

**МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ
«УРАЛЬСКАЯ ГОРНАЯ ШКОЛА – РЕГИОНАМ»**

28-29 апреля 2014 года

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.7

**ПОВЫШЕНИЕ ТОЧНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЕСОВОГО
ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА МИНЕРАЛОВ
ПО ИЗМЕРЕНИЯМ В АНШЛИФАХ**

Бейсенбай Е. М.

Научный руководитель Козин В. З., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Достоверному значению гранулометрического состава придается определяющее значение во многих областях науки, техники и технологии. Гранулометрические данные лежат в основе выбора оптимального режима измельчения руд и рационального сочетания обогатительных процессов.

Изучение гранулометрического состава производится путем разделения совокупности зерен на классы крупности и установления объема каждого из них. Соотношения отдельных классов выражается в процентах. Различают гранулометрический состав весовой (Q) и количественный (M). Первый определяется с учетом веса каждого класса крупности, второй – количества (числа) попавших в него зерен.

Пересчет весовых процентов на количественные осуществляется с помощью множителя a , обратно – с помощью множителя b [1].

В обогащении полезных ископаемых удобно пользоваться весовыми соотношениями классов, выражая результаты анализа количественного гранулометрического состава.

Распределение зерен в природных объектах, как правило, подчиняется логнормальному закону [1]. Поэтому конечные размеры гранулометрических классов выбираются соотношением с геометрической прогрессией. Наиболее известны гранулометрические шкалы с шагом, равным $2; \sqrt{2}$, которым выпускаются промышленные наборы сит.

Сложность определения гранулометрических характеристик минералов в рудах заключается в том, что их содержание обычно низко, распределение крайне неравномерно, величины зерен малы и вывести их из руды без разрушений невозможно. Наиболее удобным выходом является произведения необходимых измерений зерен в аншлифах.

Гранулометрический анализ в аншлифах производится путем непосредственного измерения под микроскопом поперечников (средних диаметров) всех зерен исследуемого минерала. Имея результаты подобных измерений, нетрудно разнести все зерна, попавшие в подсчет, по соответствующим классам. Однако при этом получается искаженная картина гранулометрического состава, поскольку пересечение исходного материала (образца, пробы, препарата и т. д.) плоскостью аншлифа приводит к появлению случайных сечений изучаемых зерен. Диаметр этих сечений, как правило, меньше фактических поперечников зерен, поэтому содержание мелких фракций при измерении зерен в аншлифах всегда искажено по сравнению с действительным. Чтобы устранить влияние эффекта срезания, требуется ввести поправки.

В ряде работ были получены или подтверждены по результатам опытов поправочные коэффициенты, показывающие, что искажение гранулометрического состава вследствие эффекта срезания весьма существенно и пренебречь им в ходе гранулометрического анализа никак нельзя. В работе [2] Н. С. Окновой и Г. Ф. Рожковым была получена величина эффекта срезания, равная в среднем 0,71.

Заложена основа положительного опыта решения этой задачи в работах Н. Гринмана и В. Н. Шванова [3, 4]. О. П. Иванов, С. Ф. Ермаков, В. Н. Кузнецова рассчитали такие количественные переходы для шкалы с шагом 2, которые отображаются полученной ими пропорцией 74,5 : 19,8 : 4,3 : 1,0 : 0,3, принцип расчета которой можно найти в работе [1]. Иными словами, если имеется 100 % зерен в классе I, то после пересечения их с плоскостью аншлифа следует ожидать, что в данном классе останется 74,5 % общего числа содержащихся в нем зерен. В следующий, более мелкий, класс II перейдет 19,8 %, в III – 4,3 %, в IV – 1,0 %, в V – 0,3 %. В остальных, еще более мелких, фракциях практически не будет зерен из фракции I. Подобное распределение сечений будет наблюдаться при пересечении зерен любой фракции.

После проведения опытов авторами этой работы предложен метод Гринмана-Шванова [5], который, по сравнению с другими, требует гораздо меньше измерений и проще в исполнении. Также метод признан удобным потому, что истинный средний размер зерен исследуемого минерала для определенной ситовой фракции руды или для руды в целом может быть определен, исходя лишь только из данных количественного гранулометрического состава.

На основе метода Гринмана-Шванова были проведены исследования, где для принятой равной доли наличия в исходном материале основных форм частиц, таких как шарообразные и кубические, для шкалы с шагом 2 были теоретически получены количественные переходы для общих долей шарообразных и кубических зерен.

Первым этапом было вычисление расстояний от возможных сечений в аншлифе до центра зерна для шарообразных частиц. Далее был вычислен диапазон возможности образования таким диаметром сечений в аншлифе. Отношение этого диапазона к радиусу зерна и будет являться долей попадания зерна определённого размера в аншлиф с разными сечениями. В заключение была определена вероятность попадания в тот или иной класс зерен различной крупности и выявлена средняя вероятность доли зерен, остающихся в том или ином классе крупности. Эта величина, названная величиной эффекта срезания, была рассчитана и оказалась равной 0,745. Исходя из полученных данных, можно сделать вывод, что видимый в аншлифе размер зерен меньше фактического приблизительно в среднем в 1,34 раза.

