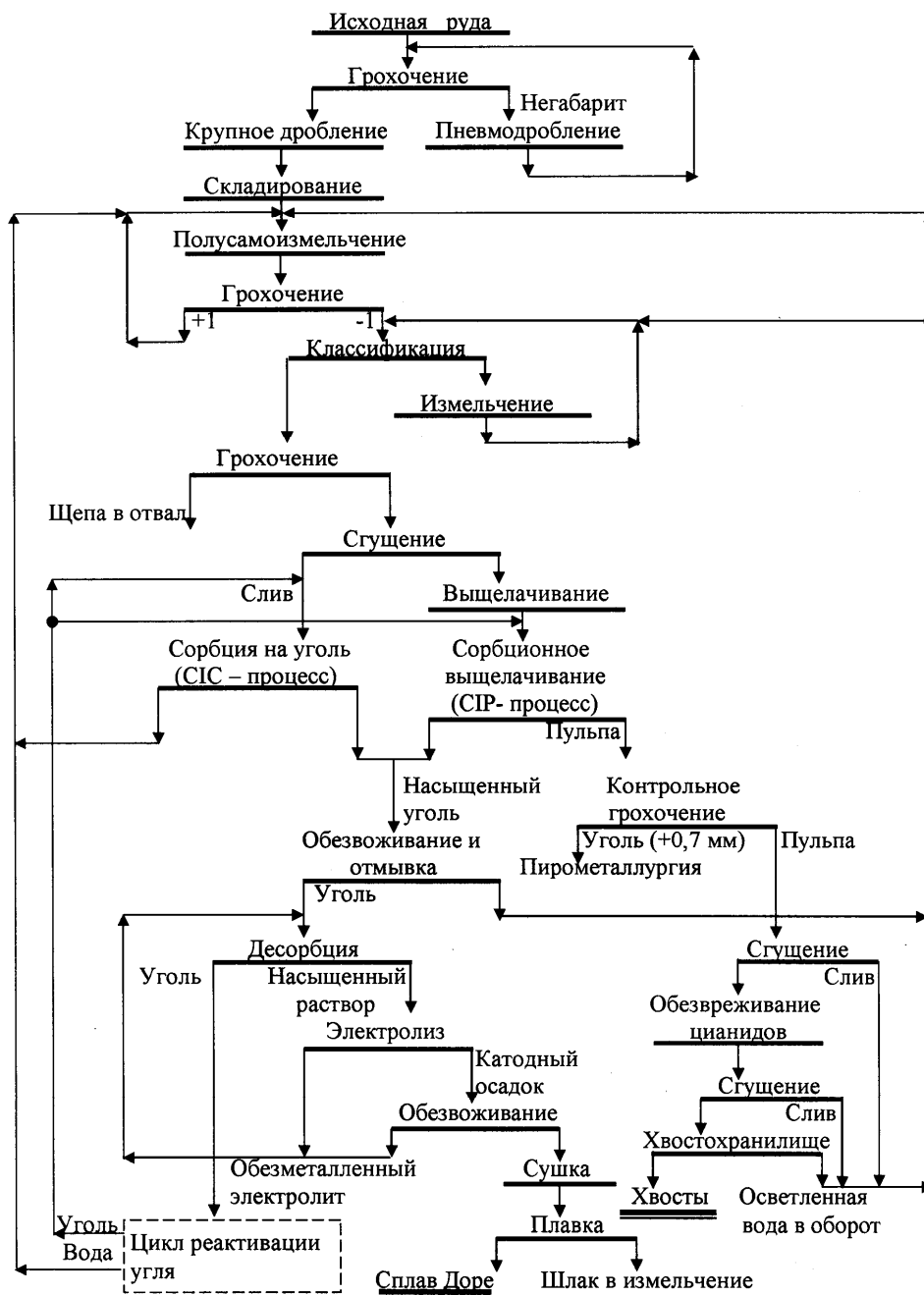


Рис. 2. Схема переработки руды на ЗИФ

Разгрузка дробилки крупностью 85 % класса минус 150-155 мм системой ленточных конвейеров направляется на склад крупнодробленой руды вместимостью 9000 м³. Тип склада – открытый, конусный. Со склада крупнодробленая руда ленточным конвейером подается на измельчение.

Схема измельчения двухстадиальная. В первой стадии установлена мельница мокрого полусамоизмельчения (МПСИ) размером 6100 × 2700 мм, работающая в замкнутом цикле с инерционным грохотом с размером отверстий просеивающей поверхности 1 мм, питание на который подается насосом. Надрешетный продукт грохота крупностью минус 30 + 1 мм возвращается на доизмельчение в мельницу МПСИ, подрешетный – во вторую стадию измельчения. Величина циркулирующей нагрузки мельницы МПСИ составляет около 50 %, степень заполнения мельницы стальными шарами диаметром 127 мм – 15 %, тип футеровки – резинометаллическая.

Для поддержания требуемого значения рН цианистых растворов (не менее 10,6) в мельницу МПСИ подается известь.

Во второй стадии измельчения установлена шаровая мельница с центральной разгрузкой размером 4100x5500 мм, работающая в замкнутом цикле с гидроциклонами диаметром 381 мм. Величина циркулирующей нагрузки мельницы второй стадии составляет 300 %, степень заполнения мельницы стальными шарами диаметром 50 мм – 30 %, тип футеровки – резиновая.

Слив гидроциклонов крупностью 85 % класса минус 0,074 мм через смесительную емкость поступает в радиальный высокоэффективный сгуститель диаметром 10,5 м. В смесительную емкость подается раствор цианида – это единственная точка подачи цианида натрия в технологический процесс.

По данным анализов в цикле измельчения растворяется около 75 % драгметаллов, содержащихся в руде. Слив сгустителя направляется в процесс «уголь в колонне» (СИС). Процесс протекает в пяти последовательно установленных колоннах объемом в противоточном режиме.

Сгущенный продукт подвергается выщелачиванию в последовательно установленных агитаторах объемом 800 м³, а затем поступает в процесс «уголь в пульпе» (СIP).

Насыщенный уголь из СИС и СIP-процессов направляется на десорбцию, а выщелоченная пульпа поступает в высокоэффективный сгуститель хвостов диаметром 10,5 м. Слив сгустителя хвостов и хвостовой раствор СИС-процесса объединяются и направляются в оборот, а сгущенный продукт с содержанием твердого 60-62 % поступает в контактный чан для обезвреживания цианидов.

Остаточная концентрация золота в оборотном растворе составляет менее 0,01 мг/л.

Десорбция насыщенного угля представляет собой автоклавный процесс Задра. Для восстановления свойств угля его подвергают кислотной промывке и регенерации в печи барабанного типа.

Насыщенный раствор десорбции направляется на электролиз. Катодный осадок фильтруется на фильтр-прессе, сушится и плавится в сплав Доре.

В результате переработки достигается извлечение золота 97 %, серебра 77 %.

