

ВЫСОКОЧАСТОТНЫЙ ОТБОР ТОЧЕЧНЫХ ПРОБ КУСКОВЫХ РУД

В. З. Козин¹, А. С. Комлев¹

¹ ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург (e-mail: tails2002@inbox.ru)

Аннотация: Отбор точечных проб крупнокусковых руд на рудниках и обогатительных фабриках обычно выполняется вручную. При этом от крупных кусков отбиваются мелкие куски, либо в точечную пробу отбираются мелкие фракции руды. Такой отбор точечных проб сопровождается систематической погрешностью $7 \div 10\%$. Число точечных проб от крупнокусковых руд может составлять $2 \div 4$ за смену. Малое число точечных проб приводит к большой случайной погрешности $5 \div 9\%$. С целью уменьшения трудоемкости отбора проб и снижения случайной погрешности предлагается отбирать в точечную пробу узкие классы малой крупности перерабатываемой руды, появляющиеся в ней в процессах дробления и транспортировки. Предельным вариантом узкого класса является пылевая фракция $-0,1$ мм, отбираемая от потока руды в течение смены. В этом случае осуществляется высокочастотный покусковой отбор точечных проб (пылинок). В объединенную сменную пробу отбирается несколько миллионов таких точечных проб. Относительная случайная погрешность сменной пробы составит не более $0,5\%$. Для устранения систематической погрешности пробы, представленной узким классом крупности, следует находить коэффициент пересчета по среднесменным результатам за месяц. Коэффициент пересчета может быть как больше, так и меньше единицы, в зависимости от прочности минералов, содержащих определяемый компонент. Реализация высокочастотного покускового опробования позволит решить трудоемкую процедуру опробования кусковых руд максимально экономичным способом.

Ключевые слова: покусковой отбор проб, систематическая погрешность, случайная погрешность, коэффициент пересчета, точечные пробы, крупнокусковые руды, пылевые фракции, сменная проба.

Благодарности: Исследование выполнено при поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации в соответствии с государственным заданием N 0833–2023–0004 для Уральского государственного горного университета.

Для цитирования: Козин В. З., Комлев А. С. Высокочастотный отбор точечных проб кусковых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – № 1-1. – С. 153–166. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_011_0_153.

High-frequency sampling of point samples of lump ores

V. Z. Kozin¹, A. S. Komlev¹

¹ Ural State Mining University, 30 Kuibyshev Str., Yekaterinburg, 620144, Russia

Abstract: Point sampling of large-lump ores at mines and processing plants is usually performed manually. At the same time, small pieces are beaten off from large pieces, or small fractions of

ore are taken into a point sample. Such point sampling is accompanied by a systematic error of 7–10%. The number of spot samples from large-lump ores can be 2–4 per shift. A small number of point samples leads to a large random error of 5 to 9%. In order to reduce the complexity of sampling and reduce the random error, it is proposed to select narrow classes of small size of the processed ore that appear in it during crushing and transportation into a point sample. The limiting variant of the narrow class is the dust fraction minus 0.1 mm, completely natural for analysis, taken from the ore stream during the shift. In this case, high-frequency sampling of point samples (dust particles) is carried out. Several million such spot samples are taken into the combined replacement sample. The relative random error of the replacement sample will not exceed 0.5%. To eliminate the systematic error of the sample, represented by a narrow class of size, it is necessary to find the conversion factor for the average monthly result. The conversion factor can be either greater or less than one, depending on the strength of the minerals containing the component being determined. The implementation of high-frequency lump testing will allow solving the time-consuming procedure of testing lump ores in the most economical way.

Key words: bulk sampling, systematic error, random error, conversion factor, point samples, coarse ores, dust fractions, replaceable sample.

Acknowledgements: The study was carried out with the support of the Ministry of Science and Higher Education of the Russian Federation in accordance with the state task No. 0833–2023–0004 for the Ural State Mining University.

For citation: Kozin V. Z. , Komlev A. S. High-frequency sampling of point samples of lump ores. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2024;(1-1):153–166. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_011_0_153.