Таким образом, доля классов попавших в аншлиф зерен шарообразной формы можно рассчитать как

$$P_i^{\text{III}} = 0,745 \left(1 - \sum_{i=1}^I P_i \right).$$

В итоге пересчет наблюдаемого в аншлифе распределения шарообразных зерен на истинное процентное содержание производится следующим образом:

$$M_1 = (100/74,5)N_1 = 1,34N_1;$$

$$M_2 = 1,34(N_2 - M_1 \cdot 0,19);$$

$$M_3 = 1,34 [N_3 - (M_2 \cdot 0,19 + M_1 \cdot 0,048)];$$

$$M_k = 1,34 [N_k - (M_{k-1} \cdot 0,19 + M_{k-2} \cdot 0,048 + M_{k-3} \cdot 0,012 + M_{k-4} \cdot 0,003 + M_{k-5} \cdot 0,0008 + M_{k-6} \cdot 0,0003)];$$

$$M_k^{\text{III}} = 1,34 \left(N_k - \sum_{i=2}^k P_i \cdot M_i \right).$$

где N_1, N_2, N_3, N_k – видимые в аншлифе доли зерен в соответствующих классах, а M_1, M_2, M_3, M_k – истинные (скорректированные) доли зерен в тех же классах, P_i – доля i -го класса, попавшая в аншлиф.

На втором этапе были изучены частицы кубической формы. Было установлено, что под каким бы углом ни пересекалось кубическое зерно в аншлифе, наибольшим размером зерна будет являться диагональ куба. Так, например, если измерять в аншлифе кубические зерна по большим диагоналям, то при кубе с ребром 50 мм можно встретить его большие диагонали до d_{max} , то есть до 86,6 мм. Такие измеренные в аншлифе диагонали до 86,6 мм необходимо отнести к зерну размером 50 мм, а до 43,3 мм к зерну размером 25 мм и так далее.

Далее, так же как и для шарообразных частиц, была рассчитана средняя вероятность доли зёрен, остающихся в том или ином классе крупности, которая составила 0,577. По аналогии с шарообразными частицами, долю классов попавших в аншлиф зерен кубической формы можно рассчитать как

$$P_i^K = 0,577 \left(1 - \sum_{i=1}^I P_i \right).$$

Тогда, пересчет наблюдаемого в аншлифе распределения кубических зерен на истинное процентное содержание:

$$\begin{aligned} M_1 &= (100/57,7)N_1 = 1,733N_1; \\ M_2 &= 1,733(N_2 - M_1 \cdot 0,244); \\ M_3 &= 1,733 [N_3 - (M_2 \cdot 0,244 + M_1 \cdot 0,103)]; \\ M_k^K &= 1,733 \left(N_k - \sum_{i=2}^k P_i \cdot M_i \right). \end{aligned}$$

Если считать, что сечения шарообразных и кубических зерен попадут в аншлиф с равной долей, то общая доля попавших в аншлиф сечений зерен вычисляется как средняя доля кубических и шарообразных сечений зерен в аншлифе.

$$P_i = 0,5P_i^{\text{ш}} + 0,5P_i^K.$$

Тогда доли классов крупности составят: 0,661; 0,217; 0,076; 0,028; 0,011; 0,004; 0,003.

В этом случае пересчет наблюдаемого в аншлифе распределения зерен на истинное процентное содержание:

$$\begin{aligned} M_1 &= (100/66,1)N_1 = 1,513N_1; \\ M_k^K &= 1,513 \left(N_k - \sum_{i=2}^k P_i \cdot M_i \right). \end{aligned}$$

Обобщая полученные результаты можно сделать следующий вывод. Для минералов, чья форма близка к кубической, отклонение истинной доли классов крупности от наблюдаемой может быть велика, поэтому при определении весового гранулометрического состава минералов при изучении в аншлифах необходимо учитывать форму и распределение по форме минеральных зёрен внутри изучаемого материала.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Шванов В. Н. Песчаные породы и их методы изучения. – Л.: Недра, 1969.
2. Окнова Н. С., Рожков Г. Ф. К вопросу о гранулометрическом анализе в шлифах // ДАН СССР, 1978. Т. 243. № 3.
3. Greenman N. N. The mechanical analysis of sediments from thin section data // Journ. Geol. 1951. V. 59. № 5.
4. Глаголев А. А. Морфо-гранулометрический анализ массивных агрегатов. – Алматы: Изд-во АН КазССР, 1950.
5. Иванов О. П., Ермаков С. Ф., Кузнецова В. Н. Повышение точности определения весового гранулометрического состава рудных минералов по измерениям в шлифах // Научные труды ЦНИИОЛОВО, 1979.

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ПОЛУЧЕНИЕ ПОГРЕШНОСТИ ПЛАНИМЕТРИЧЕСКОГО МЕТОДА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНСОСТАВА

Касьянов А. К.

Научный руководитель Козин В. З., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Планиметрический метод состоит в выделении на поверхности изучаемого массива квадратной площади со сторонами 1 м, проведении через каждые 100 мм по поверхности массива линий и измерении на этих линиях размеров отдельных кусков l_i . Величина r для каждого i -го класса крупности определяется как

$$r_i = \frac{\sum l_i}{L}.$$

где l_i – размер кусков, относимых к i -му классу крупности; L – суммарная длина всех измеренных отрезков l , соответствующих размерам кусков.

В связи с сегрегацией кускового материала крупность материала при планиметрическом методе измерений оказывается завышенной на 15-20 %.

Теория планиметрического метода гласит, что крупный класс должен выделяться больше, чем средний и мелкий классы [1-3].

Для проверки теории на практике была создана и опробована установка для планиметрического анализа гранулометрического состава руды крупностью менее 100 мм, представленная на рисунке 1.

