

Газалеева Галина Ивановна
заведующая отделом рудоподготовки
и специальных методов исследования
ОАО «Уралмеханобр»,
доктор технических наук



umbr@umbr.ru
ул. Хохрякова, 87, г. Екатеринбург, Россия, 620144
+7 (343) 344 27 42



Мамонов Сергей Владимирович
заведующий лабораторией обогащения руд цветных металлов
и техногенного сырья ОАО «Уралмеханобр»
кандидат технических наук

mamonov_sv@umbr.ru
ул. Хохрякова, 87, г. Екатеринбург, Россия, 620144,
+7 (343) 344 27 42

Братыгин Евгений Владимирович
заведующий лабораторией окускования
и физико-механических испытаний
ОАО «Уралмеханобр»,
кандидат технических наук



bev@umbr.ru
ул. Хохрякова, 87, Екатеринбург, Россия, 620144,



Клюшников Антон Михайлович
старший научный сотрудник лаборатории гидрометаллургии
ОАО «Уралмеханобр»
кандидат технических наук

klyushnikov_am@umbr.ru
ул. Хохрякова, 87, Екатеринбург, Россия, 620144,
+7 (343) 344-27-42

УДК 622. 7 – 669.04

ПРОБЛЕМЫ И ИННОВАЦИОННЫЕ РЕШЕНИЯ В ОБОГАЩЕНИИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

В статье приведен обзор проблем, связанных с переработкой техногенного сырья в России, а также предложена предварительная классификация методов обогащения такого сырья по содержанию основных полезных минералов и компонентов. На основе классификации определены принципы оптимального обогащения техногенных образований и показаны примеры инновационных решений при обогащении медьсодержащих лежалых хвостов обога-

тительных фабрик, гематитовых шламов предприятий по переработке хвостов обогащения руд черных металлов, в том числе с повышенным содержанием масел, шлаков медеплавильных заводов. Инновационными решениями при переработке лежалых медных хвостов является процесс экстракции-электровининга, однако менее затратным может быть процесс прямого осаждения сульфида меди гидросульфидом натрия, которое происходит в процессе отмывки исходного сырья. Для переработки шлаков медеплавильных заводов наиболее прогрессивным методом является их медленное охлаждение, которое позволяет перекристаллизовать и укрупнить зерна минералов в шлаке с последующим улучшением показателей его флотации. Инновационные решения в обогащении железосодержащих шламов связаны с использованием различных видов высокоградиентных мокрых магнитных сепараторов и процессов кавитации.

Ключевые слова: техногенное сырье; шлаки; хвосты обогатительных фабрик; инновационные решения; водорастворимые сульфаты меди; высокоградиентная мокрая магнитная сепарация.

ЖЕЛ коды: O3, L72

Введение

Проблемы, связанные в настоящее время с техногенными образованиями в России, являются одними из важнейших. Самой главной проблемой является постоянное увеличение объемов техногенных продуктов, которое несоизмеримо с их использованием. Средний уровень использования промышленных отходов по России [1, 2] в настоящее время составляет лишь 53%, при этом доля использования отходов производства в качестве вторичного сырья не превышает 11%. В Европе процент утилизации промышленных отходов составляет 85 %, в США – 95 %.

В таблице 1 приведен химический состав четырех видов техногенных продуктов, которые составляют основную часть отходов металлургических производств: это лежалые шлаки производства меди, конвертерные шлаки черной металлургии, клинкеры, полученные при вальцевании цинковых кеков, и красные шламы (КШ) глиноземного производства при получении алюминия. На основании этих данных возможно провести первый этап классификации этих продуктов с целью выявления приоритетных способов и принципов обогащения каждого из них.

Таблица 1. Результаты полного химического анализа различных техногенных продуктов, получаемых в металлургических переделах

Элементы, соединения	Массовая доля, %			
	Лежалые отвальные шлаки филиала ППМ «Урал-электромедь»	Конвертерные шлаки УПМШ ОАО «ММК»	Клинкеры вельцевания цинковых кеков	Красные шламы УАЗа
Медь Cu	1,080	-	0,5/6	-
Цинк Zn	5,300	-	0,5/2	-
Свинец Pb	0,210	-	0,5/1,5	-
Железо _(общ) Fe	31,500	22,72	15/40	33,3
Фосфор P	0,087	0,226		0,51
Сера _(общ) S	1,310	0,128	3/7	0,85
Никель Ni	0,080	сл	-	сл
Углерод C	0,062		15/20	-
Ст	0,38	0,14	-	сл
Теллур Te, г/т	20,900	-	15/25	-
Селен Se, г/т	<10,000	-	38/52	-
Золото Au, г/т	0,420	-	1/5	-
Серебро Ag, г/т	11,800	-	50/300	-
Германий Ge, г/т	-	-	15/25	сл
Индий In, г/т	-	-	30/40	сл
Галий Ga, г/т	-	-	70/100	-
SiO ₂	29,4	12,8	20/24	9,79
CaO	7,71	42,3	1/1,5	8,77
MgO	1,71	12,2	1,5/2	0,96
TiO ₂	0,26	0,63		4,78
Al ₂ O ₃	сл	сл	2/15	13,5