Обезвреживание хвостов ЗИФ осуществляется метабисульфитом натрия в присутствии катализатора меди при интенсивной аэрации (метод Inco). Концентрация цианидов после обезвреживания в жидкой фазе пульпы составляет менее 0,1 мг/л, что соответствует нормам ПДК цианидов в воде хозяйственно-питьевого назначения. Обезвреженные хвосты поступают в сгуститель, куда добавляется флокулянт. Сгущенный продукт с массовой долей твердого 65-66 % через хвостовые выпуски подается в хвостохранилище, а слив поступает в систему оборотного водоснабжения.

Хвостохранилище косогорного типа, особенностью которого является наличие фильтрующей ограждающей дамбы. В промежутке между ограждающей и водоудерживающей дамбами расположен отстойный пруд, из которого осветленная вода насосами подается в промежуточную емкость объемом 700 м³, откуда самотеком поступает на фабрику в качестве оборотной воды.

На ЗИФ применен целый ряд оригинальных инженерных и технологических решений, обеспечивающих высокую эффективность переработки.

1. Для подачи дробленой руды на ленточный конвейер, питающий мельницу МПСИ, предусмотрено три загрузочных бункера, один из бункеров постоянно находится в резерве. Такое компоновочное решение позволяет в условиях Крайнего Севера обеспечить бесперебойную подачу руды на фабрику во время сильных холодов, когда пропускная способность бункеров снижается в результате намерзания на стенках и заивания материала. Кроме того, пластинчатые питатели оборудованы регулируемыми приводами, что позволяет управлять скоростью подачи руды. Такая схема позволяет гибко регулировать гранулометрический состав руды, подаваемой в переработку.

2. Для предотвращения перемерзания в зимнее время пульпопроводов, расположенных под открытым небом, на всем их протяжении осуществляется обогрев с помощью электрического кабеля специальной конструкции («спутника»), использование которого позволило проработать более 7 лет без аварий.

3. Использование высокопроизводительных сгустителей и высокоэффективных флокулянтов обеспечивает высокую удельную производительность и максимальную степень использования оборотной воды в технологическом процессе.

4. Замена стальной футеровки в мельнице МПСИ на резинометаллическую фирмы METSO позволила снизить продолжительность простоев на перефутеровку и увеличить время работы между остановками на 37,5 %.

5. Изменение реагентного режима операции десорбции позволило сократить расход цианида натрия на 30 %.

6. На ЗИФ осуществляется полный автоматизированный контроль параметров работы технологического оборудования, основанный на принципе программированного логического контроля (PLC), что позволяет оперативно управлять производством, технологическими параметрами и проводить анализ различных производственных ситуаций.

7. Использование перфорированных катодов специальной конструкции обеспечило повышение эффективности электролиза на 15 %.

8. Обогрев ЗИФ осуществляется за счет утилизации тепла, вырабатываемого дизель-генераторами, что позволяет экономить до 30 % тепловой энергии. В качестве теплового носителя используется этиленгликоль.

На фабрике достигнут высокий уровень организации труда за счет четкого распределения обязанностей, четкого указания перечня и норм времени выполнения тех или иных работ, тщательной подготовки к проведению ремонтных работ, отсутствия дефицита запасных частей, обусловленного великолепно отлаженной системой снабжения.

Все это позволило довести коэффициент использования оборудования на фабрике до 97 %. Динамика изменения коэффициента использования оборудования за весь период работы фабрики показана на рис. 3.

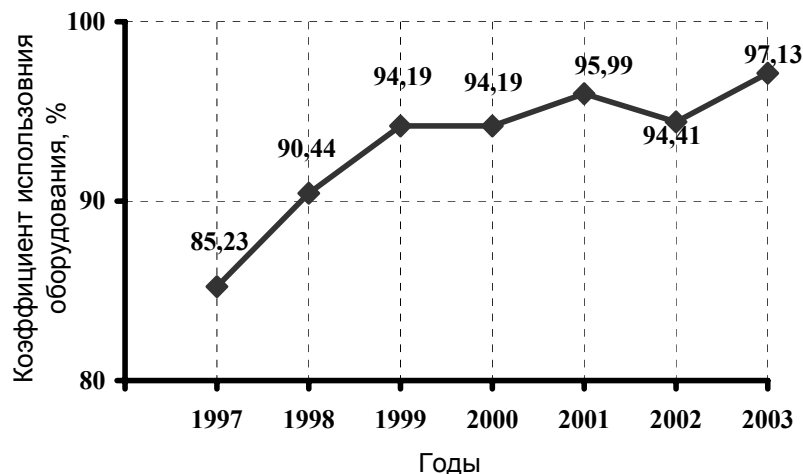


Рис. 3. Динамика изменения коэффициента использования оборудования

Таким образом, непрерывное совершенствование технологического процесса переработки золотосодержащей руды позволяет повысить производительность фабрики при одновременном снижении затрат на переработку руды.

ДВУМЕРНЫЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ И ФУНКЦИИ ПРИ ПОСТРОЕНИИ ПРИНЦИПИАЛЬНЫХ СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ*

ЦЫПИН Е. Ф., ОВЧИННИКОВА Т. Ю., РИХТЕР П. В., ЕНТАЛЬЦЕВ Е. В.,
Уральская государственная горно-геологическая академия

Оценить готовность сырья к разделению с выполнением той или иной технологической задачи можно на основе анализа раскрытия фаз (полезного компонента).

Для изучения закономерностей раскрытия используют идеальные модели той или иной степени сложности [1, 2]. Для условий моделей отслеживается связь между отношением крупности зерна подчиненной фазы и куска с долей свободных зерен подчиненной и преобладающей фаз при разном содержании фаз в материале.

Принципиальные закономерности имеют весьма условный характер, поскольку в моделях принимаются довольно жесткие ограничения о фиксированном размере зерен подчиненной фазы и их форме (реально форма зерен может быть очень причудливой, и зерно часто не может быть отнесено к типичным правильным простейшим телам, таким, как куб, шар, октаэдр и т. д.). В действительности зерна подчиненной фазы имеют вполне определенные, различные по характеру распределения по крупности ω (d_3), часто с широким диапазоном [3]. Помимо чрезмерной идеализации такой подход при построении схем имеет еще один серьезный

* Статья подготовлена при поддержке гранта Министерства образования Российской Федерации А03-3.17-437.

недостаток. Так, остается неясным соотношение долей сростков с разным содержанием фаз, а их количество на всех стадиях рудоподготовки и обогащения часто сопоставимо или превосходит число свободных зерен.

Следует отметить, что в обогащении для разнообразных видов сырья с присущими им типами минерализации могут решаться разные технологические задачи. Для их решения и для реализации различных методов разделения требуется разная степень раскрытия фаз, выражающаяся разным соотношением долей сростков с разным содержанием фаз, а не долей свободных зерен. В первых стадиях стадийных схем могут выделяться для последующей обработки промпродукты, черновые концентраты или конечные продукты. В отдельных случаях скрытая минерализация подчиненной фазы, вызванная ограничениями требований последующей технологии (кварцевая крупка), неизбежно остается и полное раскрытие не достигается. Полное раскрытие часто недостижимо из экономических соображений или из-за столь малого размера зерен одной из фаз, что стремление к полному раскрытию переводит частицы материала за пределы глубины обогащения методов и процессов разделения (переизмельчение). Наконец, существуют сложные виды минерализации, когда внутри зерен подчиненной фазы размещены более мелкие зерна преобладающей фазы.