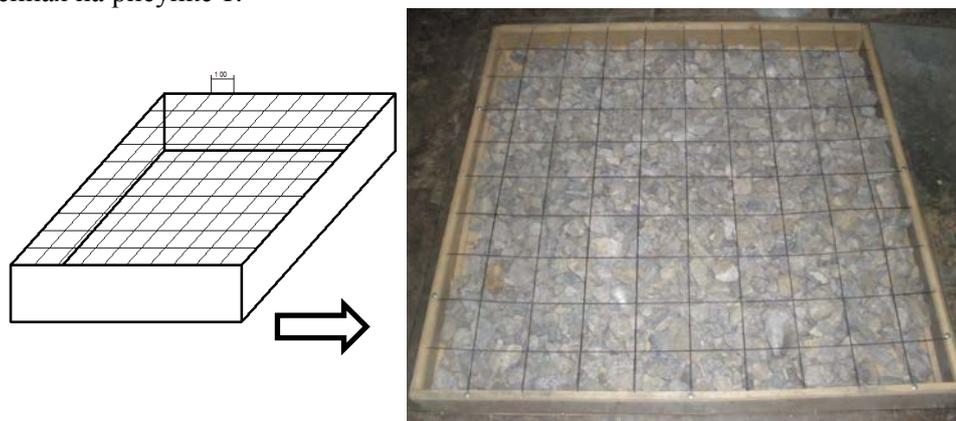


Рисунок 1 – Установка для планиметрического анализа гранулометрического состава

Экспериментальное определение погрешности планиметрического метода, проведенное с помощью установки, подтвердило ранее полученные теоретические выводы.

Также было обнаружено, что размер каждого куска зависит от его геометрического расположения в измеряемой плоскости.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. 380 с.
2. Молдован В. Д. Анализ гранулометрического состава руды взорванной горной массы // Сб. Записки горного института. – СПб.: СПГИ (ГУ), 2005. Т. 167. Ч. 1. С. 83-85.
3. Исследование кусковатости взорванной руды на карьерах Удачинского ГОКа / Б. Н. Заровняев, Г. В. Шубин, В. С. Сорокин [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2010. № 8. С. 234-238.

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ДОКАЗАТЕЛЬСТВО СПРАВЕДЛИВОСТИ РАСЧЕТА ПОГРЕШНОСТИ НЕВЯЗКИ ПО АНАЛИТИЧЕСКИМ ФОРМУЛАМ

Устюжанина Ю. С.

Научный руководитель Козин В. З., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

На любой действующей обогатительной фабрике составляют товарный баланс – это отчет о поступлении и наличии перерабатываемого сырья, о выпуске и наличии концентратов и хвостов, а также о поступлении, наличии и выпуске любых других продуктов, содержащих ценный компоненты. В этом отчете указывают все необходимые данные для расчета показателей баланса ценных компонентов, а именно: M – массы всех учитываемых продуктов; W – влажность всех учитываемых продуктов; α – массовые доли ценных компонентов во всех учитываемых продуктах. Товарный баланс всегда составляют для определенного контрольного периода (обычно он составляет месяц).

В идеальном случае, когда измерения всех величин M , W , α выполняются точно, когда все входящие и выходящие продукты во всех емкостях, товарный баланс – баланс материальный будет выполнен. Но на обогатительных фабриках это идеальное условие не выполняется. Для того чтобы найти невязку, составляют товарный баланс [1].

Швейцарская горнодобывающая компания «Xstrata Plc» проводит аудит практики введения балансового учета на действующих фабриках, так, например, в 2011 году была выполнена такая работа для Жезкентской обогатительной фабрики, Республика Казахстан [2].

План работ, выполняемых компанией «Xstrata Plc», следующий:

1. Определение всех движений материала;
2. Выявление всех источников отбора проб;
3. Сбор всех факторов и балансовых допусков;
4. Проведение балансового аудита;
5. Выполнение статистической оценки чувствительности;
6. Выявление ключевых источников потенциальных погрешностей при составлении балансового учета;
7. Подготовка рекомендаций по усовершенствованию системы (процедуры взвешивания и опробования, частота выполнения, подготовка проб и аналитические методы);
8. Обсуждение результатов совместно с Заказчиком работ.

Для вычисления невязки компания «Xstrata Plc» использует специализированные расчётные программы. Однако, специализированные расчётные программы в большинстве своём недоступны, поэтому в работе была поставлена цель разработать методику расчёта погрешности невязки с помощью программного обеспечения MS Excel.

Невязка составляется из разности между выходом и приходом масс и ценных компонентов. В общем случае формула невязки по массе ценного компонента

$$\Delta_k = K_\beta + K_\vartheta + K_{\text{умп}} - K_\alpha + \sum K_{i \text{ кон}} - \sum K_{i \text{ нач}},$$

где K_α , K_β , K_ϑ , $K_{\text{умп}}$ – массы ценного компонента в руде, концентрате, хвостах, в учтенных механических потерях, $K_{i \text{ кон}}$ и $K_{i \text{ нач}}$ – массы продуктов в конечный и начальный периоды соответственно.

Относительная невязка составит

$$P_{\Delta_k} \cong \frac{\Delta_k}{K_\alpha} \cdot 100 \text{ \%}.$$

Предположим, что в результате всех подсчетов будет получена отрицательная невязка, т. е. масса компонента на выходе фабрики не может превышать массу компонентов в продуктах на входе фабрики. Случайная погрешность невязки может привести к появлению у невязки положительного знака, но этот знак не может быть постоянным в течение длительного периода

времени. Госгортехнадзор установил допустимую величину относительной невязки: «Критерием правильности составления товарного баланса является малая величина (2-3 %) его расхождения с технологическим или разностью между массами полезного компонента, поступившего и вышедшего за пределы в учтенных продуктах».