Введение

Руда, добытая в карьерах и рудниках, направляется на обогатительные фабрики в крупнокусковом виде. Для управления добычей, обеспечения плановых показателей и взаимных расчетов между горным цехом и обогатительной фабрикой руду необходимо опробовать. Отбор проб от крупнокусковой руды является сложной технической задачей, так как массы отбираемых проб всегда оказываются большими. Для отбора проб вручную необходима остановка конвейера, транспортирующего руду. Масса начальной пробы от руды крупностью минус 500 мм за смену должна составлять до 25 тонн. Для отбора проб указанной массы требуется специальное оборудование.

Пробоотбиратели для крупнокусковых руд не выпускаются промышленностью серийно. Уникальные установки для опробования крупнокусковых руд,

действующие на нескольких предприятиях, созданы по индивидуальным проектам и включают в себя, помимо пробоотбирателей, еще и линии подготовки проб, состоящие из дробилок, сократителей и другого оборудования. В качестве примера таких установок можно привести автоматизированные линии опробования на Талнахской обогатительной фабрике (крупность руды -100 мм) [1], Качканарской обогатительной фабрике (крупность руды -40 мм) и обогатительной фабрике комбината «Ураласбест» (крупность руды -130 мм) [2]. Для углеобогатительных фабрик выпускаются скреперные пробоотбиратели, позволяющие отбирать пробы от потока угля крупностью до 300 мм с последующей подготовкой проб в проборазделочных машинах.

На большинстве горно-обогатительных предприятий указанные установки отсутствуют, вследствие чего при опро-

бовании крупнокусковых руд ручной отбор проб применяется вынужденно. Отбор в пробу вручную кусков крупностью более 100 мм представляет известную сложность. В связи с этим на практике зачастую используется известный способ «молотка и совка», упрощенный вариант вычерпывания — горстевой способ отбора проб. Этот способ получил распространение для отбора проб от кусковых продуктов, в которых выкопать лунку и отобрать пробу трудно или невозможно [1]. Применимость данного способа, в свою очередь, имеет ряд ограничений: для отбора проб запрещено подниматься на штабели, спускаться в бункера и транспортные средства, также запрещено откалывать пробу от куска, находящегося на конвейере. В результате принимается вынужденное решение: отбираются пробы меньшей крупности и зачастую меньшей массы [3].

Так, например, опробование кусковых медно-никелевых руд крупностью —500 мм выполняется с помощью лопаты (совка) шириной 235 мм с остановленного конвейера в виде поперечной полосы по ширине лопаты. Такое опробование показало за три месяца завышение массовой доли никеля на 12,3% и меди на 4,6%. Коэффициенты вариации массовой доли за месяц для указанной руды оценены для никеля в 39,3% и для меди в 40,7%. Относительные случайные погрешности сменных показателей составили для никеля $(7,8 \pm 3,6) \%$ и для меди $(9,5 \pm 4,4) \%$. В итоге получен неправильный результат опробования с большой случайной погрешностью, при этом для достижения этого результата использован ручной труд и создана необходимость трудоемкой подготовки объединенных проб.

Отдельные классы крупности любой руды по массовой доле отличаются

от средней массовой доли в самой руде, поэтому отбор проб в таких ситуациях становится *неправильным* (не соответствующим принципам правильного опробования и требованиям ГОСТа), результат анализа такой пробы даст завышенный или заниженный результат, т. е. будет характеризоваться систематической погрешностью. В тех случаях, когда имелась возможность измерить величину такой погрешности, она оказывалась в диапазоне 7–10% отн. Если ценные минералы менее крепкие, чем порода, отбор в пробу мелких классов дает завышенный результат, в противном случае — заниженный. Так как это является неизменным свойством опробуемой руды и технологии опробования, то такое завышение или занижение будет устойчивым. В результате может быть найден соответствующий поправочный коэффициент пересчета результата отбора и анализа мелких классов в *правильные* результаты анализа массовой доли в руде.