На рисунке 1 приведена схема ранжирования возможных методов обогащения исходя из химического состава техногенных продуктов.

Если техногенные продукты металлургических производств перерабатывают в той или иной степени, то отходы обогатительных фабрик в России практически не перерабатываются. В таблице 2 приведен фазовый состав двух видов медьсодержащих хвостов: отходов, подвергнутых длительному складированию после дробления и отсева руды непосредственно на месторождении (мелкомедная руда Блявинского месторождения), и лежалых пиритных хвостов флотационного обогащения (ЗАО «Бурибаевский ГОК»).

Наиболее важной особенностью данных техногенных продуктов является наличие в них значительного количества водорастворимых сульфатов меди.



Рисунок 1. Схема ранжирования возможных методов обогащения по вещественному составу

Таблица 2. Фазовый и минералогический состав медьсодержащих хвостов обогатительных фабрик

Наименование показателей	Мелкомедная руда	Старогодние пиритные хвосты
Массовая доля основных элементов, %		
Медь	0,80	0,57
Формы соединений меди, % (отн.)		
Первичная (халькопирит)	32,9	60,4
Вторичная (халькозин, ковеллин)	6,6	2,1
Окисленная (малахит)	2,6	11,4
Сульфатная (халькантит)	57,9	26,1
Итого	100,0	100,0

Водорастворимые сульфаты – важный индикатор стадии техногенного окисления сульфидных руд, именно их содержание в техногенных образованиях медных обогатительных фабрик является определяющим при выборе технологии переработки [3].

Инновационные решения и предшествующие им исследования, приведенные в статье, касаются следующих техногенных образований: отходов обогащения медных руд, медьсодержащих шлаков, хвостов железорудных обогатительных и металлургических производств.

Отходы обогащения медных руд. В настоящее время для переработки медных отвалов применяются гидрометаллургические методы. Это экстракция и выщелачивание. Использование процессов экстракции совместно с электроосаждением после выщелачивания позволяет получать высокочистую катодную медь с содержанием металла 99,999 – 99,9995%. По данной технологии в мире работает уже более 30 заводов (США, Перу, Мексика, Австралия, Кипр, Китай) и запланировано строительство новых, в том числе в Казахстане. Зарубежными учеными [4] были проведены исследования по экстракционному извлечению меди из растворов кучного сернокислотного выщелачивания окисленных медных руд месторождений Восточного Казахстана. В качестве экстрагента применяли 10, 15 и 20% -ные растворы реагента Lix-84-1 в керосине. Извлечение меди при экстракции составило 91,2%. Медь была сконцентрирована с 2,16 г/дм³ в исходных растворах до 99,8% в полученной окончательно катодной меди. В настоящее время такое производство успешно работает в составе компании «Казахмыс» (РК). Также может быть использована сорбционная технология с применением ионообменных процессов, для которых применяются ионообменные смолы. Однако обе технологии являются достаточно затратными и применимы только к большим объемам накопленных хвостов.

В ОАО «Уралмеханобр» была разработана комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология обогащения техногенного сырья с повышенным содержанием сульфатной меди. Технология обогащения разработана для сырья с разным содержанием сульфатной меди: - для мелкомедной руды с содержанием 57,9 % (отн.) водорастворимого сульфата – халькантита; - для старогодних пиритных хвостов Бурибаевского ГОКа с содержанием водорастворимых сульфатов меди (халькантит) равным 26,1 % (отн.). Комбинированная технология предполагает первоначальное выщелачивание с выделением в продуктивный раствор водорастворимой меди [5]. Отмытая руда далее подвергается флотационному обогащению. Из водного раствора выделялись соединения меди методами химического осаждения или цементации. Химическое осаждение проводилось сульфидом натрия, цементация – железным порошком.