При обосновании, построении и расчете принципиальных схем обогащения нужна иная оценка раскрытия, нежели число свободных зерен, характеризующая весь спектр сростков от самых бедных до самых богатых. Для этих целей целесообразно использование покускового распределения содержания компонента. Такие распределения пригодны как для качественного анализа, так и для количественных расчетов. Распределения могут быть получены для крупных классов путем покускового изучения свойств и содержаний, а для мелких – с использованием анализатора «Видео-Мастер» [4]. Распределения, получаемые по отдельным классам крупности, могут использоваться как в двумерном виде, так и в виде усредненных по всему диапазону крупности распределений.

На рис. 1 показаны усредненные покусковые распределения, по ним можно судить о степени раскрытия, количественном соотношении сростков с разными содержаниями, принимать решения о целесообразности решения тех или иных технологических задач, вести количественные расчеты потенциальных показателей разделения.

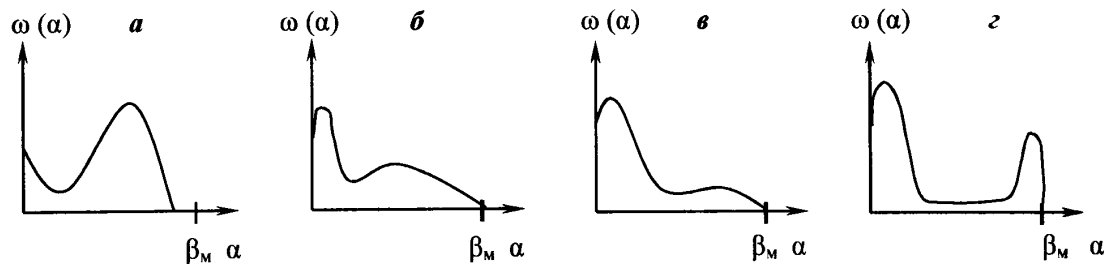


Рис. 1. Усредненные с учетом распределения по классам крупности покусковые плотности распределения содержания, соответствующие различной степени раскрытия:

- a* – минимальное с преобладанием сростков с содержанием, близким к среднему; *b* – среднее со сростками широкого диапазона содержаний; *v* – среднее с появлением богатых сростков (полезный компонент – подчиненная фаза); *z* – значительное с преобладанием бедных и богатых сростков; β_m – содержание компонента в минерале (здесь – в подчиненной фазе)

Так, в случаях, подобных *a*, возможно выделение отвальных хвостов. В случае *b* расширяется диапазон покусковых содержаний сростков, то есть сырье более раскрыто, чем в случае *a*, возможно решение той же технологической задачи. Случай *v* соответствует еще большему раскрытию, технологически возможно как выделение отвальных хвостов, так и богатого промпродукта (чернового концентрата). Наибольшему раскрытию соответствует случай *z* – возможно выделение отвальных хвостов, качественного концентрата и, при необходимости, небольшое количество промпродукта.

Более информативную картину раскрытия и потому большую мотивацию при построении принципиальной схемы можно получить по двумерным распределениям $\omega(\alpha, d)$. $\omega(\alpha, d)$ – это функция фракционного состава с признаками разделения α и d .

Причем целесообразно эту меняющуюся картину отслеживать по продуктам стадий обогащения и последовательно принимать решения о введении тех или иных технологических операций. На гипотетическом примере рассмотрены варианты изменений двумерных плотностей $\omega(\alpha, d)$ по продуктам (рис. 3) сравниваемых схем (рис. 2).

