

СПОСОБ ПЕРЕРАБОТКИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ ПЛАВКИ ЭЛЕКТРОННОГО ЛОМА

И.В. Упорова¹, П.М. Пеньков¹, Е.А. Бекчурина¹

¹ Уральский государственный горный университет, Екатеринбург, Россия,
e-mail: uporova2013@mail.ru

Аннотация: Накопление электронного лома происходит в связи с увеличением производства электроники различного назначения. Одной из технологий его переработки является металлургическая плавка, в результате которой получают отходы в виде шлака, содержащие значительное количество ценных компонентов, которые целесообразно доизвлекать. С целью разработки технологии переработки шлаков плавки электронного лома проведены исследования на пробе с массовой долей меди $9,8 \pm 0,4\%$. Медь в пробе в основном представлена металлической фазой. На основе анализа информации о переработке аналогичного сырья поставлены следующие задачи: исследование возможности выделения конечных продуктов в стадиях рудоподготовки; разработка оптимального режима флотации шлаков плавки электронного лома. В результате проведенных исследований предложена технология, включающая селективное дробление материала до крупности минус 0,6 мм с выделением металлической фазы в концентрат, измельчение и флотационное обогащение дробленого продукта. Показана возможность получения в стадиях рудоподготовки медного концентрата с массовой долей меди 72,91% при извлечении ее в концентрат 16,14%. При флотационном обогащении получен медный концентрат с массовой долей меди 16,3% при извлечении 73,63%. Потери меди с хвостами обогащения по предлагаемой технологии составляют 2,85%. Установлено, что перспективным направлением флотационного обогащения, позволяющим получить концентрат более высокого качества, является флотация из плотной пульпы в накопительном режиме, заключающемся в периодическом выведении пенного продукта из камеры флотомашин.

Ключевые слова: электронный лом, металлургический шлак, медь, металлическая фаза, селективное дробление, грохочение, флотация, схема обогащения.

Для цитирования: Упорова И. В., Пеньков П. М., Бекчурина Е. А. Способ переработки металлургических шлаков плавки электронного лома // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – № 3. – С. 141–154. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_3_0_141.

Processing of metallurgical slag

I.V. Uporova¹, P.M. Penkov¹, E.A. Bekchurina¹

¹ Ural State Mining University, Ekaterinburg, Russia, e-mail: uporova2013@mail.ru

Abstract: Manufacture of various-purpose electronic devices results in accumulation of electronic scrap. One of the approaches to processing e-scrap is smelting which produces waste in the form of slag containing many recoverable valuable components. With a view to developing

processing technique for slag after e-scrap smelting, relevant studies were carried out on a slag sample containing copper at a mass fraction of $9.8 \pm 0.4\%$. Copper in the sample was mainly represented by a metal phase. From the analysis of information on processing of the similar feedstock, the objectives set for the studies included: the analysis of recoverability of end products at the stage of ore pretreatment; the development of optimum conditions for flotation of e-scrap smelting slag. The proposed processing technology involves selective grinding of slag to the size of -0.6 mm with extraction of metal phase to concentrate with subsequent milling and flotation of the ground product. The studies demonstrate possibility of obtaining a copper concentrate with the mass fraction of 72.91% of copper at its recovery of 16.14% at the stages of ore pretreatment. Flotation produces a copper concentrate with the mass fraction of 16.3 % of Cu at its recovery of 73.63%. The loss of copper with tailings in the proposed technology totals 2.85%. It is found that the promising trend of producing a higher quality concentrate is flotation of thick pulp in the accumulation mode, with periodic removal of froth from flotation cell.

Key words: electronic scrap, slag, copper, metal phase, selective grinding, screening, flotation, processing flowsheet.

For citation: Uporova I. V., Penkov P. M., Bekchurina E. A. Processing of metallurgical slag. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2024;(3):141-154. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_3_0_141.

Введение

В России все большее внимание уделяется вовлечению в переработку техногенного сырья, которое, с одной стороны, является источником негативного воздействия на окружающую среду, а с другой стороны — представляет собой ценное сырье для извлечения стратегически важных металлов.

К такому техногенному сырью относятся электронный лом, представляющий собой лом радиодеталей и электроприборов, вышедших из эксплуатации, и содержащий цветные, драгоценные и редкоземельные металлы, в частности Ag, Au, Pt, Rh, Ir, Ru, Pd, Se, Te, Bi, Sb, In, Cu, Pb, Ni, Sn и Zn [1]. Кроме того, электронные отходы могут содержать 15—30% опасных веществ, к которым относятся вещества, ведущие к уменьшению озонового слоя земли, полихлорированные бифенилы, тяжелые металлы (кадмий, мышьяк, ртуть и др.), бромированные антипирены, литий, поливинилхлорид [2].

В [3] отмечается, что ежегодно объем электронных отходов возрастает на 5% в связи с увеличением производства электроники различного назначения, при этом срок использования техники постоянно сокращается. По оценкам экспертов, объем электронных отходов в России приближается к 1,0 млн т в год, а в мире превышает 50,0 млн т. Однако переработке подвергается лишь незначительная часть образующихся отходов, хотя специалисты отмечают, что вовлечение в переработку электронного лома целесообразно и с экономической точки зрения, так как характеризуется достаточным уровнем прибыли [4].

Анализ литературных данных показывает, что при переработке электронного лома находят применение такие методы обогащения, как воздушная, электрическая, магнитная сепарации, флотация.

В [5, 6] отмечается, что увеличение объема отходов бытовой электроники в совокупности с миниатюризацией электроники и изменением вещественного

состава сырья осложняют использование физико-механических методов для переработки электронного лома и обуславливают необходимость изыскания новых подходов в переработке данного вида отходов. К химическим методам переработки электронного лома относятся пиролиз, гидрометаллургический и биометаллургический методы. Пирометаллургия и гидрометаллургия являются наиболее распространенными методами извлечения металлов из отходов электронного и электрического оборудования [7].