Для осаждения сульфида меди из Блявинских хвостов (мелкомедная руда) первоначально был использован насыщенный раствор сульфида натрия Na_2S . Отмечено, что при водной отмывке вместе с сульфатом меди в водную фазу переходит часть железа (II) и железа (III) в виде сульфатов [6]. Результаты осаждения концентрата представлены на рисунке 2. Предполагаемый процесс осаждения происходит по реакциям [7]:



Оптимальный расход сульфида натрия составил 2,95 кг/кг меди в растворе. В результате осаждения обеспечивается получение осадка с содержанием меди 27,8% при извлечении ее из раствора на 99,8%. Высокие расходы осадителя объясняются присутствием в растворе больших количеств железа (III), в результате чего основная часть сульфида натрия расходуется на побочную реакцию (2). Также была изучена возможность осаждения меди более дешевым реагентом – насыщенным раствором гидросульфида натрия NaHS , действие которого аналогично сульфиду натрия. Оптимальный расход гидросульфида натрия составил 7,1 кг/кг меди.

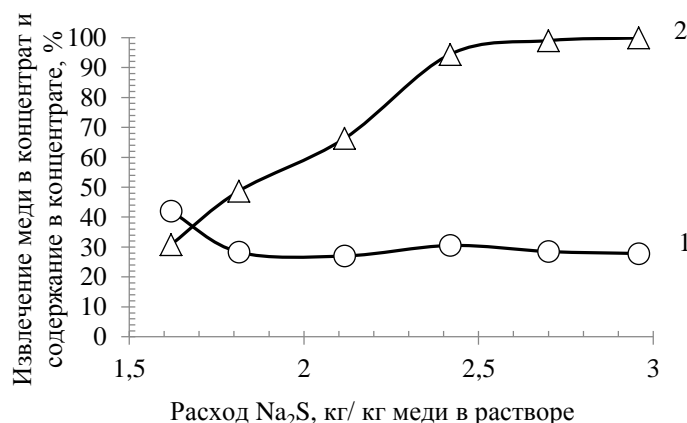


Рисунок 2. Зависимость содержания (1) и извлечения (2) меди в химически осажденный концентрат от удельного расхода Na_2S

Полученный с использованием как NaHS , так и Na_2S концентрат имел следующий состав (в расчете на сухой вес), %: 27,8 Cu; 29 S; 8,2 Fe; 3,8 Zn; 1,1 As; 1,0 Na; 0,6 Mg; 0,5 Ca. Осадок характеризовался относительно низким содержанием меди, что объясняется минеральным составом концентрата: 43 % составляет близкий по структуре ковеллину минерал, 46 % – фаза сульфата железа (II), включающая в себя кристаллизационную воду [8]. В результате происходит кристаллизация основных сульфатов железа (II). Для предотвращения указанного явления целесообразно проводить разбавление исходного раствора перед оса-

ждением. Оптимальная величина разбавления по данным исследований составляет $4,5 \text{ м}^3/\text{т}$ руды. После разбавления получены следующие результаты: $\gamma_{\text{Cu}} = 0,97 \%$; $\beta_{\text{Cu}} = 47,6 \%$; $\epsilon_{\text{Cu}} = 99,8 \%$.

По второму варианту технологического режима в качестве реагента для цементации меди использовали железный порошок крупностью менее 100 мкм с содержанием железа металлического $81,0 \%$. По результатам исследований оптимальный расход железного порошка составляет $4,7 \text{ кг/кг}$ меди. В результате обеспечивается получение цементата с содержанием меди $21,4 \%$ при извлечении $98,4 \%$.

По результатам исследований можно сделать вывод, что выделение меди из растворов водного выщелачивания целесообразнее проводить с использованием гидросульфида натрия.

В качестве оптимальной флотационной технологии была выбрана схема коллективно-селективной флотации с получением флотационного медного концентрата II и отвальных хвостов (рисунок 3).