Развитие систем автоматического анализа руд [4] и продуктов обогащения [5] не решает задач *правильного* опробования, так как все средства автоматического анализа выполняют выделение (отбор) проб, фактически, горстевым способом, т.е. выполняют опробование с систематической погрешностью [6]. В то же время известны технические решения, осуществляющие отбор в точечную пробу частиц узкого класса крупности. На железорудных обогатительных фабриках используют прибор АПМ-1М, в котором накапливается проба, состоящая из крупных зерен потока, оседающих в накопительном стакане [7]. Также имеются примеры управления процессами обогащения [8] с помощью автоматических анализаторов свойств руды [9] или свойств флотационных пен [10], а также эффективного технологического контроля

процессов обогащения [11]. Развитие получили промышленные системы управления потоками кусковых продуктов [12], промышленные варианты систем опробования [13] и элементного [14], а также минералогического анализов [15].

Целью настоящей работы является обоснование возможности *правильного* отбора проб узких классов крупности от продуктов обогащения.

Теория вопроса

Основным способом отбора проб от неподвижных добытых масс руды и потоков руды и продуктов обогащения на обогатительных фабриках является способ вычерпывания. Для этого в неподвижных опробуемых массивах выкапывают лунки и отбирают в пробу материал из лунки, а в потоках материала на конвейере или в трубопроводе лунка представляет собой полосу материала, отделяемую от потока пробоотбирателем. Такой способ отбора проб считается правильным (т.е. результат отбора проб не имеет систематической погрешности). Но для отбора проб способом вычерпывания требуется специальный инструмент: при ручном отборе проб это совок, щуп или желонка, при механическом отборе проб — пробоотбиратель. Выкапывать лунки следует на всю глубину опробуемого массива, а потоки пробоотбирателем пересекать полностью.

Способ вычерпывания всегда связан с расчетом числа точечных проб, а объединенная (начальная) проба имеет большую массу, обычно намного большую, чем минимальная масса для однородного массива. В связи с этим такой отбор сопровождается подготовкой проб, заключающейся в уменьшении крупности материала проб дроблением и в уменьшении массы пробы сокращением ее. В итоге на обогатитель-

ных фабриках существуют громоздкие системы отбора и подготовки проб.

Альтернативным вариантом для потоков является отбор проб способом продольных сечений. Его реализация не требует специального привода для отбора пробы, но он требует однородности потока в точке отбора пробы, что невозможно выполнить для кускового материала, а при отборе проб от турбулизированной в точке отбора пульпы получают пробу большого объема и массы твердого, что также требует ее сокращения.

Точечные пробы отбирают без выкапывания лунки непосредственно в точке отбора совком (способ «молотка и совка»), а если в точке отбора оказывается большой кусок, от него молотком отбивается небольшая точечная проба. Пробы, отбираемые таким способом, сопровождаются систематической погрешностью, так как отбивать пробы от кусков трудно и в совок отбирают имеющиеся рядом мелкие куски материала.

Основным направлением развития технологии опробования является использование анализаторов точечных проб непосредственно в опробуемом массиве (неподвижном или в потоке). Точечная проба при этом не извлекается, а анализируется, находясь в опробуемом материале. Благодаря полной автоматизации опробования и развитию техники анализа руд в опробуемом массиве такое решение задач опробования является генеральным направлением его развития.

Установки автоматического опробования руд в транспортных ёмкостях получили название рудоконтролирующие станции. Рудоконтролирующие станции выполняют опробование горстевым способом. Анализаторы устанавливаются над вагонетками, вагонами, автосамосвалами на расстоянии

300–500 мм от поверхности руды. Анализируется материал, находящийся в точке облучения на поверхности опробуемого массива, т.е. проба, соответствующая пробе, отбираемой горстевым способом. Чем меньше облучаемая площадь, тем меньше по массе анализируемая точечная проба.

Анализируемые массы проб неподвижных массивов невелики, измеряются долями грамма, в связи с чем случайная погрешность может быть заметно выше по сравнению с пробами для химических анализов.

Анализируемые массы проб на потоках намного больше и при продолжительности анализа 40–60 секунд имеют массу 100–300 г, а при гамма-активационном анализе еще больше, и автоматический анализ потоков по массовой доле может иметь случайную погрешность, сопоставимую с погрешностью химических анализов.