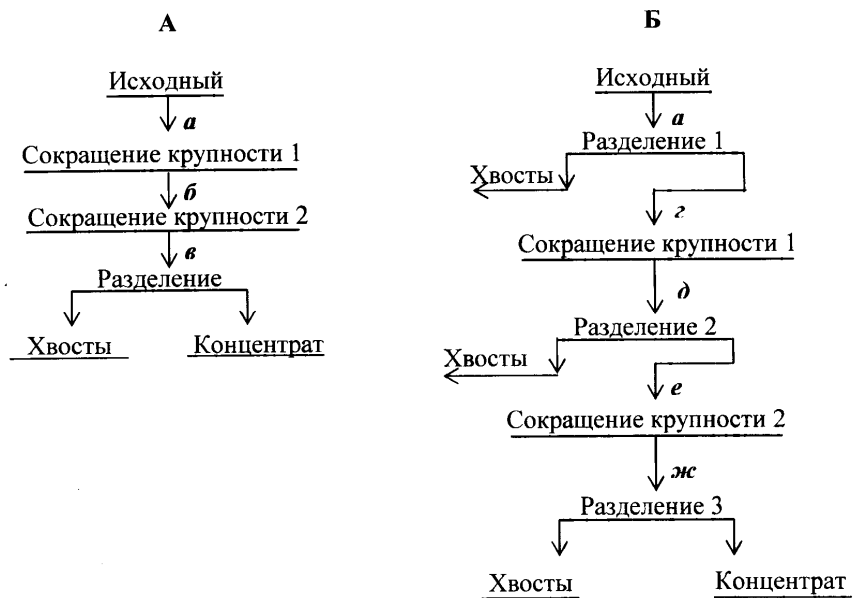


Рис. 2. Примеры одностадиальной (А) и трехстадиальной (Б) схем обогащения

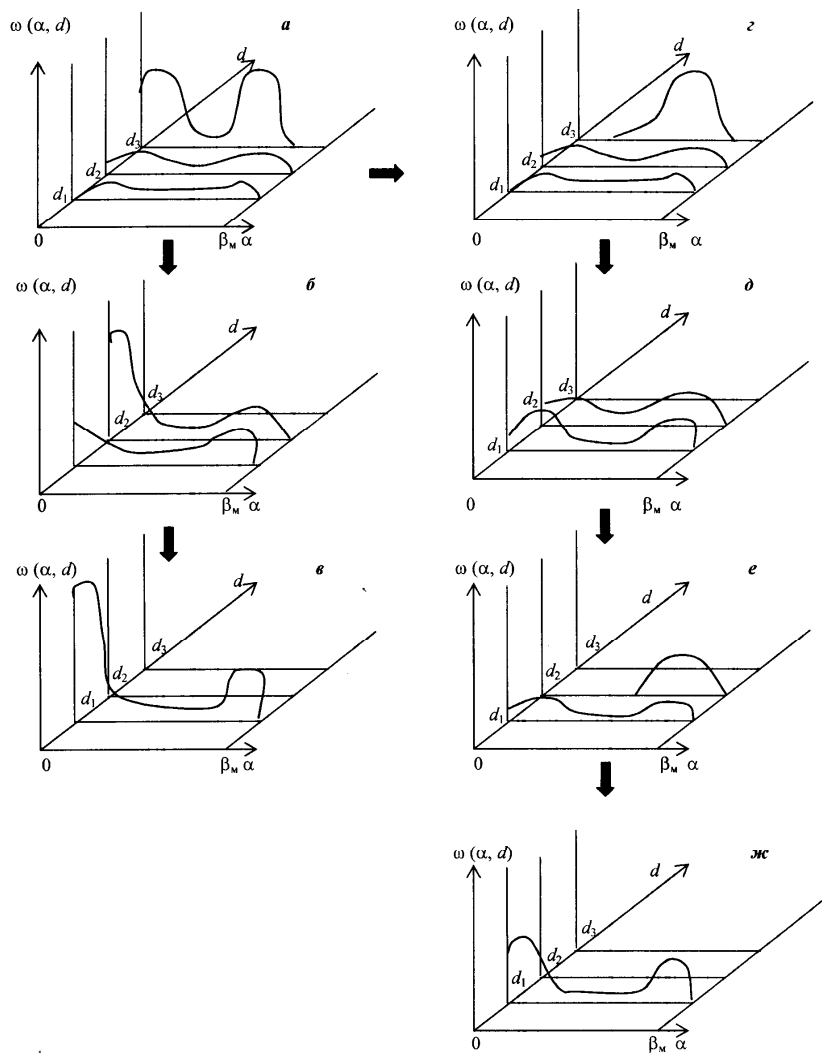


Рис. 3. Изменения фракционного состава в продуктах схем обогащения, показанных на рис. 2

При одностадийной схеме обогащения функция $\omega(\alpha, d)$ претерпевает изменения за счет сужения диапазона крупности частиц в результате операции сокращения крупности (последовательно исчезают фрагменты распределений в крупных классах с перераспределением доли сростков разных содержаний в мелких).

В трехстадийной схеме обогащения чередуются операции разделения (результаты разделения – выделение хвостов – случаи z и e) и сокращения крупности (результаты сокращения крупности – случаи d и $жс$).

Преобразование фракционного состава в разделительных операциях технологических схем осуществляется с использованием сепарационных характеристик аппаратов и процессов, что позволяет повысить точность прогнозных расчетов [5]. Следует заметить, что одним из аргументов сепарационной характеристики может быть α (физические признаки ξ коррелированы с α , и их связь часто может быть принята линейной, тогда аргументы α и ξ легко взаимозаменяемы в сепарационной характеристике). Во многих случаях необходим дополнительный аргумент – d .

Это имеет смысл, поскольку разделение в схемах обогащения ведется как по признакам разделения, связанным с содержанием, так и по признаку в случае неселективного раскрытия компонентов, не связанному с содержанием, – крупностью.

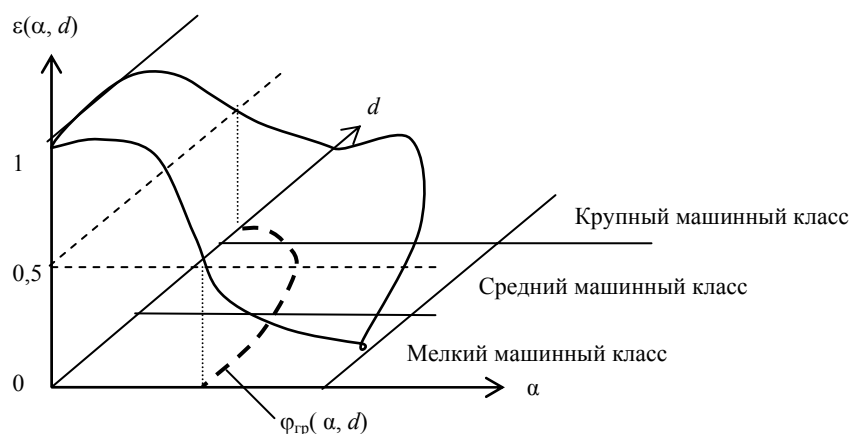


Рис. 4. Сепарационная характеристика процесса, требующего для эффективного разделения минералов деления на машинные классы. Процесс характеризуется следующими признаками разделения: α (или коррелированное с α физическое свойство) и d

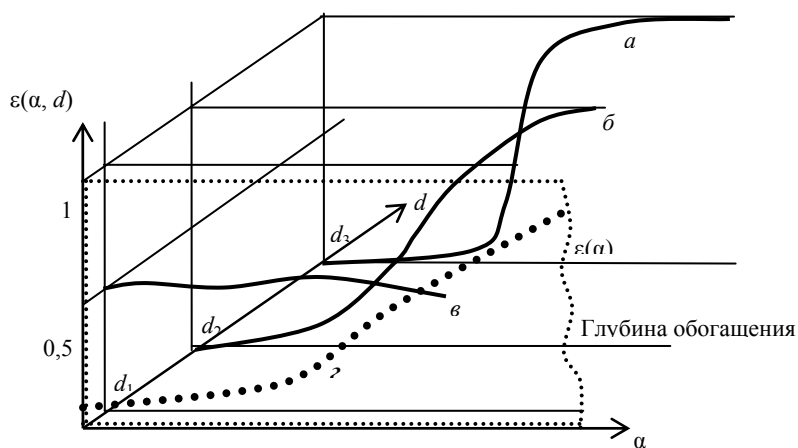


Рис. 5. Сепарационная характеристика процесса разделения в широком диапазоне крупности: $a - d_3$ – соответствует номинальной крупности процесса; $b - d_2$ – крупность, соответствующая глубине обогащения (эффективность разделения невелика); $\varepsilon - d_1$ – крупность, меньшая глубины обогащения (разделение при этой крупности абсолютно неэффективно); z – суммарная сепарационная характеристика по крупности

Кроме того, для многих процессов вероятность перехода частиц определенных фракций в различные продукты зависит не только от некоего физического свойства, но и от крупности (большинство гравитационных процессов – яркий тому пример), что приводит к необходимости описания процесса разделения двумер-

ными сепарационными характеристиками (рис. 4). Таким процессам и сепарационным характеристикам присуща сложная граница разделения $\varphi_{гр}(\alpha, d)$, которая технологически реализуема путем разбиения материала по крупности на машинные классы (грохочением или классификацией) с отдельным обогащением каждого. Введение в качестве аргумента в сепарационную характеристику d необходимо и для учета мелких и тонких классов, находящихся за границей разделения или в приграничной области допустимой глубины обогащения.

Это демонстрируется рис. 5.

Если провести интегрирование сепарационной характеристики по d во всем диапазоне, можно убедиться, что из-за нечувствительности процесса в области мелких и тонких классов и неудаления их операциями грохочения или классификации итоговая характеристика может существенно ухудшиться в сравнении с характеристикой для номинальной крупности процесса.