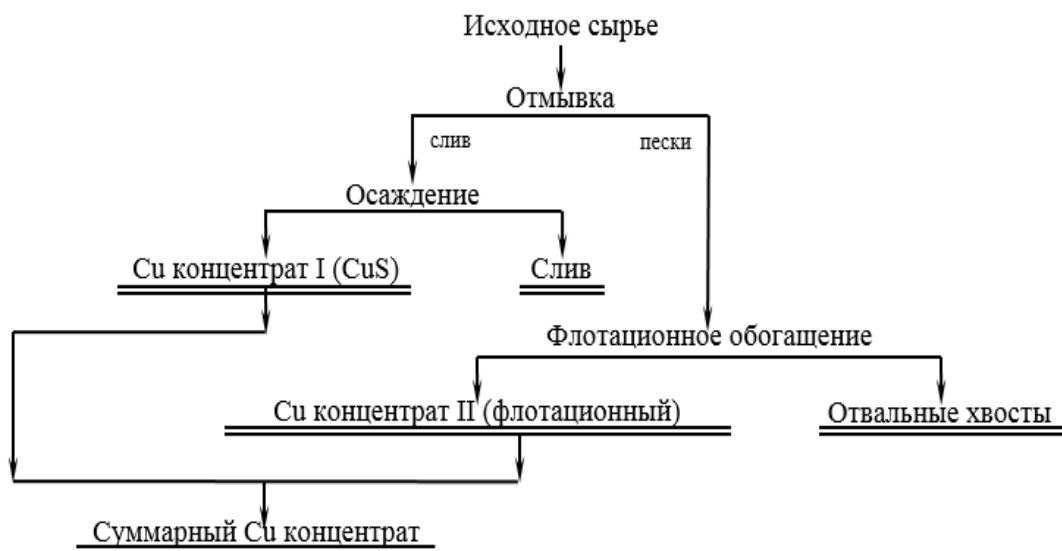


Рисунок 3. Комбинированная схема обогащения

В таблице 3 приведены сравнительные показатели обогащения старогодних пиритных хвостов Бурибаевской обогатительной фабрики по двум технологиям: с отмывкой руды перед коллективно-селективной флотацией и без отмывки.

По классической схеме обогащения коллективно-селективной флотации (без отмывки) получены следующие результаты: - при обогащении старогодних пиритных хвостов получен медный продукт с массовой долей меди $6,46 \%$ при извлечении $56,67 \%$; - при обогащении мелкомедной руды получен медный продукт с массовой долей меди $1,82 \%$ при извлечении $14,61 \%$.

Таблица 3. Показатели обогащения старогодних пиритных хвостов Бурибаевской обогатительной фабрики, %

Наименование продукта	Без отмывки		С отмывкой	
	Массовая доля меди	Извлечение меди	Массовая доля меди	Извлечение меди
Суммарный медный концентрат, в том числе:	6,46	56,67	9,10	71,52
Медный концентрат I (сульфид меди)	-	-	35,40	18,01
Медный концентрат II (флотационный)	6,46	56,67	7,28	53,51
Отвальные хвосты, в том числе:	0,26	43,33	0,17	28,49
Исходное сырье	0,57	100,00	0,57	100,00

По комбинированной схеме обогащения с отмывкой и коллективно-селективной флотацией получены следующие результаты: - при обогащении мелкомедной руды получен медный концентрат с массовой долей меди 14,47 % при извлечении 68,73 %; - при обогащении старогодних пиритных хвостов получен медный продукт с массовой долей меди 9,10 % при извлечении 71,52 %.

Медьсодержащие шлаки. Обогащение печных и конвертерных шлаков медеплавильных шлаков методами флотации производится повсеместно. При этом извлечение меди из конвертерных шлаков высокое, более 85 %, для печных шлаков этот показатель составляет не более 55 %.

Исследования [9], проведенные с целью повышения извлечения меди при обогащении печных шлаков на обогатительной фабрике традиционными методами, показали, что полное раскрытие медных минералов происходит при раскрытии зерен до 10 мкм. Инновационным направлением является медленное охлаждение шлаков.

Технологии медленного охлаждения медьсодержащих шлаков и их дальнейшей переработки нашли применение на предприятиях New Boliden (г. Харьявалта, Финляндия) и Ronnskar Smelter New Boliden (Швеция) [10]. На данных предприятиях медленному охлаждению подлежат два сорта шлака: отвальный шлак печи Flash furnace OUTOKUMPU и конвертерный шлак. Отвальный шлак печи Flash furnace содержит: меди от 1,5 до 2 % [11]. Известны данные о медленном охлаждении медного шлака в Китае и Казахстане, однако в литературе данный вопрос широко не публикуется, особенно данные по обогащению и показателям извлечения меди.

В 2013 году в условиях ОАО «СУМЗ» специалистами предприятия совместно с ОАО «Уралмеханобр» был проведен промышленный эксперимент по медленному охлаждению шлака печей Ванюкова с последующей его переработкой на обогатительной фабрике. Охлаждение производилось в шлаковозах на воздухе без полива в течение 72 часов. Данный шлак

перерабатывался на обогатительной фабрике ОАО «СУМЗ» без аппаратного изменения технологии обогащения, но с изменением режимных параметров. Результаты фазового анализа (таблица 4), показали, что во всех пробах медленно охлажденного шлака (МОШ) медь в основном представлена вторичными минералами, содержание которых на 15 - 25 % выше, чем в текущих шлаках.