Методической особенностью и одновременно недостатком опробования является отбор проб заведомо большей массы, чем это необходимо для выполнения анализа. Это приводит к необходимости выполнения операций подготовки проб к анализу. Подготовка проб оказывается ненужной при отборе точечных проб необходимой для анализа крупности и массы. Только горстевой способ отбора проб позволяет реализовать этот предельный вариант опробования — покусковой отбор точечных проб с размером кусков, пригодных для анализа, т.е. крупностью меньше 0,08 мм.

Возможен отбор точечных проб в виде отбитых от массива кусков крупностью -0,08 мм, как от неподвижных опробуемых массивов, так и от потоков, с последующим формированием объединенных проб массой и крупностью, полностью пригодных для анализа.

Возможен анализ точечных проб в объеме кусков крупностью -0,08 мм и менее с последующим получением результатов анализа опробуемых массивов в целом.

Оба варианта являются современными направлениями развития опробования на обогатительных фабриках. Это значит, что покусковое опробование весьма технологично, оно исключает подготовку проб и позволяет получить результат с малой случайной погрешностью.

Полностью исключаются процедуры подготовки пробы при автоматическом анализе точечных проб. Точечной пробой в этом случае будет масса материала, от которой получают информативный по массовой доле сигнал. Рентгенофлуоресцентный анализ обладает небольшой глубиной; анализируется тонкий слой материала толщиной до 0,2–0,3 мм, т.е. осуществляется горстевое опробование (без фактического отделения точечной пробы) точечными пробами малой массы.

Число кусков в точечной пробе, анализируемой погружным рентгенофлуоресцентным анализатором за 40 секунд, составляет десятки миллионов. Так, если окно анализатора имеет ширину $b = 15$ мм, то за 40 секунд будет проанализирована площадь потока пульпы, перемещающейся перед окном со скоростью 0,5 м/с, равная 300000 мм^2 . Если размер зерен в пульпе 0,15 мм, а доля твердого 30%, то в 1 мм^2 окажется 120 зерен, и всего за 40 секунд будет проанализировано 36 млн частиц.

Если анализатор расположен над конвейером и ширина окна составляет 200 мм, то при скорости конвейера 2 м/с за 40 секунд будет проанализирована площадь $16 \cdot 10^6 \text{ мм}^2$. Если размер зерен минерала, содержащего определяемый компонент, равен 1 мм^2 ,

то за 40 секунд анализатор проанализирует 16 млн частиц.

Покусковой отбор точечных проб может быть выполнен без систематической погрешности, если будет использован пробоотбиратель, снабжённый вместо щели режущими руду элементами. Такое решение реализовано при отборе проб от потоков крупнокускового угля. Вместо ковша с приемной щелью поперек потока перемещался бар врубовой машины, откалывающий небольшие кусочки от больших кусков в падающем потоке. В итоге при отгрузке угля от партии отбиралась проба, оперативно анализируемая в лаборатории.

Как уже говорилось, в практике опробования крупнокусковых руд используется способ «молотка и совка», при котором в пробу отбирается мелкий класс крупности, полученный от крупного куска. Если выполнять такой отбор проб не вручную, а при помощи механического пробоотбирателя, совмещающего операции отбойки мелких кусков и их отбора в пробу, то опробование можно сделать *правильным*. Пример может быть приведен из практики опробования в угольной промышленности: существует баровый пробоотбиратель ПБ-2М (производитель — Машиностроительный завод «Восток», г. Шахты), предназначенный для отбора проб от потоков угля крупностью -300 мм и производительностью до 5000 т/ч. От потока угля на выгрузке с конвейера отбирается проба массой 17 кг в виде мелкого класса крупности, отбиваемого от кусков угля баровой цепью с зубцами. Материал пробы выносятся зубьями цепи за пределы потока, попадая в пробоприемник. Гарантировать выполнение условия равнопредставительности всех кусков потока угля (опробуемого массива) в пробе вряд

ли возможно, но постоянство условий отбора мелкого класса гарантировано. Патент РФ RU №2058024С1 (Пробоотборник сыпучих материалов) на аналогичное устройство для отбора проб от потока руды был выдан в 1996 году: изобретением было предложено поместить вращающуюся фрезу в пробоотсекающую щель ковша. При помощи фрезы отбиваются мелкие частицы руды, накапливающиеся в ковше. В этом случае также, кроме механизации процесса, обеспечивается постоянство условий отбора в пробу мелкого класса крупности опробуемой руды.