Таким образом, поэтапный пооперационный анализ двумерных плотностей распределения и сепарационных характеристик процессов по α и d позволяет проводить количественные расчеты показателей обогащения по формулам и выполнять обоснование принципиальной схемы обогащения:

$$\begin{aligned} \psi_{\Pi}(\bar{b}, d) &= \epsilon_{\Pi}(\bar{b}, d) \cdot \psi_{\Pi}(\bar{b}, d); \\ \Gamma_{\Pi} &= \int_0^{d_{\max}} \int_0^{B_M} \psi_{\Pi}(\bar{b}, d) d\bar{b} dd; \\ B_{\Pi} &= (\Gamma_{\Pi})^{-1} \int_0^{d_{\max}} \int_0^{B_M} \bar{b} \psi_{\Pi}(\bar{b}, d) d\bar{b} dd, \end{aligned}$$

где Π и \bar{b} – индексы соответственно для продукта обогащения и исходного сырья.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Годен А. М. Основы обогащения полезных ископаемых. Пер. с англ. М.: ГНТИ литературы по черной и цветной металлургии, 1946. 535 с.
2. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. Моделирование, оптимизация, проектирование и управление. Пер. с англ. М.: Недра, 1981. 343 с.
3. Цытин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю. Изучение закономерностей раскрытия магнетитовой руды Гусевгорского месторождения в продуктах схемы обогащения // Изв. УГГА. Вып. 16. Серия: Горная электромеханика. Екатеринбург, 2003. С. 91-97.
4. Башлыкова Т. В., Амосов Г. А., Пахомова Г. А., Макавецкас А. Р. Извлечение золота из нетрадиционного сырья – медистых глин Урала // Научные основы и прогрессивные технологии переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья благородных металлов (Плаксинские чтения): Труды международного совещания. Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2001. 156 с.
5. Тихонов О. Н. Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1984. 208 с.

СОРТИРОВКА И СЕПАРАЦИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «КОКПАТАС»

НОВИКОВ В. В., ЕРЕМИН А. М., РУДНЕВ С. В., ФЕДЯНИН С. Н., МАЗУРКЕВИЧ П. А.,
Навоийский ГМК (Узбекистан), ЗАО «ИНТЕГРА» (Россия)

Основу минерально-сырьевой базы золотодобывающего производства НГМК составляют запасы более 20 золоторудных месторождений Западного Узбекистана. Одно из них, месторождение «Кокпатас», входит в состав Учкудукского золотоизвлекательного комплекса. Его образуют в совокупности 21 участок, которые приурочены к полосе пород Карашахской свиты, обрамляющих ядро Кокпатаасской антиклинали. Рудные залежи локализуются в линейных зонах кварц-серицит-карбонатных метасоматитов и представлены зонами сульфидно-мышьяковистой минерализации. Главными золоторудными ассоциациями являются пирит-арсенопиритовая, с коллоидно-дисперсным золотом, сингенетичным с сульфидами, и кварц-доломит-золото-арсенопиритовая с субдисперсным и микроскопически видимым самородным золотом пылевидного класса.

Практика эксплуатационной разведки и горных работ на месторождении «Кокпатас» показала прерывистость и весьма неравномерное распределение золотого оруденения, отсутствие визуальных границ рудных тел, наличие значительного количества участков некондиционных руд и пустой породы внутри сортовых контуров балансовых руд, сложную конфигурацию геологических контуров. Эти факторы ограничивают возможности селективной выемки пород и руд с помощью высокопроизводительного горного оборудования

и приводят к существенному снижению валового содержания золота в добытой горнорудной массе. Наряду с этим, изучение особенностей геологического строения месторождения «Кокпатас» и технологии горно-эксплуатационных работ позволили сделать вывод о том, что имеются реальные предпосылки и принципиальные возможности для проведения избирательной и более производительной сортировки руды, чем селективная добыча по сортовым планам.

Наличие в сульфидных рудах тесной парагенетической связи золота с сульфидами (пиритом и арсенопиритом) предопределило выбор для реализации рудосортировки рентгенорадиометрического метода с использованием при этом программно-реализуемого разделительного признака, рассчитываемого на основе характерных особенностей спектра вторичного рентгеновского излучения.

Крупнопорционная (по автосамосвалам) сортировка используется для разделения продуктов добычи на технологические классы руд и некондиционную по содержанию золота массу.

В результате крупнопорционной сортировки, за счет разделения горнорудной массы в пределах выемочных контуров балансовых руд на технологические сорта по содержанию золота, его содержание в обогащенном продукте может быть увеличено на 20-25 % относительно исходного. Сортировка массы добычи из блоков некондиционных руд позволяет выделять дополнительно порядка 15 % обогащенного продукта, пригодного для рентабельной переработки. Выполненные технико-экономические расчеты показали, что промышленное внедрение крупнопорционной сортировки характеризуется высокой экономической эффективностью и значительно повышает рентабельность предприятия. В настоящее время на месторождении введена в опытно-промышленную эксплуатацию рудоконтрольная станция производительностью 7 млн т/год по исходной руде.

В дополнение к этому изучена возможность предварительного обогащения сульфидных руд месторождения «Кокпатас» методами покусковой рентгенорадиометрической сепарации и установлено, что технологические свойства руд месторождения благоприятны для эффективного их обогащения таким способом. Разработанной комбинированной технологической схемой обогащения (посамосвальной сортировкой, а затем покусковой сепарацией руд) достигается выход отвальных хвостов до 70 %. При этом содержание золота в обогащенном продукте увеличивается в 1,5-1,6 раза.

Руды месторождения «Кокпатас» перерабатываются на ГМЗ-3 по технологической схеме, ориентированной на окисленные золотосодержащие руды. В ближайшей перспективе планируется ввод в эксплуатацию второй очереди ГМЗ-3 для переработки сульфидно-мышьяковистых (упорных) руд по биооксидной технологии.

Окисленные руды составляют 35 % от суммарных подсчитанных запасов и развиты на всех участках месторождения до глубины 10-40 м от дневной поверхности, реже 50-60 м. В настоящее время именно они являются основным продуктом добычи. Попутно в приконтурных зонах окисленных руд извлекаются смешанные (переходные от окисленных к упорным) и сульфидные руды. Смешение этих технологических типов руд в процессе добычи и складирования отрицательно влияет на эффективность последующего извлечения золота из руд в условиях заводского передела. Поэтому разделение руд на окисленные и сульфидные является актуальной задачей рудоподготовки, которая получила название «технологическая селекция».

В качестве признака разделения руд по уровню окисления используются их цветовые характеристики. Неизменным, упорным рудам соответствуют темные, зеленовато-серые тона, переходным – светлые, белые тона, а окисленным – цветовая гамма пород от желтовато-бурой до вишневой.

Технологическая селекция руд производится методом фотометрической сепарации на Опытном-промышленном рудосепарационном комплексе (ОПРСК), производительность которого по исходной руде равна 1200 тыс. тонн в год.

В процессе технологических испытаний получены следующие результаты фотометрической сепарации смешанных золотосодержащих руд месторождения «Кокпатас».

1. При фотометрической сепарации рядовых смешанных руд выход окисленного продукта составил 57,4 %, сульфидного – 42,6 %.