Таблица 4. Фазовый состав исходной пробы текущего шлака и МОШ в относительных процентах

Формы соединения	Массовая доля, %			
	Текущий шлак	МОШ-1	МОШ-2	МОШ-3
сульфатная	1,18	-	-	-
сульфидная:				
- первичная	17,65	4,29	8,99	9,89
- вторичная	52,93	77,14	78,65	68,13
окисленная	12,94	-	-	2,20
металлическая	8,24	12,86	10,11	9,89
ферритная	7,06	5,71	2,25	9,89
Итого	100,00	100,00	100,00	100,00

Перераспределение меди между первичными и вторичными минералами происходит за счет их перекристаллизации, окисления железа и замещения его из кристаллической решетки халькопирита в отдельную фазу за счет продолжительного действия повышенных температур.

На рисунках 4, 5 представлены сравнительные фотографии шлифов медленно охлажденного и текущего шлаков ОАО «СУМЗ».

Полированный шлиф, отраженный свет, без анализатора 200х

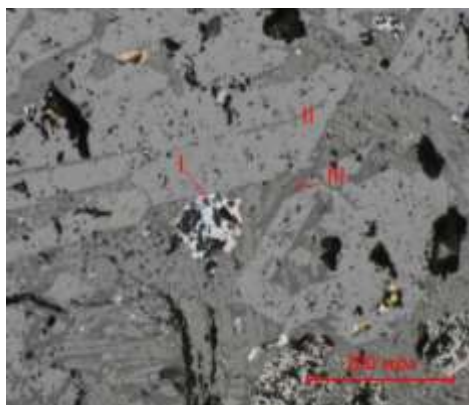


Рис. 4. Фрагмент медленно охлажденного шлака, состоящий из зерен медных минералов (I), фаялита (II) и стекла (III)

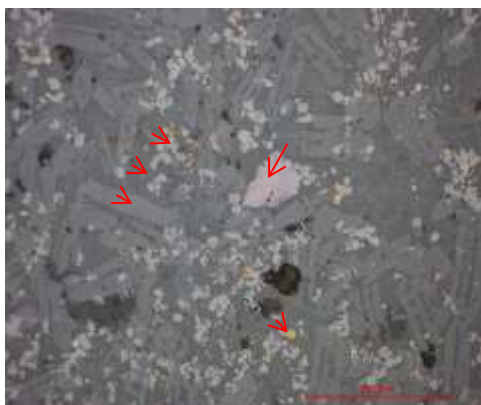


Рис.5. Фрагмент пробы текущего шлака, содержащий: фаялит(I),стекло с микрокристаллитами(II), ферриты (III), зерно медных мин. (IV), пирротин

Разница в структуре медленно охлажденного и текущего шлака заключается не только в изменении фазового состава, но и в укрупнении зерен медных минералов. Изучение степени раскрытия медных минералов [12] медленно охлажденного шлака в сравнении с текущим показало, что во флотационном классе крупности $-0,071$ мм текущих шлаков массовая доля раскрытых зерен минералов меди составляет всего 58,95 % против 85,83 - 86,73 % в медленно охлажденных шлаках.

Исследуемая технологическая схема флотации состояла из трех основных, одной контрольной и двух перечистных операций флотации с доизмельчением промпродуктов. Реагентный режим [13] отличался от фабричного снижением pH пульпы с 11-12 до 8-9. На рисунке 6 приведены результаты исследования влияния щелочности пульпы на технологические показатели обогащения пробы МОШ-1. Щелочность определялась содержанием свободного оксида кальция в жидкой фазе пульпы. По результатам данных исследований можно заключить, что подача извести в процесс обогащения медленно охлажденных шлаков негативно влияет на технологические показатели его переработки: снижается извлечение меди в концентрат. Приведенные выше выводы подтверждаются результатами проверки технологической схемы обогащения на пробе МОШ-1 при различных показателях pH, таблица 5.