В технологических процессах добычи и обогащения руды постоянно происходит образование мелких классов крупности в самой руде — отбойка мелких классов является постоянным технологическим явлением. В любой точке потока руды, после ее добычи из недр, уже имеется готовый мелкий класс, который возможно отобрать в пробу.

Известно, что различные классы крупности руды отличаются друг от друга по массовой доле ценного компонента и каждый класс в отдельности по массовой доле ценного компонента отличается от среднего значения в опробуемом массиве (табл. 1). Таким образом, при отборе в пробу мелкого класса первый принцип правильного опробования явно нарушается [2]. При этом постоянство формирования мелкого класса крупности обеспечивается всей технологией переработки и движения руды, а непрерывный отбор в пробу мелкого класса обеспечивает равнопредставительность в пробе всех элементов опробуемого массива.

Это означает, что в пробу возможно отбирать любой мелкий класс крупности. Таким образом, возникает вопрос выбора мелкого класса крупности, отбираемого в пробу, и этот выбор свя-

Таблица 1

Массовые доли компонентов в различных классах крупности дробленой руды
Mass fractions of components in various grades of crushed ore size

Класс крупности, мм	Выход класса крупности, %	Массовые доли, %			
		Cu	Zn	S	Fe
+20	26,43	1,04	0,26	35,60	34,34
-20+10	21,43	0,97	0,13	36,70	34,34
-10+5	15,00	0,81	0,16	36,90	34,55
-5+3	7,14	0,94	0,16	34,90	32,87
-3+1	9,29	0,82	0,16	34,60	32,97
-1+0,5	4,29	0,67	0,16	33,00	31,08
-0,5+0,315	5,00	0,62	0,19	33,70	31,39
-0,315+0,125	3,97	0,88	0,19	31,90	30,76
-125+0,074	1,79	0,77	0,16	30,70	29,71
-0,074+0,044	1,55	0,63	0,13	36,70	33,50
-0,044	4,12	0,95	0,16	25,20	25,10
Итого	100,00	0,90	0,18	35,04	33,23

зан с технологией его отбора. Так как случайная погрешность отбора пробы предопределяется числом точечных проб, то лучшим решением будет отбор в пробу частиц с крупностью, необходимой для анализа, что исключает операции подготовки пробы. Для анализа необходим класс крупности -0,1 мм, состоящий из пылинок, образующихся при дроблении руды или при ее перегрузке в процессе транспортировки. Достаточно в течение контрольного периода, например смены, выполнить сбор пыли, образующейся при дроблении руды. В итоге будет получена проба с минимальной случайной погрешностью, так как в нее будут отобраны несколько миллионов точечных проб-пылинок.

Непрерывность отбора проб гарантирует отсутствие вероятных систематических погрешностей, появляющихся в результате пропуска отдельных локальных неоднородностей потока опробуемого продукта.

Если сбор пыли оказывается невозможен, допустимо отбирать в пробу

самый мелкий класс крупности при выгрузке опробуемого продукта с конвейера или непосредственно с ленты самого конвейера.

В штатном режиме на обогатительной фабрике за смену отбирается небольшое число точечных проб ($N_T = 8$) массой по 50 кг (масса точечной пробы зависит от погонной нагрузки на конвейер). Масса объединенной пробы в таком случае составит 400 кг, крупность объединенной пробы -50 мм (крупные куски в пробу не отбираются сознательно). Коэффициент вариации за смену $V = 7\%$.

В этом случае относительная случайная погрешность отбора сменной пробы составит

$$P_\alpha = \frac{2V}{\sqrt{N_T}} = \frac{2 \cdot 7}{\sqrt{8}} = 5 \%$$

Систематическая погрешность результата опробования в связи с отбором в пробу узкого класса крупности (-50 мм) зависит от свойств руды. Отбор в объединенную пробу за смену

большого числа точечных проб в виде частиц руды крупностью менее 0,1 мм приводит к другому результату.