2. Извлечение золота из окисленного продукта увеличилось в 1,14 раза, а из сульфидного составило 0,68, в сравнении с исходной рудой.

3. Содержание золота в окисленном продукте увеличилось в 1,20 раза, а в сульфидном составило 0,73 отн. ед., в сравнении с исходной рудой.

СОРТИРОВКА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СЕЛЕКЦИЯ РУД МУРУНТАУ

КУСТОВ А. М., ИНОЗЕМЦЕВ С. Б., КАНЦЕЛЬ А. В., МАЗУРКЕВИЧ П. А.,
Навоийский ГМК (Узбекистан), ЗАО «ИНТЕГРА» (Россия)

Большинство месторождений золота Республики Узбекистан, вовлеченных в промышленную отработку, расположено в Центральном-Кызылкумском регионе, который является территорией деятельности Навоийского горно-металлургического комбината. Ведущую роль по выпуску золота в этом регионе играет Заравшанский золотоизвлекательный комплекс, который на сегодня считается вторым по величине (после предприятия «Грасберг» в Индонезии) среди мировых лидеров по добыче золота. Главной сырьевой базой этого комплекса является месторождение «Мурунтау», промышленное освоение которого было начато в 1967 году.

За период 37-летней разработки этого месторождения сформирован карьер размером в плане 2,5 × 3,5 км, глубиной 460 м. Разработан план перспективного его развития до глубины 900-1000 м. На базе этого карьера создан рудник «Мурунтау», оснащенный современным горным оборудованием, мощной горной техникой, большегрузным автотранспортом и высокопроизводительными конвейерными линиями.

Управление горными работами, в том числе и селективная добыча по сортовым планам с разделением транспортных грузопотоков на технологические сорта по содержанию золота, осуществляется с использованием уникальных компьютерных технологий и космической навигационной системы (GPS).

Специалистам НГМК и ЗАО «ИНТЕГРА» удалось решить проблему технологической селекции бедной по содержанию золота минерализованной массы текущей добычи, складываемой в резерв, с целью увеличения поставок сырья на перерабатывающие заводы комбината и улучшения технологических показателей руды, определяющих эффективность извлечения золота в условиях заводского передела.

Решение этой технологической задачи является новым направлением в повышении рентабельности горнорудного производства и в конкретном случае сводится к удалению из рудной массы части материала, которая пассивирует (нейтрализует и сорбирует) активные радикалы технологических растворов. Как правило, эта часть является к тому же обедненной по золоту, или оно находится в трудно извлекаемой форме (упорные руды). На Мурунтау это углисто-глинистые и графитизированные сланцы (породы черносланцевой формации или черные сланцы).

Поскольку одним из наиболее явных отличий в физических свойствах черных сланцев и основной массы руды являются цветовые характеристики, то в качестве перспективного метода технологической селекции руд рассматривается фотометрия, а различительным признаком может служить спектр отраженного света.

Испытаниями по фотометрической сепарации, проведенными по 15 коллекциям (по 200 кусков класса крупности -75+50мм), составленным по технологическим пробам, отобраным с разных участков карьера «Мурунтау», доказана зависимость сортности руд по содержанию золота и его извлечения методом прямого цианирования от минерального состава породной матрицы. При этом установлено, что благодаря фотометрической селекции минерализованной массы и забалансовых руд достигается перераспределение в продуктах сортировки соотношения литологических типов породной матрицы в сторону улучшения технологического качества руд. Упорные литологические типы отбраковываются в хвосты и составляют 92,6 % от их итоговой массы, а благоприятные для цианирования (технологичные) – накапливаются в концентрате, соответствующем по содержанию золота в товарной руде.

Опуская нюансы исследований по технологической селекции руд Мурунтау, следует отметить, что на настоящий момент технологическую селекцию по методике ЗАО «ИНТЕГРА» удалось адаптировать к вещественному составу породной матрицы руд Мурунтау, а именно:

1. Найти классификационные критерии, позволяющие проводить технологическую селекцию различных сортов руд и минерализованной массы с выделением отвального продукта, промпродукта и обогащенного продукта. При этом полученные продукты различаются не только по содержанию золота, но и по минеральному составу. Так, в отвальном продукте концентрируются породы черносланцевой формации, пассиваторы процессов извлечения золота, а различия литологического состава промпродукта и обогащенного продукта позволяют рассматривать их как различные (по схемам подготовки и переработки) технологические типы руд.

2. Провести технологические испытания и разработать технологический регламент, определяющий основные показатели технологической схемы процесса технологической селекции.

3. Провести предварительные технико-экономические расчеты Проекта использования данной технологии в практике предприятия.

Согласно этим расчетам, получена положительная оценка применения технологии ЗАО «ИНТЕГРА» и проведено предварительное обоснование концепции развития предприятия и роста его производительности

на базе строительства рудосепарационного комплекса (РСК) для последовательной переработки на нем балансовой руды, спецпороды, минерализованной массы текущей добычи и заскладированной на бортах карьера. При этом ожидается увеличение выпуска золота в товарной продукции. Инвестиции на строительство РСК, как показывают расчеты, окупятся в течение трех-четырёх лет.

В заключение отметим, что на основе полученных результатов научно-исследовательских работ и их технико-экономической оценки стало возможным уже в настоящее время перейти к полномасштабным технологическим испытаниям с целью получения более достоверных исходных данных для разработки ТЭО строительства РСК на Мурунтау.

ОБОГАЩЕНИЕ УБОГИХ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД СПОСОБОМ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ

ИНОЗЕМЦЕВ С. Б., РУДНЕВ С. В., ПОТАПОВ В. А., НЕРУЩЕНКО Е. В., МАЗУРКЕВИЧ П. А.,
Навоийский ГМК, INTEGRA GROUP Ltd.

В Республике Узбекистан, на горнорудных объектах, в процессе длительной эксплуатации месторождений полиметаллических руд сформировались отвалы (склады), на которых накоплены значительные объемы горнорудной массы, содержащей руды цветных металлов. Однако валовое содержание полезных компонентов в них недостаточное для того, чтобы вовлечь их в промышленную переработку на металлургических заводах Республики. Вместе с тем анализ вещественного состава убогих полиметаллических руд показывает, что рудная минерализация распределена в них крайне неравномерно. Это благоприятствует их обогащению традиционными способами и с помощью новых технологий, к числу которых относится рентгенорадиометрическая сепарация руд, освоенная специалистами НГМК, как способ обогащения золотосодержащих руд.

В этой связи Кабинетом Министров РУз поручено, а НГМК проведены комплексные исследования и укрупненные испытания по обогащению свинцово-цинковых руд месторождения «Учкулач» рентгенорадиометрическим методом покусковой сортировки (сепарации) по технологии, разработанной компанией «INTEGRA GROUP».

Результаты проведенных испытаний позволили сделать ряд выводов, важных для решения стратегических задач вовлечения в отработку так называемых техногенных месторождений, т. е. горнорудной массы, заскладированной в отвалах, затраты на добычу которой уже учтены в затратах горных работ, выполненных ранее.