Установив величину допустимой относительной невязки и требований перемены знака невязки, предположим, что именно в этот диапазон укладывается случайная погрешность определения невязки. Для удобства анализа необходимо изобразить этот диапазон графически.

На основании полученных данных можно выдать рекомендации по улучшению практики ведения учета на обогатительной фабрике.

Алгоритм вычисления невязки несложен. На первом этапе задают условную схему, для которой необходимо вычислить невязку и требуемое количество итераций.

Далее для условной схемы необходимо задать с помощью генератора случайных чисел (ГСЧ) основные исходные параметры, такие как масса исходной руды, влажность, содержание полезного компонента и погрешности для каждой точки схемы.

На втором этапе для каждой точки схемы по известным формулам [1] рассчитывают показатели, необходимые для подсчета невязки по массе ценного компонента. Далее вычисляют относительную случайную погрешность невязки:

$$P_{\Delta}^2 = P_{\kappa\alpha}^2 + \varepsilon_{\beta}^2 P_{\kappa\beta}^2 + \varepsilon_{\nu}^2 P_{\kappa\nu}^2 + r_{\text{склнач}}^2 P_{\text{склнач}}^2 + r_{\text{склкон}}^2 P_{\text{склкон}}^2$$

На заключительном этапе по результатам всех генераций строят гистограмму распределений, примерный вид которой представлен на рисунке. Как видно из рисунка, чем больше итераций, тем ближе вид плотности распределения по величине невязки по массе ценного компонента к нормальному (рисунок 1).

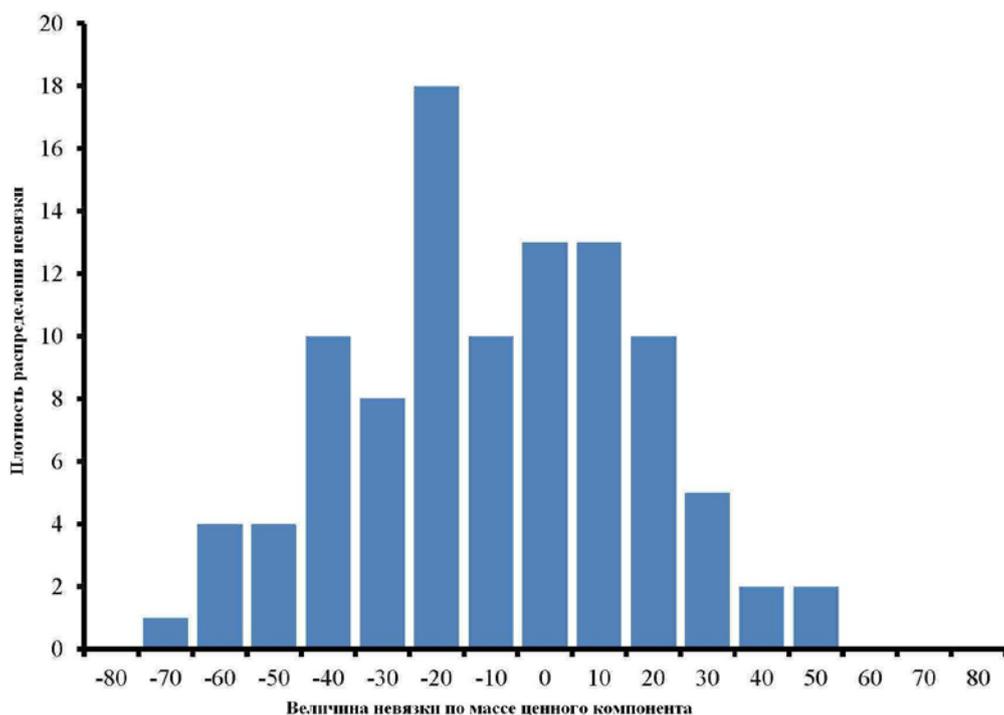


Рисунок 1 – Распределение невязки ценного компонента для 100 опытов

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козин В. З. Контроль технологических процессов обогащения: учебник для вузов. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ. 2005. 303 с.
2. Аудит балансового учета руды на обогатительных фабриках: Отчет фирмы Xstrata plc.

ГЕОМЕТРИЯ ИЗМЕРЕНИЯ И РАЗМЕРЫ СОРТИРУЕМЫХ КУСКОВ В РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Ефремова Т. А.

Научный руководитель Цыпин Е. Ф., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Рентгенорадиометрическая сепарация (РРС) относится к новым высокоэффективным, низкочастотным и экологически чистым технологиям обогащения различных типов руд и техногенного сырья. В этой технологии используется современное технологическое оборудование для покусковой сепарации – рентгенорадиометрические сепараторы, содержащие современные промышленные компьютеры и программное обеспечение, рентгеновскую технику и электронные устройства. Заложенные в сепараторах методические, технические и технологические возможности, которые позволяют успешно путем покусковой сепарации обогащать самые разнообразные полезные ископаемые – руды черных (Ti, V, Cr, Mn, Fe), цветных, редких и благородных металлов, полиметаллическое и урановое сырье, флюориты, кварциты, магнезиты, силлиманиты, бокситы, нефелины, известняк, волластонит, уголь, отходы металлургических производств.

Оценка содержания элементов в разделяемых кусках в рентгенорадиометрических сепараторах осуществляется по значениям измеряемых характеристик рентгеновского излучения, которые после выполнения вычислительных процедур преобразуются в значение аналитического параметра.