Интересный подход к использованию электронного лома представлен в работе [8]. Исследования, проведенные авторами работы, были направлены на определение возможности эффективного использования печатных плат со значительным содержанием углеводов при восстановлении медных шлаков. Установлено, что при увеличении продолжительности процесса восстановления и количества добавляемых в качестве восстановителя печатных плат степень удаления меди из шлака увеличивалась и составила от 71 до 97%.

При вовлечении в переработку электронного лома с применением физико-механических, химических методов или их комбинации после извлечения из него металлов так или иначе вновь образуются отходы, например, в виде шлака, в котором остается значительное количество ценных компонентов.

Для получения дополнительной прибыли от переработки электронного лома и более комплексного использования сырья целесообразно доизвлекать металлы из этих отходов. При этом технология переработки шлаков по возможности должна быть просто реализуема и экономична.

Объектом настоящих исследований являлся шлак плавки электронного лома, содержащий 9,8% меди, а также Fe, Sn,

Ni, Zn, Pb, Ag, Sb, Au, Pt, Pd и другие компоненты. Медь в основном представлена металлической фазой.

При выборе основного метода переработки шлаков плавки электронного лома опирались на литературные данные. На сегодняшний день накоплен богатый опыт переработки шлаков металлургического производства. В соответствии с [9] выбор технологии переработки шлаков определяется физико-химическими свойствами шлака, характером вкрапленности ценных компонентов в силикатной массе, фазовым составом соединений меди, железа, кремния и других сопутствующих компонентов, условиями охлаждения и кристаллизации шлаков, а также технико-экономическим сравнением различных вариантов переработки.

В обзорных статьях [10, 11] изложены особенности образования медных шлаков, описаны химический и фазовый состав медных шлаков, физические и тепловые свойства, морфологические особенности, перечислены основные способы переработки шлаков. Рассмотрены такие методы переработки медных шлаков, как флотация, позволяющая эффективно извлекать сульфиды меди и металлическую медь, кислотное выщелачивание, биовыщелачивание, восстановительный обжиг с последующей магнитной сепарацией, высокотемпературное восстановление, а также комбинированные варианты переработки, включающие окисление расплава с последующей гравитационной и магнитной сепарацией, сульфидирующую обработку с последующей флотацией и магнитной сепарацией. Также рассмотрены технологические аспекты переработки отходов и преимущества их применения в строительной индустрии до или после обогащения.

Наиболее широко применяемым в России и за рубежом при переработке

медных шлаков металлургического производства методом является флотационный [12 – 14]. Добиться повышения технологических показателей при использовании флотации возможно за счет применения процесса грануляции шлаков [15], ударного способа дробления шлаков [16], ультратонкого измельчения перед флотацией [17] или применения нестандартных технических и технологических решений, представленных в работах [18, 19]. В ряде работ отмечается, что добиться повышения показателей флотационного обогащения шлаков можно за счет их правильной подготовки. Установлено, что медленное охлаждение шлаков благоприятно сказывается на результатах флотации [9, 20]. Например, проведенные на Балхашской обогатительной фабрике (БОФ) промышленные испытания технологии обогащения медленно охлажденных отвальных шлаков Балхашского медеплавильного завода позволили повысить извлечение меди в медный концентрат на 19% относительно фактических показателей обогащения отвальных шлаков на БОФ [20].

В [21] предложена безотходная технология обогащения шлака, содержащего 0,81% меди и 39,54% железа. Переработку шлака осуществляли по комбинированной схеме, которая включала флотацию, магнитную сепарацию хвостов флотации после предварительного обжига. В оптимальных условиях получено четыре продукта: флотоконцентрат с массовой долей меди 21,50% при извлечении 77,78%; концентрат магнитной сепарации, содержащий 90,21% железа и 0,4% меди при извлечении 91,34% и 83,14% соответственно; пыль, содержащая 65,17% ZnO, 2,66% PbO с общим улетучиванием цинка и свинца 98,89% и 89,6% соответственно; портландцемент.

Флотацию медных шлаков изучали в промышленных масштабах на обогатительной фабрике в районе Атакама

(Чили) [22]. Введение в схему перераспределения операции флотации медного шлака позволило при большей производительности повысить извлечение меди и качество получаемого концентрата. Также отмечается повышенный расход реагентов при флотации шлаков по сравнению с флотационным обогащением медной руды. В [23] предложено медный шлак из отвалов в районе Атакама использовать в строительной отрасли в качестве частичной замены цемента в строительном растворе, что будет способствовать снижению неблагоприятного воздействия на окружающую среду.

Таким образом, для переработки шлаков плавки электронного лома в качестве основного метода обогащения принимается флотационный, ввиду того, что содержащаяся в сырье медь представлена в основном металлической фазой. При этом чисто флотационная схема переработки материала будет отличаться большими затратами на электроэнергию, так как потребует измельчения всего материала до флотационной крупности, и высокой машиноемкостью из-за большого количества флотомашин. Для повышения рентабельности переработки данного техногенного сырья необходимо упростить схему его переработки, что в свою очередь будет способствовать снижению затрат.

С этой целью при разработке технологии переработки шлаков плавки электронного лома целесообразно рассмотреть возможность выделения конечных продуктов в стадиях рудоподготовки для уменьшения объема материала, поступающего в обогатительный передел.

В стадиях рудоподготовки могут быть применены гравитационный, магнитный, информационные методы, промывка, избирательное дробление — грохочение и др. [24]. Введение обогатительных операций в стадии рудоподготовки позволяет реализовать известные принци-

пы «не дробить ничего лишнего» и «не обогащать ничего лишнего».