Так, в отвалах рудника «Учкулач» среднее содержание свинца равно 0,43 %, а цинка 0,58 %. Плановый выход обогащенного продукта ожидается на уровне 15,0 %, хвостов – 85,0 %. Содержание свинца в концентрате составит 1,4 %, цинка – 1,8 %, а в хвостах – на уровне хвостов флотации. Это позволит направить с отвалов рудника «Учкулач» на обогатительную фабрику Алмалыкского комбината порядка 3 млн тонн обогащенной руды и получить из нее 42 тыс. тонн свинца и 54 тыс. тонн цинка.

Рентгенорадиометрическим обогащением руд текущей добычи достигается улучшение их качества и перевод горного производства из убыточного в рентабельное, так как сепарацией руд повышается содержание в концентрате свинца с 1,5-1,8 до 3,0 %, а цинка с 1,6-1,9 до 3,1 %. Выход обогащенного продукта ожидается на уровне 45-50 % с извлечением из него 90 % свинца и цинка, а содержание полезных компонентов в хвостах обогащения будет соответствовать их содержанию в хвостах флотации.

Полученные результаты послужили достаточным обоснованием для принятия решения о разработке ТЭО строительства рудосепарационного комплекса, предназначенного для обогащения свинцово-цинковых руд месторождения «Учкулач», и рудоконтрольной станции, предназначенной для предварительной крупнопорционной сортировки исходной горнорудной массы, с целью снижения объемов ее поступления на рудоподготовку и сепарацию.

ДОБЫЧА УРАНА СПОСОБОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

ТОЛСТОВ Е. А., ПЕРШИН М. Е.,
Навоийский ГМК

Началом работ по освоению способа подземного выщелачивания (ПВ) в НГМК следует считать 1960 год. Переход на подземное выщелачивание потребовал проведения комплекса научных исследований, направленных на изучение материалоемкости, снижение негативного воздействия на окружающую среду и повышение интенсивности процесса. Технологическая схема ПВ состоит из следующих стадий.

1. Горно-подготовительные работы (ГПР). Они включают бурение и сооружение технологических скважин на полигонах ПВ и их обвязку в единую систему. Затраты на ГПР достигают 40 % в структуре себестоимости добытого урана и определяются выбранной плотностью сети технологических скважин и продолжительностью их эксплуатации.

2. Эксплуатация участков ПВ. На этой стадии сначала производится подготовка руд к извлечению воздействием на них активных растворов с целью перевода урана из связанных минеральных форм в подвижную (ионную) форму, а затем извлечение продуктивных растворов. Для закисления руд, в зависимости от вещественного состава пород, включающих уранорудную минерализацию, используются различные реагенты и схемы выщелачивания – сернокислотная, бикарбонатная, мини-реагентная.

Сернокислотная схема ПВ эффективно используется в бескарбонатных рудах с содержанием CO_2 до 0,5 %. Положительным фактором этой схемы является высокая кинетика процессов выщелачивания, но при этом возникает кольтматация продуктивных пластов, коррозия технологического оборудования и обсадки скважин агрессивными сернокислотными растворами, резко повышается общая минерализация пластовых вод.

Бикарбонатно-кислотная схема применяется при содержании CO_2 в рудовмещающих отложениях более 2 %. Технология основана на переводе карбонатов из твердого состояния в раствор в виде бикарбоната при подкислении рабочих растворов до значений $\text{pH}=2\div 2,5$ и насыщении их кислородом воздуха. Кинетика процесса выщелачивания в этом случае несколько ниже, но и негативные процессы начинают проявляться лишь на заключительных стадиях отработки руд.

Мини-реагентная схема используется при содержании CO_2 в рудах от 0,5 до 2,0 % и напорном режиме пластовых вод в контурах объекта отработки. Данная схема реализуется в два этапа. Сначала осуществляется предварительное окисление рудной минерализации путем нагнетания сжатого воздуха в рудный пласт и отжатия таким образом пластовых вод за контуры эксплуатационного блока, затем выщелачивание урана слабыми растворами, насыщенными кислородом воздуха.

Преимущества мини-реагентной технологии характеризуются следующим:

1. Отсутствие химической кольтматации обеспечивает стабильную работу технологических скважин в течение длительного периода времени без ремонтно-восстановительных работ, что позволяет достичь коэффициента их использования до 0,95.
2. За счет создания интенсивной гидродинамики при разрежении плотности сети скважин сокращаются объемы и сроки ГПР.
3. Расходы реагентов на добычу и энергоемкость производства минимальные.
4. Техногенные изменения рудовмещающих отложений и пластовых вод сведены к минимуму.

Подземное выщелачивание, по сравнению с традиционными способами его добычи, имеет ряд преимуществ, к числу которых относятся:

- низкие капитальные и эксплуатационные затраты;
- быстрый возврат капитальных вложений;
- сокращение сроков ввода предприятий в эксплуатацию;
- низкая энергоемкость производства и малая потребность в оборудовании;
- меньшее воздействие радиации на персонал и окружающую среду;
- резкое сокращение потребности в объектах утилизации оборудования и отходов производства;
- возможность расширения минерально-сырьевой базы за счет рентабельной отработки низкосортных и глубоко залегающих (до 500 м) руд.

Горно-геологические условия, осложняющие ведение горных работ открытым и шахтным способами (высокая обводненность, залежание руд в рыхлых осадочных отложениях), благоприятствуют проведению добычи способом ПВ. В этой связи в настоящее время вся добыча урана в НГМК производится способом ПВ через системы технологических скважин, сооружаемых с поверхности.

Проводимая НГМК в Центральных Кызылкумах добыча урана способом подземного выщелачивания (ПВ) изначально ориентирована на отработку руд в водоносных горизонтах с высокой минерализацией пластовых вод, непригодных для хозяйственных нужд. Все проекты на строительство рудников ПВ проходят

тщательную многоплановую экспертизу, в том числе и экологическую, которой определяются и утверждаются мероприятия, ограничивающие вредное воздействие на окружающую среду и предусматривающие рекультивацию земель и недр, по завершению добычных работ.

Таким образом, применение технологии ПВ для отработки урановых месторождений в рыхлых, механически слабоустойчивых осадочных породах позволило значительно расширить минерально-сырьевую базу уранового производства НГМК, за счет вовлечения в эксплуатацию месторождений на больших глубинах с низким содержанием урана, отработка которых горным способом нерентабельна.

КОНЦЕПЦИЯ ФОРМИРОВАНИЯ, ЭКСПЛУАТАЦИИ И РЕКУЛЬТИВАЦИИ КРУПНОМАСШТАБНЫХ МНОГОЯРУСНЫХ ШТАБЕЛЕЙ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТА В АРИДНОМ КЛИМАТЕ

ТОЛСТОВ Д. Е.,
СП «Зарафшан-Ньюмонт»

В мировой практике производства золота и серебра способом кучного выщелачивания доказано, что данный способ эффективно используется в любых климатических условиях, начиная от холодного Заполярья, включая высокогорье Южной Америки, засушливую жаркую Сахару Африки и заканчивая теплыми влажными тропиками Индостана.