Если отобрать объединенную пробу массой $q = 5$ граммов, то число $N_{\text{кт}}$ точечных проб составит 3,8 миллиона:

$$N_{\text{кт}} = \frac{q}{f \cdot \rho \cdot d^3} = \frac{5 \cdot 10^{-3} \text{ кг}}{0,4 \cdot 3000 \text{ кг/м}^3 \cdot (0,1 \cdot 10^{-3})^3 \text{ м}^3} = 3,8 \cdot 10^6 .$$

Покусковой коэффициент вариации [2] для руды с массовой долей меди $\alpha = 2\%$ и массовой долей меди в минерале $\beta_{\text{м}} = 34,6\%$ составит

$$V_{\text{к}} = \sqrt{\frac{\rho_{\text{м}}}{\rho_{\text{п}}} \cdot \frac{\beta_{\text{м}}}{\alpha}} \cdot 100 = \sqrt{\frac{4100}{3000} \cdot \frac{34,6}{2}} \cdot 100 = 486\% .$$

Относительная случайная погрешность будет составлять

$$P_{\text{к}\alpha} = \frac{2 \cdot V_{\text{к}}}{\sqrt{N_{\text{кт}}}} = \frac{2 \cdot 486}{\sqrt{3,8 \cdot 10^6}} = 0,5\% .$$

Сопоставление вариантов отбора проб показано в табл. 2.

Преимущества отбора в пробу узкого класса крупности (менее 0,1 мм) по сравнению с традиционным вариантом отбора проб (менее 50 мм) очевидны.

Общим недостатком отбора в пробу узких классов крупности является наличие систематической погрешности [16]. Это означает, что в результаты опробования необходимо вводить поправку с использованием уравнения.

$$\alpha_{\text{ф}} = k \cdot \alpha_{\text{ук}} . \quad (1)$$

Таблица 2

Показатели отбора точечных проб разных классов крупности
Indicators of sampling of point samples of different size classes

Показатели	Отбор проб крупностью минус 50 мм	Отбор проб крупностью минус 0,1 мм
Число точечных проб в смену	8	3 800 000
Масса объединенной пробы в смену	400 кг	5 г
Остановка конвейера	необходима	не требуется
Отбор точечной пробы	ручной трудоемкий	механический
Относительная случайная погрешность отбора объединенной пробы	5%	0,5%
Подготовка проб	необходима	нет необходимости
Систематическая погрешность	есть	есть

Имеется два варианта определения коэффициента k .

1. Существует точка *правильного* опробования руды. Как правило, это точка опробования руды на обогатительной фабрике, обычно после измельчения на сливе классификатора.

В этом случае

$$k = \frac{\bar{\alpha}_\phi}{\alpha_{\text{ук}}}, \quad (2)$$

где $\bar{\alpha}_\phi$ — среднее значение массовой доли ценного компонента в руде за месяц, найденное *правильным* опробованием на обогатительной фабрике; $\alpha_{\text{ук}}$ — среднее значение массовой доли ценного компонента в руде за месяц, найденное по результатам отбора в пробу узкого класса крупности.

2. Точки *правильного* опробования кусковой руды не существует.

Так как получение коэффициента k следует выполнять на основе большого числа усредненных результатов опробования, для данной цели можно использовать товарный баланс.

Формула невязки товарного баланса Δ_k

$$\Delta_k = K_{\beta\tau} + K_\phi - K_\alpha + \left(\sum_j K_{j \text{ кон}} - \sum_j K_{j \text{ нач}} \right). \quad (3)$$

где $K_{\beta\tau}$ — масса определяемого компонента в товарной продукции; K_ϕ — то же в хвостах; K_α — то же в руде;

$\sum_j K_j$ — массы металла в емкостях фабрики на конец и начало контрольного периода (месяц).