Известны примеры успешного применения оптической, рентгенолюминесцентной и рентгенофлуоресцентной сепарации для предварительного обогащения руд [25, 26]. В работах [27, 28] предложена технология сухого предварительного обогащения золотосодержащих и сульфидных руд с использованием методов рентгенорадиометрической и пневматической сепарации.

На основании анализа литературных источников при разработке технологии переработки шлаков плавки электронного лома с высоким содержанием меди поставлены следующие задачи: исследование возможности выделения медного концентрата в стадиях рудоподготовки; разработка оптимального режима флотации шлаков плавки электронного лома.

Методика проведения исследований

Исследования по извлечению ценных компонентов из металлургического шлака плавки электронного лома выполнены на пробе массой 100 кг. Массовая доля меди в исходной пробе металлургического шлака составила $9,8 \pm \pm 0,4\%$. Максимальный размер куска в пробе 100 мм.

Установлено, что медь в пробе шлаков в основном представлена металлической фазой, крупность металлических включений находится в диапазоне от 100 до 0,1 мм. Исследована возможность выделения металлической фазы в отдельный продукт в операциях дробления. В ходе исследований реализована схема дробления в замкнутом цикле до крупности минус 0,6 мм. Для поверочного грохочения использовали сетки с размерами отверстий 25,0; 6,0; 3,0; 1,4; 0,6 мм. При циркуляции надрешетного продукта происходит постепенное высвобождение металлической фазы от частиц

шлака, после нескольких циркуляций надрешетный продукт представляет собой концентрат, состоящий в основном из частиц металлической фазы. Схема селективного дробления с выделением металлической фазы в концентрат приведена на рис. 1. Дробленный до крупности минус 0,6 мм продукт направляли на измельчение и флотацию.

На пробе руды крупностью минус 0,6 мм проведены опыты по оценке измельчаемости для определения необходимой продолжительности измельчения для раскрытия сростков. Измельчение навески перед флотацией осуществляли в стержневой лабораторной мельнице с объемом барабана 7 л.

С использованием пикнометра проведены опыты по определению плотности пробы крупностью минус 0,6 мм, направляемой на измельчение и флотацию. Выполнены пять параллельных замеров. Плотность пробы шлака плавки электронного лома составила 3400 кг/м^3 .

Флотационные опыты проводили с применением лабораторной механической флотомашины с объемом камеры 0,8 л и лабораторной пневмомеханической флотомашины с объемом камеры 1 л. В качестве собирателя применяли бутиловый ксантогенат калия (БКК), в качестве пенообразователя использовали Т-92. Опыты проведены в открытом цикле по схеме, включающей основную медную и контрольную медную флотации (см. рис. 2).

Переменными факторами при флотационном обогащении являлись продолжительность флотации, расход собирателя, плотность твердого в пульпе. При массовой доле твердого в пульпе 60% опыты по флотации проведены в накопительном режиме без добавления вспенивателя. Условия проведения опытов приведены в табл. 1.

При изучении состава шлаков плавки электронного лома и продуктов разде-

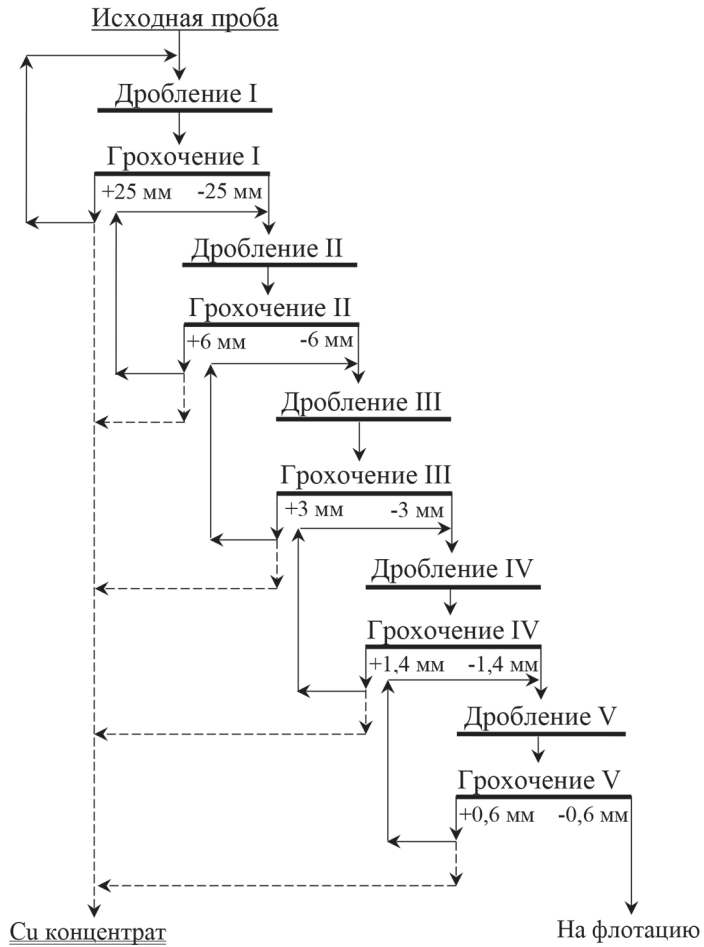


Рис. 1. Схема селективного дробления с выделением металлической фазы в концентрат
 Fig. 1. Selective crushing flowsheet with metal phase release into concentrate