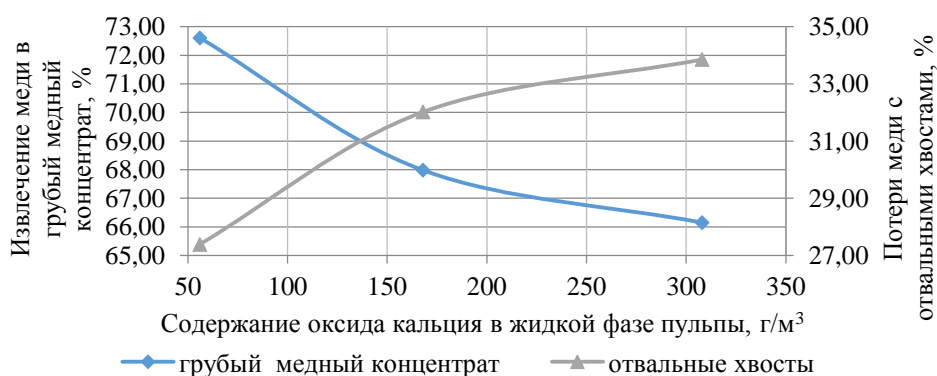


Рисунок 6. Зависимость извлечения меди в продукты обогащения от содержания свободного оксида кальция в жидкой фазе пульпы

Таблица 5. Технологические показатели обогащения пробы МОШ-1 с подачей и без подачи извести в цикл медной флотации

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля меди, %	Извлечение меди, %
Флотация шлака в сильнощелочной среде (при pH =11-12 ед., с подачей извести)			
Медный концентрат	3,58	10,13	51,80
Отвальные хвосты	96,42	0,35	48,20
Исходный шлак	100,00	0,71	100,00
Флотация шлака в слабощелочной среде (при pH менее 8-9 ед. без подачи извести)			
Медный концентрат	1,77	27,35	68,18
Отвальные хвосты	98,23	0,23	31,82
Исходный шлак	100,00	0,71	100,00

Разработанная технология позволила повысить извлечение меди из текущего шлака на 15-19 % и снизить содержание меди в хвостах с 0,5 до 0,33 %. Эффект повышения технологических показателей основан на укрупнении зерен медных минералов шлака и изменения его фазового состава за счет медленного охлаждения.

Шламы железорудных предприятий. В ОАО «Уралмеханобр» была выполнена исследовательская работа с целью разработки технологии обогащения хвостов шламохранилища № 2 ОАО «ММК». Содержание железа в исходных хвостах составляло 29,7%, номинальная крупность хвостов - 1,2 мм, содержание класса $-0,071$ мм - 21,5%. Для выделения магнетита из исходных хвостов применялся метод мокрой магнитной сепарации, в результате которой удалось выделить 16,3% концентрата с содержанием железа 64,9%. Хвосты слабого поля (1000 Э) после дешламации подвергались измельчению до крупности – 0,16 мм, двум операциям высокоградиентной магнитной сепарации при напряженности магнитного поля 5000 и 3000 эрстед. В результате был получен гематитовый железный концентрат с содержанием железа общего 53 %. Общий железный концентрат, состоящий из магнетитового и гематитового, имел содержание железа 59 %.

Кроме хвостохранилищ, содержащих только хвосты обогащения железорудных фабрик, в уральском регионе имеются смешанные хвостохранилища, куда кроме железосодержащих хвостов складировются различные продукты металлургических производств, содержащие масла. Специалистами МГТУ были проведены исследования [14] по изучению возможности обезмасливания железосодержащих шламов Магнитогорского металлургического комбината с использованием гидродинамической кавитации - роторно-импульсного аппарата (РИА). Содержание железа общего в исходных шламах в среднем составляет 29 -31 %, содержание масел - 4-6 %. Технология с использованием в нескольких стадий РИА (рисунок 7) позволила снизить содержание масел до 0,3 % и получить кондиционный железный концентрат с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 63,8 %.

Для общей оценки возможности использования методов обогащения с целью эффективной переработки изучаемых техногенных отходов была рассчитана степень измельчения, необходимая для достижения требуемого раскрытия минералов (80%). Расчеты показали, что степень измельчения медеплавильных шлаков в среднем составляет 845 единиц, клинкера – 1136, хвостов обогащения медных руд - 2,3 ед., а для железосодержащих шламов – 4,3 ед., что значительно меньше, чем для шлаков и клинкеров.