Так как масса компонента в руде равна

$$K_\alpha = M_{\alpha \text{ сух}} \cdot \bar{\alpha}_\phi,$$

то

$$\bar{\alpha}_\phi = \frac{K_{\beta\tau} + K_\phi + \left(\sum_j K_{j \text{ кон}} - \sum_j K_{j \text{ нач}} \right) - \Delta_k}{M_{\alpha \text{ сух}}}. \quad (4)$$

Если принять разность масс в емкостях на начало и конец месяца пренебрежимо малой, а также $\Delta_k = 0$, то

$$\bar{\alpha}_\phi = \frac{K_{\beta\tau} + K_\phi}{M_{\alpha \text{ сух}}} = \frac{K_{\beta\tau}}{M_{\alpha \text{ сух}}} + \gamma_\phi \cdot \bar{\vartheta}_\phi, \quad (5)$$

где γ_ϕ — выход хвостов, д.е., $\bar{\vartheta}_\phi$ — массовая доля компонента в хвостах.

Так как величина $M_{\alpha \text{ сух}}$, например, на золотоизвлекательных фабриках, равна величине $M_{\alpha \text{ сух}}$, то $\gamma_\phi = 1$, при этом фактическая средняя массовая доля золота в руде будет равна

$$\bar{\alpha}_\phi = \frac{K_{\beta\tau}}{M_{\alpha \text{ сух}}} + \bar{\vartheta}_\phi. \quad (6)$$

В этом случае в расчете используются только три величины: $K_{\beta\tau}$ — масса золота в готовой продукции; $M_{\alpha \text{ сух}}$ — сухая масса переработанной руды; $\bar{\vartheta}_\phi$ — среднее значение массовой доли золота в хвостах.

Данные величины за месяц на обогатительных фабриках обычно известны.

Эксперимент

На медно-цинковой обогатительной фабрике в зоне пыления у одной из дробилок была установлена емкость для сбора оседающей из воздуха пыли. За смену в емкости собиралось несколько граммов пыли, которая передавалась на анализ (получены результаты $\alpha_{\text{ук}}$). Опробование этой же руды на обогатительной фабрике выполняется на сливе классификатора перед флотацией, в результате чего получается *правильный* результат опробования за эту же смену α_ϕ . Наблюдения прово-

дились в течение 14 смен. Полученные результаты приведены в табл. 3.

— Средние значения $\alpha_{ук} = 2,27\%$ и $\alpha_{ф} = 2,21\%$;

$$k = \frac{\alpha_{ф}}{\alpha_{ук}} = \frac{2,11}{2,27} = 0,93.$$

Различия массовой доли в руде и классе крупности $-0,1$ мм [17], а также коэффициенты пересчета k для разных руд [18] приведены в табл. 4.

Обсуждение

При отборе в пробу мелких классов крупности руды полученный результат опробования будет иметь систематическую погрешность, как и при трудоемком ручном отборе пробы от крупноклассового материала. При этом результат по мелким классам крупности будет получен с минимальной случайной погрешностью за счет большого числа микроточечных проб (пылинок) в течение смены. Градуировочная зависи-

Таблица 3

Результаты определения массовой доли меди на обогатительной фабрике и при помощи отбора в пробу узкого класса крупности

Results of determination of the mass fraction of copper at the concentrator and by sampling a narrow class of size

Смена	Результаты опробования	
	$\alpha_{ф}$	$\alpha_{ук}$
1	1,96	2,09
2	2,01	2,27
3	2,15	2,32
4	1,99	2,19
5	2,36	2,58
6	2,20	2,39
7	2,13	2,17
8	2,01	2,13
9	2,34	2,41
10	2,12	2,28
11	2,34	2,44
12	1,67	1,88
13	2,05	2,27
14	2,21	2,36
Среднее	2,11	2,27

Таблица 4

Различие массовой доли ценного компонента в руде и классе $-0,1$ мм и величины коэффициента k

Difference in the mass fraction of the valuable component in the ore and the class minus 0.1 mm and the magnitude of the coefficient k

Руда	Массовые доли		Коэффициенты пересчета
	в руде	в классе минус 0,1 мм	
Медная	0,426%	0,544%	0,78
Золотая	1,44 г/т	1,4 г/т	1,03