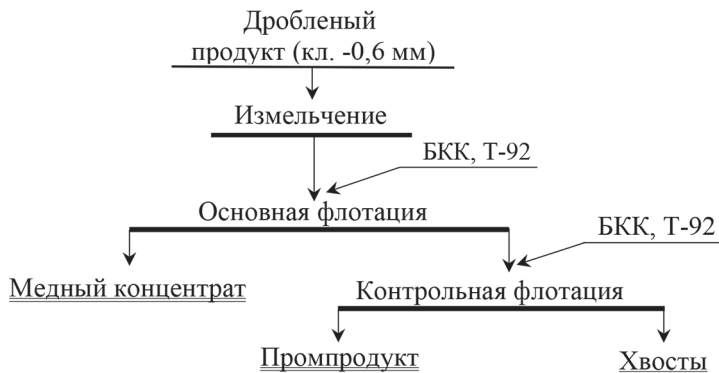


Рис. 2. Схема флотационного обогащения шлака плавки электронного лома
 Fig. 2. Flotation flowsheet of the electronic scrap smelting slag

Таблица 1

Условия проведения опытов по флотации
Conditions of flotation experiments

Параметр	Обозначение, ед. изм.	Значение
Измельчение		
Соотношение пробы, воды, стержневой нагрузки	Т: Ж : Ст	1 : 0,25 : 10
Содержание класса крупности $-0,071$ мм	β , %	45, 98
Продолжительность измельчения	$t_{изм}$, мин	30, 60
Флотация		
Содержание твердого в пульпе	$\beta_{ТВ}$, %	25, 60
Расход бутилового ксантогената калия (БКК): основная флотация контрольная флотация	m_1 , г/т	200 – 400 100 – 150
Расход Т-92: основная флотация контрольная флотация	m_2 , г/т	30 10
Продолжительность операций: основная флотация контрольная флотация	$t_{фл}$, мин	5 – 15 5 – 6

ления применялись методы химического, спектрального, рентгенофлуоресцентного, ситового анализ, электронной микроскопии.

**Результаты исследований
и их обсуждение**

По схеме селективного дробления (см. рис. 1) получен медный концентрат с массовой долей меди 72,91%, содержащий металлическую фазу (рис. 3).

При этом выход металлической фазы крупностью $+25,0$ мм составил 0,45%; крупностью $-25,0+6,0$ мм – 0,35%, крупностью $-6,0+3,0$ мм – 0,43%, крупностью $-3,0+1,4$ мм – 0,36%, крупностью $-1,4+0,6$ мм – 0,58%.

Результаты полного химического анализа медного концентрата селективного дробления приведены в табл. 2. Результаты расчета баланса по конечным продуктам схемы селективного дробления приведены в табл. 3.

Дробленный продукт крупностью минус 0,6 мм с массовой долей меди 8,4%

являлся исходным продуктом для последующего флотационного разделения.

При изучении измельчаемости дробленного продукта крупностью минус 0,6 мм установлено, что при продолжительно-

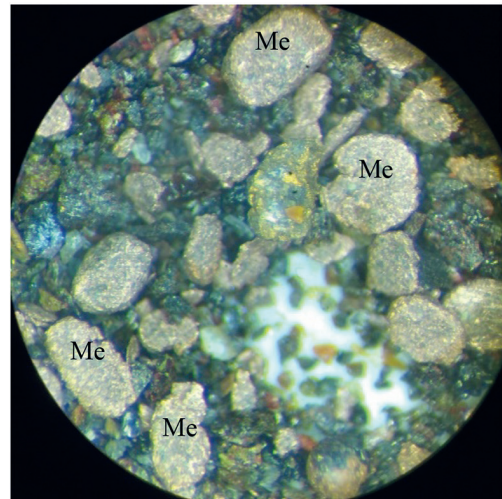


Рис. 3. Фотография металлической фазы меди под микроскопом (Me – медь металлическая)

Fig. 3. Photograph of the copper metal phase under a microscope (Me – metallic copper)

Таблица 2

Результаты полного химического анализа медного концентрата селективного дробления

Results of complete chemical analysis of selective crushing copper concentrate

Элемент	Массовая доля, %	Элемент	Массовая доля, %
Cu	72,910	Ag	0,059
Fe	3,540	Ca	0,041
Sn	0,508	S	0,022
Ni	0,424	Sb	0,044
Si	0,198	Co	0,018
Pb	0,185	K	0,018
Zn	0,125	Cl	0,019
Al	0,045	Pd, As	<0,050
Cr	0,055	Au, Pt	<0,010
Остаток — кислород			

сти измельчения 30 мин массовая доля класса минус 0,071 мм в измельченном продукте составила 45%, при продолжительности измельчения 60 мин — 98%.

При флотации материала после 30 мин измельчения извлечение меди в концентрат основной флотации составило около 30%. При этом из камерного продукта флотации ручной доводкой выделено большое количество металлических включений, которые при данной степени измельчения ввиду их большой плотности не могут быть вынесены пузырьками в пенный слой. Последующие флотационные опыты проведены при содержании класса минус 0,071 мм в питании флотации 95—98%.

В ходе проведения исследований по флотационному обогащению шлаков плавки электронного лома установлено

влияние расхода собирателя на результаты флотации. При расходе собирателя 200 г/т получен концентрат основной флотации с массовой долей меди 17,2% при извлечении меди 32,19%. При увеличении расхода собирателя наблюдалось повышение извлечения меди в пенный продукт при незначительном снижении качества получаемого концентрата. Так, при расходе БКК 400 г/т извлечение меди в концентрат основной флотации составило 87,81% при массовой доле меди в концентрате 16,3%. Флотационные опыты проведены при массовой доле твердого во флотационной пульпе 25% и продолжительности основной и контрольной операций флотации 5 мин.

В табл. 4 представлены результаты флотации в оптимальном режиме.