Интерес представляет изучение влияния геометрии измерения на значение аналитического параметра. Исследование проводилось на слюдите и граните. В качестве аналитического параметра было выбрано спектральное отношение интенсивности в двух спектральных областях: области вторичного характеристического рентгеновского излучения элемента и области рассеянного первичного рентгеновского излучения – $P = N_k/N_s$. Для слюдита значение аналитического параметра определялось по рубидию $P = N_{Rb}/N_s$, для гранита по железу – $P = N_{Fe}/N_s$.

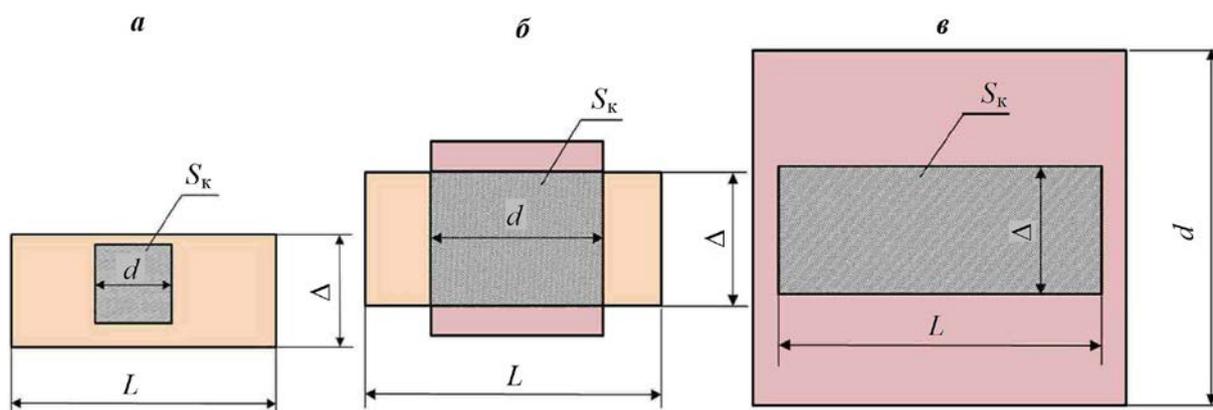
В статическом режиме в основу моделирования легло предположение о том, что значение накопленного числа импульсов N будет зависеть от площади куска S_k , попавшего в зону облучения коллиматора, следовательно и от геометрии окна коллиматора (длины L , ширины Δ). Если кусок будет меньше размеров коллиматора, то в накопленном значении числа импульсов, кроме излучения присущее куску N_k , будет присутствовать излучение присущее фону N_ϕ , приходящееся на не занимаемую куском площадь коллиматора.

Выделено три основных положения куска относительно коллиматора, графическое представление которых приведено на рисунке 1. Как можно видеть на рисунке 1, в случае *a* облучению подвержена вся плоскость куска: $S_k = d^2$; в случае *б* облучению подвержена лишь часть куска: $S_k = d \cdot \Delta$; в случае *в* площадь области куска, попавшего под облучение коллиматора составит: $S_k = L \cdot \Delta$

Формула, характеризующая зависимость числа зарегистрированных детектором импульсов от площади куска, попавшей в зону облучения коллиматора, будет выглядеть следующим образом:

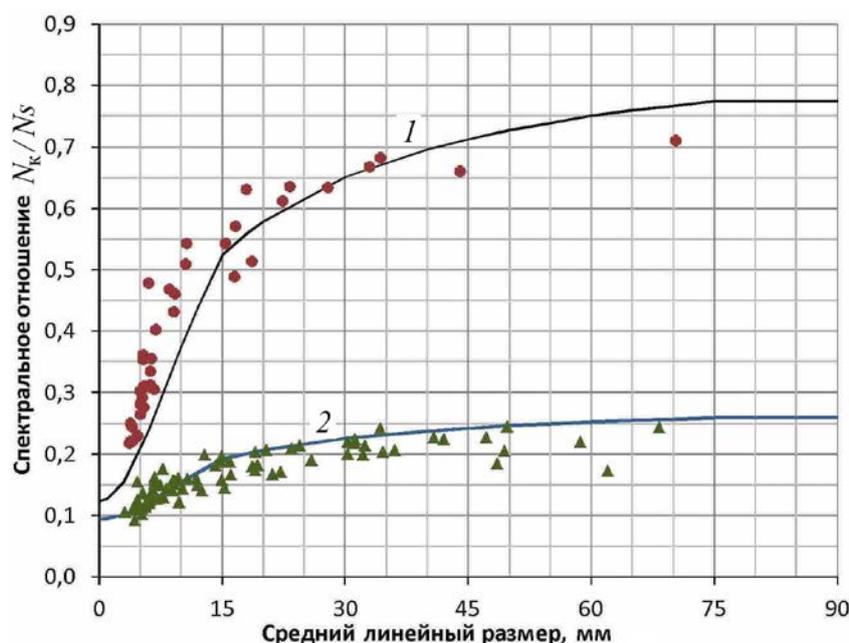
$$N = N_k \frac{S_k}{L\Delta} + N_\phi \frac{L\Delta - S_k}{L\Delta}. \quad (1)$$

По полученной формуле рассчитаны значения спектральных отношений для слюдита и гранита. Сняты рентгеновские спектры и определены значения аналитического параметра по определяемому элементу. Полученные практически путем значения аналитических параметров сопоставлены с полученными теоретическим путем – рисунок 2. Значения, полученные практически путём, представлены полем корреляции (в виде точек), а значения, полученные теоретически – сплошной линией.



a – диаметр куска меньше или равен ширине коллиматора, $d \leq \Delta$;
б – диаметр куска больше ширины и меньше длины коллиматора, $\Delta < d < L$;
в – диаметр куска больше длины коллиматора, $d \geq L$

Рисунок 1 – Характерные соотношения размеров куска и коллиматора



1 – слюдит; 2 – гранит

Рисунок 2 – Зависимости спектральных отношений N_k/N_s от линейного размера куска в статическом режиме

При куске с диаметром, меньшим ширины коллиматора, наблюдается сильная зависимость значения спектрального отношения от размера куска. Независимость аналитических параметров от геометрии коллиматора обеспечивается при условии, что средний линейный размер куска больше длины коллиматора.