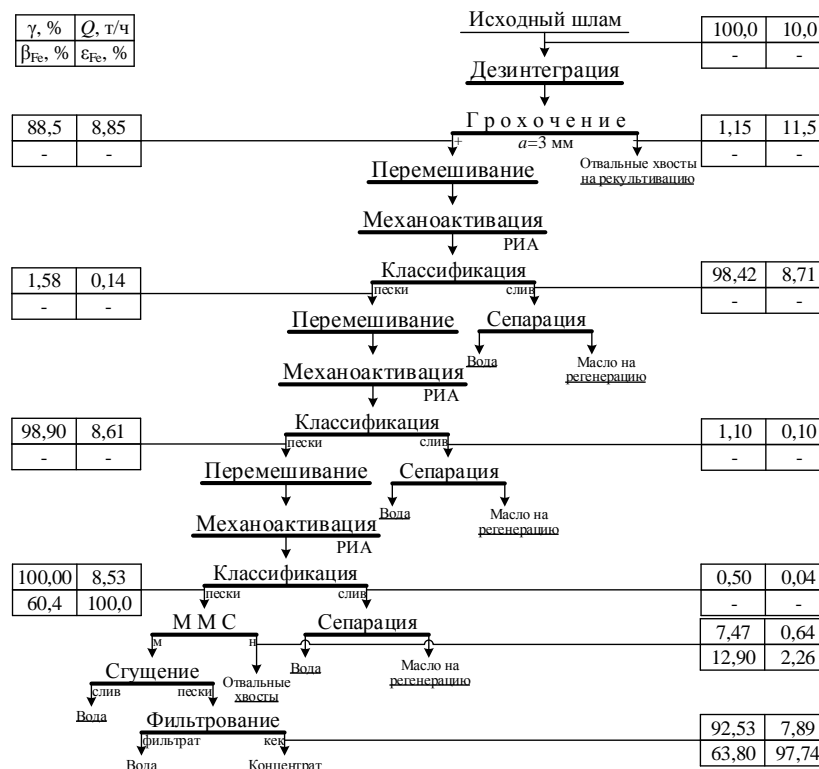


Рис. 7. Технологическая схема обогащения замасленных железосодержащих шламов ММК

Выводы

Таким образом, для достижения необходимой степени измельчения клинкера и шлаков требуются колоссальные затраты. Однако изучение вещественного состава показало, что существуют предпосылки, которые возможно использовать при измельчении техногенного сырья. Это неоднородность по прочности, например, шлаков по спайности новообразованных минералов. При изучении микроструктуры шлаков различного генезиса для всех шлаков было установлено наличие более хрупких фаз, связанных с замещением кремния на алюминий [15]. Это позволяет использовать при дроблении шлака методы селективного разрушения. Исходя из приведенных выше данных, были определены основные принципы и направления обогащения техногенного сырья, которые состоят в следующем:

1. Максимальное выделение сырья в исходной крупности для возврата в плавку.
2. Минимальные затраты на дробление и измельчение.
3. Использование селективной дезинтеграции.
4. Использование последовательности методов обогащения в соответствии с максимальным содержанием компонентов.

5. Преимущество в переработке сырья, не требующего вскрытия или требующего минимального вскрытия.

Исходя из приведенных принципов, определены перспективные направления переработки техногенного сырья, которые заключаются в следующем:

- применение флотационной-гидрометаллургических схем обогащения с отмывкой для лежалых хвостов медно-цинковых обогатительных фабрик;

- использование высокоградиентной мокрой магнитной сепарации и гравитации измельченных шламов железорудных предприятий, применение методов кавитации для снижения в них содержания масел;

- медленное охлаждение медьсодержащих шлаков с последующим измельчением и флотацией в нейтральной или слабокислой среде с получением высококачественных медных концентратов с извлечением не менее 70 %.

Литература:

1. Демин Б. Л., Сорокин Ю. В., Зимин А. И. Техногенные образования из металлургических шлаков как объект комплексной переработки // «Сталь», № 11, 2000. С. 99 – 102.

2. Козин В. З. Безотходные технологии горного производства // «Горный журнал», № 4 – 5, 2001 г. – С. 167 – 190.

3. Блинов И. А., Белогуб Е. В., Маляренко М. Н. Зональность техногенных сульфатных выцветов Блявинского и Яман-Касинского колчеданных месторождений: природные данные и эксперимент // Литосфера. 2013. № 5. С. 111-121

4. Schlesinger M.E. Extractive Metallurgy of Copper. Fifth Edition. Elsevier, 2011. 481 p.

5. Химическая технология неорганических веществ: в 2 кн. Кн.1: [Текст] / Под ред. Т. Г. Ахметова - М.: Высшая школа, 2002 - 688 с.

6. Газалеева Г.И., Ключников А.М. Закономерности выщелачивания бедных медно-цинковых концентратов растворами сульфата железа III//Известия вузов. Горный журнал.– 2013. - № 7. – С.95-101.

7. Ring, R.J. Ferric sulphate leaching of some Australian uranium ores. Hydrometallurgy, 6 (1980): p. 89-101.

8. Gazaleeva G., Kotova O., Vakhrushev A. Timan minerals of bauxites and residues: problems of processing and enrichment//Acta mineralogical sinica. 2013. Vol. 33 suppl. 1. P. 84-95.