Таблица 3

Результаты селективного дробления шлаков плавки электронного лома

Results of selective crushing of electronic scrap smelting slags

Продукт	Выход, %	Массовая доля Cu, %	Извлечение Cu, %
Концентрат	2,17	72,91	16,14
Хвосты (кл. -0,6 мм)	97,83	8,40	83,86
Исходный	100,00	9,80	100,00

Таблица 4

Результаты флотации шлаков плавки электронного лома в оптимальном режиме
Results of flotation of electronic scrap smelting slags in optimal mode

Продукт	Выход, %	Массовая доля Cu, %	Извлечение Cu, %
Концентрат флотации	45,25	16,30	87,81
Промпродукт флотации	10,26	7,20	8,79
Хвосты	44,49	0,64	3,40
Исходный	100,00	8,40	100,00

В проведенных опытах извлечение меди в пенный продукт 87,81% достигается за счет большого выхода этого продукта, при этом по массовой доле меди полученный концентрат соответствует марке КМ-7. С целью получения более качественного флотационного концентрата проведены опыты по флотации при массовой доле твердого в пульпе 60% в накопительном режиме, заключающемся в периодическом сьеме пены. Продолжительность флотации была увеличена по сравнению с предыдущими опытами.

Увеличение плотности пульпы должно способствовать более интенсивному переходу металлических включений в пенный продукт за счет повышения вероятности столкновения флотируемых частиц с пузырьками. Эксперименты выполнены без добавления вспенивателя, так как известно, что реагенты-пенообразователи снижают средние размеры пузырьков воздуха во флотационных машинах, а для флотации тяжелых

частиц металлической меди необходимы крупные пузырьки, обладающие достаточной подъемной силой для всплывания флотокомплексов. Устойчивость флотационной пены обеспечивают сфлотированные частицы металлической меди.

Исследования флотации в накопительном режиме проведены на пневмомеханической машине при следующих параметрах ее работы: скорость импеллера при агитации составляла 2000 об/мин, при флотации — 1800 об/мин; расход воздуха составлял 2 л/мин.

Суммарное извлечение меди в объединенный концентрат основной и контрольной операций флотации при продолжительности основной флотации 15 мин, а контрольной — 6 мин, составило 46% от исходного для флотации продукта при массовой доле меди 19,6%. При этом получен пенный продукт основной флотации с массовой долей меди 21,5% при извлечении 27,18%. Полученные результаты свидетельствуют о возможности дальнейшего повышения массовой

Таблица 5

Баланс по конечным продуктам схемы обогащения шлаков плавки электронного лома
End-products balance of the electronic scrap smelting slags beneficiation

Продукт	Выход, %	Массовая доля Cu, %	Извлечение Cu, %
Концентрат селективного дробления	2,17	72,91	16,14
Концентрат флотации	44,27	16,30	73,63
Промпродукт флотации	10,04	7,20	7,38
Хвосты	43,52	0,64	2,85
Исходный	100,00	9,80	100,00

доли меди в концентрате при увеличении продолжительности накопления пенного продукта. Флотация в накопительном режиме является перспективной и требует проведения дальнейших исследований для оптимизации ее продолжительности и периодичности съема пены.

Таким образом, наилучшие результаты флотации шлака плавки электронного лома получены при следующих параметрах флотационного обогащения: расход бутилового ксантогената калия в основную флотацию 400 г/т, в контрольную — 150 г/т, массовая доля класса минус 0,071 мм в питании флотации 95–98%.

По результатам обогащения металлургического шлака плавки электронного лома выполнен расчет баланса по конечным продуктам, приведенный в табл. 5.

Установлено, что предлагаемая схема обогащения, включающая селективное дробление с выделением металлической фазы в концентрат и последующее измельчение и флотацию дробленого продукта, позволяет на стадии рудоподготовки выделить концентрат с массовой долей меди 72,91% при извлечении 16,14%, в цикле флотации получен медный концентрат с массовой долей меди 16,30% при извлечении меди 73,63%.

Заключение

В связи с увеличением производства электроники различного назначения происходит накопление электронного лома, являющегося ценным техногенным сырьем для извлечения различных металлов. При металлургической переработке отходов электронного лома вновь образуются отходы в виде шлака, содержащего значительные количества ценных компонентов. Для получения дополнительной прибыли от переработки электронного лома и повышения комплексности использования сырья обра-

зующиеся шлаки целесообразно вовлекать в переработку.

В настоящей работе проведены исследования по разработке схемы обогащения шлака плавки электронного лома, содержащего 9,8% меди. Установлено, что основная масса меди представлена металлической фазой крупностью от 0,1 до 100 мм. На основании анализа литературы по переработке аналогичного сырья исследована возможность предварительного обогащения сырья в стадиях рудоподготовки с выделением в концентрат металлической фазы меди и определены оптимальные параметры последующей флотации шлаков плавки электронного лома.

В результате проведенных исследований показана возможность получения медного концентрата после селективного дробления с массовой долей меди 72,91% при извлечении ее в концентрат 16,14%. Наилучшие показатели флотационного обогащения шлака получены при измельчении до 98% класса минус 0,071 мм, при суммарном расходе собирателя 550 г/т. Извлечение меди во флотационный медный концентрат составило 73,63%, массовая доля меди в концентрате — 16,3%. Потери меди с хвостами обогащения составляют 2,85%.

Исследования флотации при массовой доле твердого в пульпе 60% в накопительном режиме, заключающемся в периодическом выведении пенного продукта из камеры флотомшины, показали возможность получения флотационного концентрата более высокого качества с массовой долей меди 21,5%. Однако требуется проведение дальнейших исследований для оптимизации продолжительности флотации и периодичности съема пены.

Применение разработанной технологической схемы позволит эффективно перерабатывать образующиеся при плавке электронного лома шлаки и повысить

рентабельность переработки электронного лома и комплексность использования сырья.