В динамическом режиме время получения информации от куска есть функция от его размера. Чем больше кусок, тем больше длительность получения информации.

Число импульсов регистрируемых детектором $N_{\text{общ к}}$ будет накапливаться в течение времени полета куска через коллиматор t , и, если предположить, что массовая доля куска это величина постоянная, тогда:

$$N_{\text{общ к}} = I_{\text{к}} \cdot t(d); \quad P = N_{\text{общ } i} / N_{\text{общ } s},$$

где t – время измерения куска со средним линейным размером d ; $I_{\text{к}}$ – скорость счёта числа импульсов излучения от куска; I_i – скорость счёта числа импульсов анализируемого i -го элемента зарегистрированных детектором от куска, I_s – скорость счёта числа импульсов рассеянного излучения зарегистрированных детектором от куска; P – спектральное отношение.

Можно выделить три фазы полета куска через коллиматор (рисунок 3). Две из них переходные – вхождение куска в зону измерения и его выход из зоны. Третья – стабильное накопление импульсов излучения.

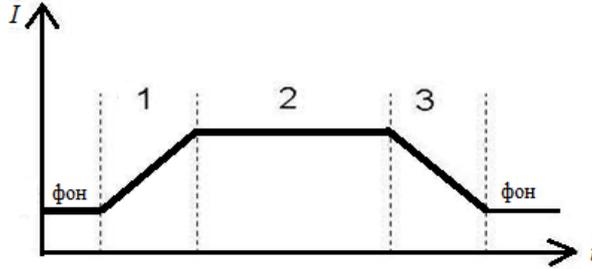


Рисунок 3 – Фазы полета куска относительно коллиматора

Рассмотрим случай, когда диаметр куска меньше ширины коллиматора. Время, при котором кусок полностью находится в зоне измерения, равно:

$$t_{\text{п}} = \frac{\Delta - d}{v},$$

где v – скорость падения куска.

Количество импульсов, накопленных за время $t_{\text{п}}$, составит:

$$N_{\text{п}} = t_{\text{п}} \left(I_{\text{к}} \frac{d^2}{L\Delta} + I_{\text{ф}} \frac{L\Delta - d^2}{L\Delta} \right), \quad (2)$$

где $I_{\text{к}}$ – излучение куска; $I_{\text{ф}}$ – излучение фона.

Время вхождения куска в зону измерения будет равно времени выхода куска из зоны измерения и составит: $t_{\text{н}} = t_{\text{к}} = d/v$. Время переходного процесса: $t_{\text{переход}} = t_{\text{н}} + t_{\text{к}} = 2t_{\text{н}}$.

За первую фазу накопится $N_{\text{н}}$ импульсов излучения:

$$N_{\text{н}} = t_{\text{н}} \left(I_{\text{к}} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{d^2}{L\Delta} + I_{\text{ф}} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{L\Delta - d^2}{L\Delta} \right). \quad (3)$$

Количество импульсов, накопившихся за время переходного процесса:

$$N_{\text{переход}} = t_{\text{н}} \left(I_{\text{к}} \frac{d^2}{L\Delta} + I_{\text{ф}} \frac{L\Delta - d^2}{L\Delta} \right). \quad (4)$$

Число импульсов, зарегистрированных детектором, рассчитывается следующим образом:

$$N_{\text{общ к}} = N_{\text{п}} + N_{\text{переход}}. \quad (5)$$

В случае, когда диаметр куска больше ширины и меньше длины коллиматора, излучение исходит только от той поверхности куска, которая приходится на зону облучения, и полное время, таким образом, будет составлять $t_{\text{п}} = d/v$.

Количество импульсов, накопленных за время $t_{\text{п}}$ может быть рассчитано по формуле (2):

Время первой и третьей фаз будет одинаково и составит: $t_{\text{н}} = t_{\text{к}} = \Delta/v$.

Время переходного процесса: $t_{\text{переход}} = t_{\text{н}} + t_{\text{к}} = 2t_{\text{н}}$.

Количество импульсов, накопленных за первую фазу, можно рассчитать по формуле (3).

Количество импульсов, накопленных за время переходного процесса, можно рассчитать по формуле (4).

Число импульсов, зарегистрированных детектором, можно рассчитать по формуле (5).

В последнем случае, когда диаметр куска больше длины коллиматора, составляющей фона во второй фазе нет, время полета в этой фазе составит: $t_{\text{к}} = d/v$.

Тогда, количество импульсов, накопленных за время $t_{\text{п}}$: $N_{\text{п}} = t_{\text{п}} \cdot I_{\text{к}}$.

Время первой и третьей фаз равно: $t_{\text{н}} = t_{\text{к}} = \Delta/v$.

Время переходного процесса: $t_{\text{переход}} = t_n + t_k = 2t_n$.

Накопленное количество импульсов за первую фазу:

$$N_n = t_n \left(I_k \cdot \frac{1}{2} \right).$$

Время переходного процесса: $t_{\text{переход}} = t_n + t_k = 2t_n$.