9. Сабанова Н.М., Савин А.Г., Шадрунова И.В., Орехова Н.Н. Типизация медных шлаков уральского региона, практика и перспективы флотационной переработки на дей-

ствующих обогатительных фабриках // «Цветные металлы», № 8, М.: Издательство «Руда и металлы», 2013. С. 14-19.

10. Шлемов Ю.П., Косторев М.В., Фильшин В.Ю., Ушков Л.А. Отчет о командировке специалистов АО «КАЗЦИНК» и Инжиниринг Доберсек на металлургические заводы фирмы New Boliden, АО «Казцинк», 2012. 25 с.

11. Roth J.L. Paul W. Technologies for Recycling Steelmaking Residues and Non-ferrous Metals//Conference AIST. (November 2-4. 2008. Baltimore. USA) – P. 115-118.

12. Киреева О.В., Дресвянкина Т.П., Мамонов С.В. Роль процесса специального охлаждения шлака медеплавильного производства в технологии его переработки.// Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 23-24 апреля 2014 г., Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2014. – С. 174-177.

13. Дресвянкина Т.П., Киреева О.В., Мамонов С.В. Влияние водородного показателя на технологию флотационного обогащения шлака медеплавильного производства.// Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 23-24 апреля 2014 г., Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2014. – С. 189-193.

14. Сомова Ю.В. исследование гидродинамического воздействия на замасленные шламы донных отложений металлургического производства// Научные основы и практика переработки руд и техногенных отходов: Материалы международной науч.-тех. Конф. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть» 2010. – С. 258 – 262.

15. Henning Zoz. Energy, materials, performance and recycling – providing more (materials function) with less (material) leads to nanostructure leads to high kinetic processing.// XV Anniversary Balkan Mineral Processing Congress, Bulgaria, 2013. - p. 57 – 61.

Galina I. Gazaleeva

**Head of the department of ore preparation
and special research methods**

**OJSC "UralMahanobr", Doctor of Technical Sciences,
Yekaterinburg, Russia**

Sergey V. Mamonov

**Head of the Laboratory for the Enrichment of Ores
of Non-Ferrous Metals and Techno-Raw Materials**

OJSC «UralMahanoBr»

Candidate of Technical Sciences

Yekaterinburg, Russia

Evgeney V. Bratygin

Head of the Agglomeration Laboratory and physical and mechanical tests

OJSC «UralMahanoBr»

Candidate of Technical Sciences

Yekaterinburg, Russia

Anton V. Klyushnikov

Senior researcher, laboratory of hydrometallurgy,

JSC Uralmekhanobr, Ph. D. of Techniques,

Yekaterinburg, Russia

PROBLEMS AND INNOVATION SOLUTION IN TECHNO- GENIC RAW MATERIAL BENEFICATION

Abstract. The paper cites a survey of problems related to technogenic raw material processing in Russia as well as a preliminary classification of beneficiating methods for such raw material by content of main valuable minerals and components was proposed. Based on classification principles of optimal technogenic formations beneficiation were defined and there were shown innovative solution samples when treating copper bearing aged tailings of concentrating plants, hematite slimes from enterprises on processing of ferrous metals ores tailings, including those with high content of oils, slags of copper smelting plants and red muds- aluminum productions wastes. Innovative solutions when processing aged copper tailings are regarded as the process of extraction- electrowinning, however as a cheaper process can be the direct depositon of copper sulfide by sodium hydrosulfide which happens during the process of basic raw material washing. For processing of slags from copper smelting plants the most progressive method is their slow cooling which enables to recrystallize and enlarge minerals grains in a slag with subsequent improvement of indicators of its flotation. Innovative solutions in separation of iron containing slimes are related to the application of different types of high gradient wet magnetic separators and cavitation processes.

Key words: technogenic raw material; slags; tailings of concentrating plants; innovative solutions; water-soluble copper sulfates; high gradient wet magnetic separation.

Contact

Galina I. Gazaleeva

Hohryakovaa St, 87, Yekaterinburg, Russia, 620144,

+7 (343) 344-27-42

umbr@umbr.ru

Sergey V. Mamonov

Hohryakovaa St, 87, Yekaterinburg, Russia, 620144,

+7 (343) 344-27-42

mamonov_sv@umbr.ru

Evgeney V. Bratygin

Hohryakovaa St, 87, Yekaterinburg, Russia, 620144,

+7 (343) 344-27-42

klyushnikov_am@umbr.ru

Anton V. Klyushnikov

Hohryakovaa St, 87, Yekaterinburg, Russia, 620144,

+7 (343) 344-27-42

klyushnikov_am@umbr.ru