Отходы флотационного обогащения могут рассматриваться как сырье

для применения в строительной отрасли, что позволит реализовать безотходную технологию переработки электронного лома с высокими экономическими и экологическими показателями.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Доронкина И. Г., Борисова О. Н.* Эволюция технологических подходов при решении проблемы твердых бытовых отходов // Сервис в России и за рубежом. — 2015. — Т. 9. — № 4(60). — С. 102–111. DOI: 10.12737/16089.

2. *Максимова М. А.* Анализ состояния переработки электронного лома в России // Известия СО РАЕН. Геология, поиски и разведка рудных месторождений. — 2016. — № 3 (56). — С. 102–111.

3. *Уланова О. В.* Электронное и электрическое оборудование: предпосылки переработки // Твердые бытовые отходы. — 2013. — № 3 (81). — С. 8–13.

4. *Емельянов А. А., Пельмская С. С., Березюк М. В.* Экономическое обоснование переработки электронных отходов и лома в РФ // Modern Economy Success. — 2019. — № 1. — С. 38–45.

5. *Мезенин А. О.* Особенности электростатической сепарации компонентов дробленого электронного лома // Обогащение руд. — 2017. — № 6. — С. 49–53. DOI: 10.17580/or.2017.06.09.

6. *Дмитриев С. В., Мезенин А. О.* Подготовка и электростатическая сепарация при рециклинге электронного лома / Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXIII Международной научно-технической конференции. — Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2018. — С. 177–181.

7. *Самадов А. У., Хужамов У. У., Бурунов А. Б.* Исследование технологии переработки электронного лома // Научный журнал Universum: Технические науки. — 2021. — № 10-1(91). — С. 72–74.

8. *Smalcerz A., Matula T., Slusorz M., Wojtasik J., Chaberska W., Kluska S., Koryka L., Mycka L., Blacha L., Labaj J.* The use of PCB scrap in the reduction in metallurgical copper slags // Materials. 2023, vol. 16, article 625. DOI: 10.3390/ma16020625.

9. *Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Хачатрян Л. С., Видуецкий М. Г., Пунцукова Б. Т.* Технологические режимы обогащения техногенного минерального сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2009. — № 9. — С. 232–241.

10. *Скобелев Д. О., Марьев В. А., Шубов Л. Я., Иванков С. И., Доронкина И. В.* Отходы горно-металлургической отрасли: систематизация технологических решений экологических задач. Ч. I // Экологические системы и приборы. — 2018. — № 12. — С. 29–37.

11. *Tian H., Guo C., Pan C., Zhu D., Yang C., Xue Yu., Li S., Wang D.* Comprehensive review on metallurgical recycling and cleaning of copper slag // Resources, Conservation and Recycling. 2021, vol. 168. DOI: 10.1016/j.resconrec.2020.105366.

12. *Булатов К. В., Газалеева Г. И.* Современные технологии переработки техногенного сырья. — Екатеринбург: ИПП «Уральский рабочий», 2019. — 200 с.

13. *Муталова М. А., Хакимова Д. Ю.* Исследование извлечения полезных компонентов из шлаков методом флотации // International Journal of Advanced Technology and Natural Sciences. — 2020. — Т. 1. — № 2. — С. 26–30. — DOI: 10.24412/2181-144X-2020-2-26-30.

14. *Абдуллин С. Р.* Организация производства по переработке металлургического шлака медеплавильного завода способом флотации / Инновационные аспекты развития науки и техники: Сборник статей XI Международной научно-практической конференции. — Саратов: НОО «Цифровая наука», 2021. — С. 21–30.

15. *Milanovic D., Stanujkic D., Ignjatovic M.* Comparative results of copper flotation from smelter slag and granulated smelter slag // Mining and Metallurgy Engineering Bor. 2013, no. 2, pp. 167–194. DOI: 10.5937/mmeb1302167M.

16. *Горлова О. Е., Синянская О. М., Тусупбекова Т. Ш., Колодежная Е. В.* Интенсификация флотационного обогащения медеплавильных шлаков при ударном способе их дробления // Цветные металлы. — 2023. — № 1. — С. 7–16. DOI: 10.17580/tsm.2023.01.01.

17. Чинова Н. Б., Коновалова С. Г., Левченко Г. Н., Мамонов С. В., Зинченко А. М., Василенко С. Н., Кириллов А. С. Результаты лабораторных и опытно-промышленных испытаний ультратонкого измельчения в технологиях флотации шлаков / Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXV Международной научно-технической конференции. — Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2020. — С. 230—234.

18. Интогарова Т. И., Валиева О. С., Морозов Ю. П., Тропников Д. Л. Совершенствование процесса флотации на основе обогащения пенных продуктов в сужающихся желобах // Горный журнал. — 2019. — № 2. — С. 48—51. DOI: 10.17580/gzh.2019.02.09.

19. Валиева О. С., Интогарова Т. И., Бекчурина Е. А., Морозов Ю. Преимущества применения флотоклассификаторов в замкнутом цикле измельчения // Горный журнал. — 2019. — № 2. — С. 51—56. DOI: 10.17580/gzh.2019.02.10.

20. Арустамян М. А., Калинин Е. П., Алексеева Ю. Б. Повышение показателей обогащения отвальных шлаков Балхашского медеплавильного завода // Цветные металлы. — 2016. — № 10(886). — С. 54—57. DOI: 10.17580/tsm.2016.10.08.

21. Li S., Guo Zh., Pan J., Zhu D., Dong T., Lu S. Stepwise utilization process to recover valuable components from copper slag // Minerals. 2021, vol. 11, article 211. DOI: 10.3390/min11020211.