Количество импульсов, накопившихся за время переходного процесса:

$$N_{\text{переход}} = t_n I_k.$$

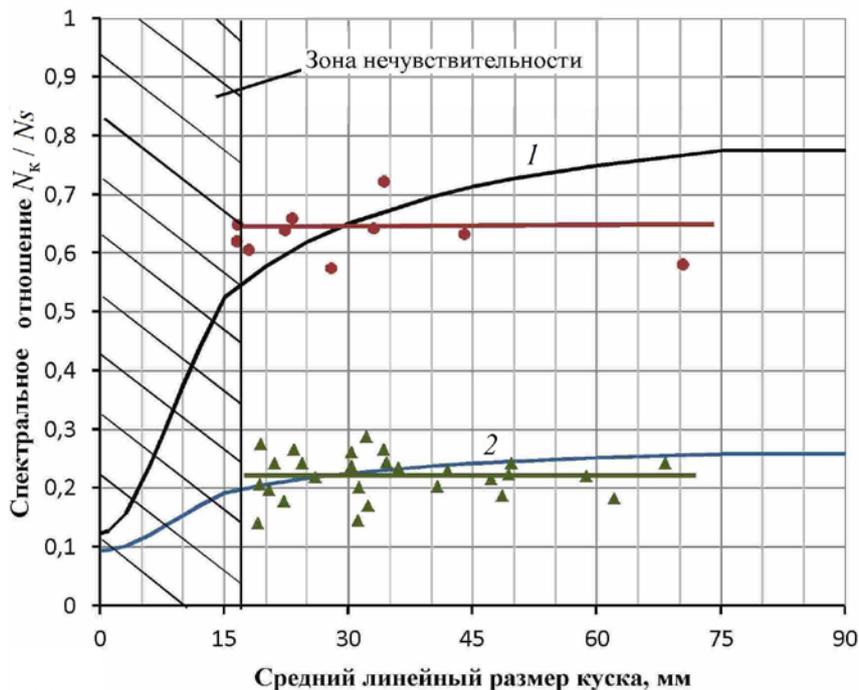
Число импульсов, зарегистрированных детектором:

$$N_{\text{общ}} = N_n + N_{\text{переход}} = (t_n + t_n) I_k.$$

Рассмотрим спектральное отношение числа импульсов излучения i -го элемента к числу импульсов рассеянного излучения:

$$P = \frac{N_{\text{общ } i}}{N_{\text{общ } s}} = \frac{t(d) I_i}{t(d) I_s} = \frac{I_i}{I_s}.$$

Таким образом, спектральное отношение не зависит от времени измерения куска, следовательно, и от среднего линейного его размера, при таком положении. На рисунке 4 приведены зависимости спектрального отношения $P = N_k/N_s$ для слюдита и гранита.



1 – слюдит; 2 – гранит

Рисунок 4 – Зависимости спектральных отношений N_k/N_s от линейного размера куска в динамическом режиме

В динамических условиях измерения можно выделить зону, в которой куски не идентифицируются – зону нечувствительности – куски со средним диаметром куска менее 19 мм (в силу малого числа фиксирующих импульсов). По полученным зависимостям видно, что в динамическом режиме значения спектрального отношения не зависят от размера куска.

Таким образом, можно сделать вывод о том, что геометрические параметры коллиматора должны быть согласованы с крупностью исследуемого материала. Параметры коллиматора необходимо подбирать так, чтобы размер куска рассматриваемого класса был больше геометрических размеров коллиматора, что позволит уменьшить влияние размера куска на точность измерения содержаний элементов в куске.

ВЛИЯНИЕ ОШЛАМОВАНИЯ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ НА РЕЗУЛЬТАТЫ ИЗМЕРЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ МЕДИ И НИКЕЛЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОГО СЕПАРАТОРА

Постникова А. С.

Научный руководитель Овчинникова Т. Ю., канд. техн. наук, доцент
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Используемые в промышленном производстве никелевые месторождения по условиям образования и нахождения подразделяются на две группы:

– *сульфидные медно-никелевые месторождения*, к ним относятся «Норильское», «Талнахское», «Октябрьское» (Красноярский край); «Мончегорское», «Каула-Косельваара»; (Мурманская область); «Томпсон» (Канада); «Камбалда» (Австралия);

– *силикатные никелевые месторождения* преимущественно Уральский регион: «Серовское», «Рогожинское» (Свердловская область); «Сахаринское» (Челябинская область); «Бурукталское» (Оренбургская область), а также месторождения Кубы, Индонезии, Новой Каледонии, Австралии.

Применение никеля в наше время весьма разнообразно. Никель является основой большинства жаропрочных материалов, применяемых в аэрокосмической промышленности для деталей силовых установок. К настоящему времени насчитывается более 3000 составов различных сталей и сплавов, где никель является основой или присутствует как легирующий элемент. Все нержавеющие стали обязательно содержат никель, так как он повышает химическую стойкость сплава. Также его сплавы характеризуются высокой вязкостью и используются при изготовлении прочной брони. Нашел он применение в радиационных технологиях, в медицине, также применяется, в виде катализатора и как материал для аккумуляторов. В чистом виде никель применяется в качестве защитных покрытий от коррозии в различных химических средах.

Большому числу горнодобывающих предприятий характерно удаленное расположение от обогатительных фабрик, чаще всего это свойственно небольшим по запасу месторождениям.

В настоящее время хорошо себя зарекомендовала сортировка в крупнокусковом виде руд цветных металлов с применением рентгенофлуоресцентной сепарации (РФС).