В этой связи кучное выщелачивание технологически разделяется на процесс с положительным водным балансом, когда количество естественных осадков превышает испарение, и с отрицательным водным балансом, когда для поддержания процесса необходимо привнесение в систему дополнительного объема воды.

В условиях аридного климата Центральных Кызылкумов кучное выщелачивание золота, проводимое на СП «Зарафшан-Ньюмонт», является процессом с отрицательным водным балансом. С учетом этого проведены исследования эффективности извлечения золота, в зависимости от количества руды, уложенной в штабель, находящийся под активным выщелачиванием орошением.

Установлено, что с увеличением числа ярусов и их высоты коэффициент фильтрации и влажность руд закономерно снижаются сверху вниз. Это позволило выработать систему подсчета количества золота, находящегося в растворе, в зависимости от его концентрации в исходной руде, орошающем и продуктивном растворах.

Разработана методика расчета фактического количества золота в растворе в любой момент времени и определения рациональной средней мощности штабеля.

Сформулирована следующая концепция: *средняя мощность многоярусного штабеля не должна превышать величины, при которой количество извлекаемого золота, уложенного в штабель за время прохождения раствора, будет больше количества золота, сосредоточенного в поровых растворах внутри штабеля.*

Применение данной концепции позволяет управлять технологическими процессами по формированию штабеля и собственно кучному выщелачиванию. Для достижения максимального извлечения золота по наибольшему объему штабеля предложено ступенчатое формирование штабеля с поэтапным (на трех уровнях) достижением максимальной его высоты. Доказывается технико-экономическая целесообразность такого подхода к формированию штабеля и рекомендуется его применение на аналогичных предприятиях, действующих в условиях аридного климата.

РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКАЯ РУДОПОДГОТОВКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «КОКПАТАС»

НОВИКОВ В. В., ПРОНИН Н. И., ЕРЕМИН А. М.,
Навоийский ГМК

На золоторудном месторождении «Кокпатас» в процессе изучения вещественного состава руд доказано, что руды относятся к золотосульфидной формации и более чем в половине извлекаемого объема горнорудной массы содержание золота ниже кондиционного. При этом выявлено, что статистически значимыми индикаторами золоторудной минерализации являются его природные спутники – железо и мышьяк. Эти элементы уверенно регистрируются рентгенорадиометрическим способом, который широко используется в гео-

логоразведке и горном производстве как экспресс-метод опробования, анализа и обогащения горнорудной массы.

Опытно-промышленные исследования и испытания на месторождении «Кокпатас» показали, что применение рентгенорадиометрического метода обогащения на стадиях крупнопорционной (посамосвальная) сортировки, мелкопорционной и покусковой сепарации позволяет отбраковать некондиционную по содержанию золота горную массу и тем самым повысить содержание золота в обогащенном продукте (концентрате) практически в два раза. Благодаря этому достигается существенное снижение трудовых, материальных и энергетических затрат на транспортировку рудной массы на гидromеталлургический завод (ГМЗ-3) и на ее переработку в готовый продукт.

В этой связи Навоийским горно-металлургическим комбинатом на месторождении «Кокпатас» последовательно осуществляется внедрение комплексной промышленной технологии обогащения руд. Так, например, внедрена и хорошо себя зарекомендовала посамосвальная рентгенорадиометрическая сортировка руд, которая используется в качестве первой стадии обогащения руд.

В настоящее время введен в эксплуатацию Опытно-промышленный рудосепарационный комплекс (ОПРСК) с проектной производительностью в 1,2 млн тонн в год по исходной горнорудной массе.

Комплекс ОПРСК состоит из серии компьютеризированных программно-управляемых рентгенорадиометрических сепарационных установок (РРС), разработанных специалистами компании «INTEGRA GROUP». Каждая установка способна работать как в автономном режиме, так и в комплексе, под общим контролем с центрального пульта управления ОПРСК.

Контроль качества сепарации руд и производительности ОПРСК осуществляется с помощью АСУ ТП по широкому спектру технологических показателей производства.

По результатам опытно-промышленных испытаний ОПРСК переведен в 2003 году в режим промышленной эксплуатации в составе первой очереди промышленного рудосортировочного комплекса, строительство которого намечено на ближайшую перспективу.

ГАММА-АКТИВАЦИОННОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗОЛОТА В ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ПРОБАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЛИНЕЙНОГО УСКОРИТЕЛЯ ЭЛЕКТРОНОВ ЛУЭ-8-5А

*ВЬЮШКОВ И. П., ЕРМАКОВ К. С., ПОПОВ В. С.,
Навоийский ГМК*

В Центральной лаборатории гамма-активационного анализа (ЦЛ ГАА) рудника «Мурунтау» методика экспрессного гамма-активационного анализа используется для прямого определения золота. Активация золота производится тормозным излучением линейного ускорителя электронов (ЛУЭ-8-5) по реакции $^{197}\text{Au}(\gamma, \gamma')^{197\text{m}}\text{Au}$. Методика разработана во ВНИИТФА и позволяет производить анализ порошковых проб («-1мм») в навесках массой 400-600 г. Цикл анализа – 17 с. Погрешность количественных определений содержания золота удовлетворяет III категории НСАМ в интервале содержаний от 0,5 до 150 г/т.

В основу методики положено возбуждение изомерных состояний изотопа ^{197}Au тормозным излучением линейного ускорителя с энергией 8 МэВ при токе в пучке электронов 700 мкА. Наведенная активность с периодом полураспада 7,7 с измеряется спаренными сцинтилляционными детекторами с кристаллами NaI(Tl) размером 150x100 мм в момент поступления кюветы с облученной пробой между ними. Спектр наведенной активности снимается с помощью АЦП типа PSI-I-007, встроенных в персональный компьютер. Из всего спектра выделяются отдельные аналитические окна, по накопленным в них счетам импульсов производится учет влияния основных мешающих элементов – урана, тория, гафния и бария. Интенсивность фотопика (^{197}Au), а по ней и содержания золота в пробе находятся решением системы n уравнений с n неизвестными, где n – число учитываемых элементов.

Анализы проб на золото по данной методике производятся на установках «АУРА» и «АСТАТ». В их составы входят механическая транспортная система, измерительно-управляющее устройство и линейный ускоритель электронов ЛУЭ-8-5А.

Управление установкой осуществляется с помощью персонального компьютера типа IBM PC, связанного с компьютером, обеспечивающим работу спектрометра. Полученные результаты выводятся на дисплей и сохраняются в электронном виде на диске. Процесс анализа полностью автоматизирован.

Производительность ЦЛ ГАА позволяет не только полностью удовлетворить потребности всех золоторудных горнодобывающих объектов НГМК в количественном экспрессном определении содержания золота в пробах эксплуатационной разведки и добычи, но и проводить анализы проб, образующихся в процессе опытно-методических и научно-исследовательских работ по выбору оптимальных технологических схем обогащения и переработки золотосодержащих руд.