22. Pavez O., Herrera P., González M., Rivera O. Copper recovery through smelter slag flotation in Atacama, Chile: An Industrial case study // Ingeniería e Investigación. 2021, vol. 41, no. 1. DOI: 10.15446/ing.investig.v41n1.84162.

23. Devia M., Parra R., Queirolo C., Sánchez M., Wilkomirsky I. Copper smelting and converting: past and present Chilean developments // Mineral Processing and Extractive Metallurgy: Transactions of the Institute of Mining and Metallurgy. 2019, vol. 128, no. 1-2, pp. 108—116. DOI: 10.1080/25726641.2018.1542050.

24. Газалеева Г. И., Цыпин Е. Ф., Червяков С. А. Рудоподготовка. Дробление, грохочение, обогащение. — Екатеринбург: ООО «УЦАО», 2014. — 914 с.

25. Овчинникова Т. Ю., Ефремова Т. А., Цыпин Е. Ф. О нижних границах классов крупности при предварительном обогащении руды с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2021. — № 11-1. — С. 328—337. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_111_0_328.

26. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю. Схемы обогащения в стадиях рудоподготовки // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. — 2015. — № 4. — С. 88—97.

27. Завьялов С. С., Мамонов Р. С. Теоретическое обоснование возможностей применения пневматической сепарации при обогащении сульфидных медных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 11-1. — С. 199—209. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_111_0_199.

28. Морозов Ю. П., Завьялов С. С., Волков П. С., Джураев Х. Р. Исследование сухого гравитационного обогащения сульфидной руды месторождения Шатыркуль / Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXII Международной научно-технической конференции. — Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2017. — С. 151—153. **ГИАБ**

REFERENCES

1. Doronkina I. G., Borisova O. N. Evolution of technological approaches in solving the problem of municipal solid waste. *Services in Russia and abroad*. 2015, vol. 9, no. 4(60), pp. 102—111. [In Russ]. DOI: 10.12737/16089.

2. Maksimova M. A. Analysis of electronic waste recycling in Russia. *Izvestiya Sibirskogo otdeleniya Rossiiskoi akademii estestvennykh nauk. Izvestiya SO RAEN. Geologiya, poiski i razvedka rudnykh mestorozhdeniy*. 2016, no. 3 (56), pp. 102—111. [In Russ].

3. Ulanova O. V. Electronic and Electrical Equipment: processing prerequisites. *Tverdye bytovye otkhody*. 2013, no. 3 (81), pp. 8—13. [In Russ].

4. Emelyanov A. A., Pelymskaya I. S., Berezyuk M. V. Economic justification of electronic waste and scrap processing in the Russian Federation. *Modern Economy Success*. 2019, no. 1, pp. 38—45. [In Russ].

5. Mezenin A. O. Specifics of crushed electronics scrap components electrostatic separation. *Obogashchenie Rud*. 2017, no. 6, pp. 49—53. [In Russ]. DOI: 10.17580/or.2017.06.09.

6. Dmitriev S. V., Mezenin A. O. Preparation and electrostatic separation in recycling of electronic scrap. *Nauchnye osnovy i praktika pererabotki rud i tekhnogennogo syr'ya: Materialy XXIII Mezhdunarodnoy nauchno-tekhnicheskoy konferentsii* [Scientific bases and practice of ore and technogenic raw materials processing: Materials of the XXIII International Scientific and Technical Conference], Ekaterinburg, Izd-vo «Fort Dialog-Iset'», 2018, pp. 177 – 181. [In Russ].
7. Samadov A. U., Khuzhamov U. U., Buronov A. B. Research of electronic scrap processing technology. *Universum: tekhnicheskije nauki*. 2021, no. 10-1(91), pp. 72 – 74. [In Russ].
8. Smalcerz A., Matula T., Slusorz M., Wojtasik J., Chaberska W., Kluska S., Kortyka L., Mycka L., Blacha L., Labaj J. The use of PCB scrap in the reduction in metallurgical copper slags. *Materials*. 2023, vol. 16, article 625. DOI: 10.3390/ma16020625.
9. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Khachatryan L. S., Viduetsky M. G., Puntsukova B. T. Technological modes of processing technogenic mineral raw materials. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2009, no. 9, pp. 232 – 241. [In Russ].
10. Skobelev D. O., Maryev V. A., Shubov L. Ya., Ivankov S. I., Doronkina I. V. Mining and metallurgical industry wastes: systematisation of technological solutions to environmental problems. Part I. *Ekologicheskije sistemy i pribory*. 2018, no. 12, pp. 29 – 37. [In Russ].
11. Tian H., Guo C., Pan C., Zhu D., Yang C., Xue Yu., Li S., Wang D. Comprehensive review on metallurgical recycling and cleaning of copper slag. *Resources, Conservation and Recycling*. 2021, vol. 168. DOI: 10.1016/j.resconrec.2020.105366.
12. Bulatov K. V., Gazaleeva G. I. *Sovremennye tekhnologii pererabotki tekhnogennogo syr'ya* [Modern technologies for processing of technogenic raw materials], Ekaterinburg, IPP «Ural'skiy rabochiy», 2019, 200 p.
13. Mutalova M. A., Khakimova D. Yu. Investigation of the recovery of useful components from slags by the flotation method. *International Journal of Advanced Technology and Natural Sciences*. 2020, vol. 1, no. 2, pp. 26 – 30. [In Russ]. DOI: 10.24412/2181-144X-2020-2-26-30.
14. Abdullin S. R. Organization of production for the processing of metallurgical slag of a copper smelter by flotation method. *Innovatsionnye aspekty razvitiya nauki i tekhniki: Sbornik statey XI Mezhdunarodnoy nauchno-prakticheskoy konferentsii* [Innovative aspects of the development of science and technology: a collection of articles of the XI International Scientific and Practical Conference], Saratov, NOO «TSifrovaya nauka», 2021, pp. 21 – 30. [In Russ].
15. Milanovic D., Stanujkic D., Ignjatovic M. Comparative results of copper flotation from smelter slag and granulated smelter slag. *Mining and Metallurgy Engineering Bor*. 2013, no. 2, pp. 167 – 194. DOI: 10.5937/mmeb1302167M.
16. Gorlova O. E., Sinyanskaya O. M., Tusupbekova T. S., Kolodezhnaya E. V. Flotation of copper smelter slags intensified by impact crushing. *Tsvetnye Metally*. 2023, no. 1, pp. 7 – 16. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2023.01.01.
17. Chinova N. B., Konovalova S. G., Levchenko G. N., Mamonov S. V., Zinchenko A. M., Vasilenko S. N., Kirillov A. S. Results of laboratory and pilot tests of ultrafine grinding in slag flotation. *Nauchnye osnovy i praktika pererabotki rud i tekhnogennogo syr'ya: Materialy XXIII Mezhdunarodnoy nauchno-tekhnicheskoy konferentsii* [Scientific bases and practice of ore and technogenic raw materials processing: Materials of the XXIII International Scientific and Technical Conference], Ekaterinburg, Izd-vo «Fort Dialog-Iset'», 2020, pp. 230 – 234. [In Russ].
18. Intogarova T. I., Valieva O. S., Morozov Yu. P., Tropnikov D. L. Improvement of flotation based on the froth product processing in tapered chutes. *Gornyi Zhurnal*. 2019, no. 2, pp. 48 – 51. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2019.02.09.
19. Valieva O. S., Intogarova T. I., Bekchurina E. A., Morozov Yu. P. Advantages of applying flotation classification in closed grinding circuit. *Gornyi Zhurnal*. 2019, no. 2, pp. 51 – 56. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2019.02.10.
20. Arustamyan M. A., Kalinin E. P., Alekseeva Yu. B. Increasing of data of dump slags concentration at Balkhash copper-smelting plant. *Tsvetnye Metally*. 2016, no. 10(886), pp. 54 – 57. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2016.10.08.
21. Li S., Guo Zh., Pan J., Zhu D., Dong T., Lu S. Stepwise utilization process to recover valuable components from copper slag. *Minerals*. 2021, vol. 11, article 211. DOI: 10.3390/min11020211.
22. Pavez O., Herrera P., González M., Rivera O. Copper recovery through smelter slag flotation in Atacama, Chile: An Industrial case study. *Ingeniería e Investigación*. 2021, vol. 41, no. 1. DOI: 10.15446/ing.investig.v41n1.84162.