При использовании радиометрических методов сепарации исключается транспортировка пустой породы с отвальным содержанием полезного компонента, выход которой составляет 5-7 %. Выделяются сухие крупнокусковые хвосты, не требующие возведения хвостохранилищ (они могут найти применение в качестве строительного сырья, например, для заполнения выработок), что сокращает отчуждаемые площади и снижает капитальные затраты на гидротехнические сооружения. Использование предварительного обогащения на местах добычи позволяет стабилизировать качество сырья, поступающего на дальнейшую переработку, что положительно сказывается на технологических показателях. В итоге появляется возможность увеличения выхода конечной продукции без наращивания производственных мощностей. Все это ведет к снижению себестоимости товарной продукции.

Однако рентгеновские методы имеют ограничение по глубине проникновения рентгеновского излучения, которая составляет десятые доли миллиметра. Поэтому результаты возможного разделения рентгенофлуоресцентным методом напрямую зависят от поверхностных свойств обогащаемой руды, в частности наличие шламов на поверхности кусков может значительно повлиять на получаемые технологические показатели разделения.

Целью настоящей работы было исследование влияния ошламования медно-никелевой руды месторождения «Каула-Косельваара» на результаты разделения рентгенофлуоресцентным методом. В ходе исследования была изучена проба руды крупностью -50+25 мм. От каждого куска пробы были определены информативные спектральные области вторичного рентгеновского излучения в естественном (ошламованном) виде и после отмывки.

Ориентировочные содержания элементов оценивались по интенсивности основных интересующих элементов.

Границы спектральных областей следующие: для никеля 228-238; для меди 243-257; для железа 192-207; для рассеянного излучения 591-1007. Спектры снимались при напряжении рентгеновской трубки 36 кВ и анодном токе 40 мА.

Далее был проведен сравнительный анализ спектров, который показал, что в большинстве случаев число импульсов вторичного характеристического излучения, получаемого от кусков в естественном и отмытом виде, меняется.

Так как шламы представляют собой класс крупности менее 1 мм, то полезные минералы в такой крупности уже частично раскрыты и массовая доля полезных компонентов составляет порядка 0,3 % по никелю и 0,7 % по меди. Таким образом, ошламованная поверхность всех кусков будет показывать некие средние результаты, контрастность кусков будет весьма невелика, что при низких содержаниях полезных компонентов в исходной руде отрицательно влияет на результаты разделения рентгенофлуоресцентным методом. На глубокое обогащение могут быть отправлены куски с отвальным содержанием полезного компонента, а богатые куски могут быть отправлены в хвосты.

Как показали дальнейшие исследования, отмывка положительно влияет на увеличение контрастности кусков, особенно при низких содержаниях полезных компонентов. На рисунке представлены зависимости выхода хвостов РФС от массовой доли никеля в хвостах, рассчитанные для кусков в отмытом (*а*) и естественном (*б*) виде (рисунок 1).

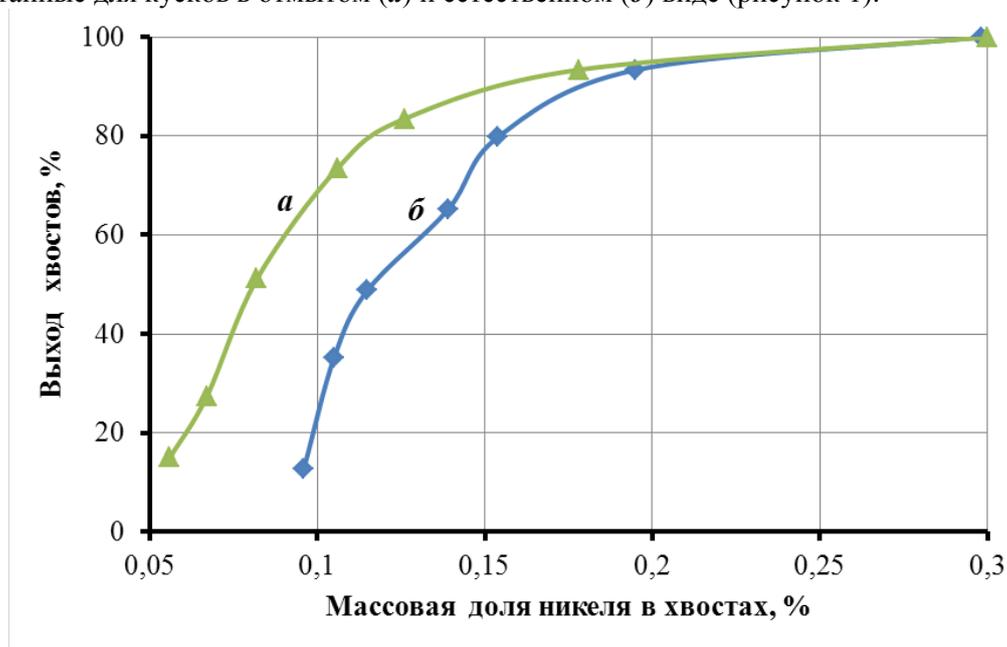


Рисунок 1 – Зависимости выхода хвостов от массовой доли никеля в хвостах для кусков в отмытом (*а*) и естественном (*б*) виде

Как видно из рисунка, операция отмывки шламов позволяет увеличить выход хвостов с 20 до 70 % при массовой доле никеля в хвостах 0,1 %.

Таким образом, можно сделать вывод о необходимости включения в схему предварительного обогащения медно-никелевой руды операции отмывки перед операцией рентгенофлуоресцентного обогащения.