23. Devia M., Parra R., Queirolo C., Sánchez M., Wilkomirsky I. Copper smelting and converting: past and present Chilean developments. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy: Transactions of the Institute of Mining and Metallurgy*. 2019, vol. 128, no. 1-2, pp. 108–116. DOI: 10.1080/25726641.2018.1542050.

24. Gazaleeva G. I., Tsylin E. F., Chervyakov S. A. *Rudopodgotovka. Droblenie, grokhochenie, obogashchenie* [Ore preparation. Crushing, screening, beneficiation], Ekaterinburg, OOO «UTSAO», 2014, 914 p.

25. Ovchinnikova T. Yu., Efremova T. A., Tsylin E. F. Lower size grade limits in ore pretreatment using X-ray fluorescent separation. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021, no. 11-1, pp. 328–337. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_111_0_328.

26. Tsylin E. F., Ovchinnikova T. Yu. Concentration schemes at the stages of ore processing. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal*. 2015, no. 4, pp. 88–97. [In Russ].

27. Zavyalov S. S., Mamonov R. S. Theoretical justification of pneumatic separation for copper sulfide ore enrichment. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, no. 11-1, pp. 199–209. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_111_0_199.

28. Morozov Yu. P., Zavyalov S. S., Volkov P. S., Dzhuraev H. R. Study of dry gravitational enrichment of sulfide ore of the Shatyrkul deposit. *Nauchnye osnovy i praktika pererabotki rud i tekhnogenogo syr'ya: Materialy XXIII Mezhduнародной nauchno-tekhnicheskoy konferentsii* [Scientific bases and practice of ore and technogenic raw materials processing: Materials of the XXIII International Scientific and Technical Conference], Ekaterinburg, Izd-vo «Fort Dialog-Iset'», 2017, pp. 151–153. [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Упорова Ирина Валерьевна¹ — инженер,

e-mail: uporova2013@mail.ru,

Пеньков Павел Михайлович¹ — инженер,

e-mail: Pavel.Penkov@m.ursmu.ru,

ORCID ID: 0000-0001-9531-1896,

Бекчурина Екатерина Александровна¹ — канд. техн. наук,

доцент, e-mail: efalej@yandex.ru,

ORCID ID: 0000-0001-7304-2824,

¹ Уральский государственный горный университет.

Для контактов: Упорова И.В., e-mail: uporova2013@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

I. V. Uporova¹, Engineer,

e-mail: uporova2013@mail.ru,

P. M. Penkov¹, Engineer,

e-mail: Pavel.Penkov@m.ursmu.ru,

E. A. Bekchurina¹, Cand. Sci. (Eng.),

Assistant Professor,

e-mail: efalej@yandex.ru,

ORCID ID: 0000-0001-7304-2824,

¹ Ural State Mining University,

620144, Ekaterinburg, Russia.

Corresponding author: I. V. Uporova, e-mail: uporova2013@mail.ru.

Получена редакцией 22.12.2023; получена после рецензии 25.01.2024; принята к печати 10.02.2024.

Received by the editors 22.12.2023; received after the review 25.01.2024; accepted for printing 10.02.2024.