Окончание табл. 1

Руда	Массовые доли		Коэффициенты пересчета
	в руде	в классе минус 0,1 мм	
Золотая	1,09 г/т	1,02 г/т	1,07
Благородные металлы	1,33 г/т	2,1 г/т	0,63
Благородные металлы	1,41 г/т	2,6 г/т	0,54
Золотая	1,77 г/т	1,36 г/т	1,30

мость, проведенная через две надежно установленные точки с координатами ($\alpha_{ук}$, $\alpha_{ф}$) и (0,0), позволяет исключить систематическую погрешность пересчетом по уравнению

$$\alpha_{ф} = k \cdot \alpha_{ук}.$$

Отбор в объединенную пробу мелких классов крупности руды в течение смены может быть механизирован и не требует остановок конвейера и дополнительного ручного труда, а проба будет иметь малую крупность и сравнительно небольшую достаточную массу.

Предельным вариантом высокочастотного отбора проб будет покусковой отбор пылевидных фракций, при котором может быть получена проба, полностью пригодная для анализа. При отборе за смену, например, 3,8 миллионов частиц, интервал времени между отбором точечных проб составит 0,011 секунд, или 88 точечных проб в секунду. Относительная случайная погрешность покускового опробования составляет не более 0,5% относительных. Конструкции пробоотбирателей пылевой фракции могут быть различными. Простейшим решением по части такой конструкции является установка в зоне пыления емкости, собирающей оседающую пыль.

Систематическая погрешность отбора в пробу мелкого класса крупности устраняется надежно устанавливаем-

мой градуировочной характеристикой, проходящей через две точки ($\alpha_{ук}$, $\alpha_{ф}$) и (0,0).

Использование высокочастотного отбора мелких классов крупности от крупнокусковых руд возможно как при наличии существующего *правильного* опробования, так и при его отсутствии, с использованием для градуировки сведений из товарного баланса обогатительной фабрики.

Конструкции пробоотбирателей мелких классов крупности позволяют отбирать пробы необходимой для анализа крупности и массы без выполнения операций подготовки пробы, а конструкция таких пробоотбирателей может быть предельно простой.

Заключение

Опробование крупнокусковых руд является трудоемкой технологической операцией, не механизированной на обогатительных фабриках. Предлагаемое решение по отбору и анализу пылевых проб, отбираемых от крупнокусковых руд, отличается от общепринятых решений тем, что мелкие фракции отличны по массовой доле от средних значений для опробуемого массива. Но все анализаторы массовой доли в потоке также дают анализ, отличающийся от среднего значения, так как все поточные анализаторы анализируют потоки методом продольных сечений. Для их использования на обо-

гатительных фабриках нужно иметь «опорные» точки правильного опробования. Это же требование сохраняется и при использовании пылевых (мелких) классов крупности.

Отбор пылевых фракций руды в объединённую пробу от крупнокусковых руд позволит решать проблему их опробования как на горных предприятиях [19], так и на обогатительных фабриках [20].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Глазатов А. Н., Лунев В. Ю., Париевский Е. В., Данченко Э. В. Экспериментальная оценка достоверности результата опробования руд на Талнахской обогатительной фабрике // Цветные металлы. — 2022. — № 2. — С. 78–86. DOI: 10.17580/tsm.2022.02.10.

2. Козин В. З. Опробование минерального сырья. — Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. — 315 с.

3. Napier-Munn T. J., Whiten W. J., Faramarzi F. Bias in manual Sampling of rock particles // Minerals Engineering. 2020, vol. 153, article 106260.

4. Kejonen I., Haavisto O., Martikainen J., Suontaka V., Musuku B. Improving grade control efficiency with rapid on-line elemental analysis // Minerals Engineering. 2018, vol. 124, pp. 68–73.

5. Гераськин В. М. Развитие автоматизации и информационных технологий на Гайском ГОКе // Горный журнал. — 2019. — № 7. — С. 40–42.

6. Темербекова Б. М. Применение методики выявления систематической погрешности интегральных измерений технологических параметров в сложных технологических процессах и производствах // Цветные металлы. — 2022. — № 5. — С. 79–86. DOI: 10.17580/tsm.2022.05.11.

7. Морозов В. В., Топчаев В. П., Улитенко К. Я., Ганбаатар В., Дэлгэрбат Л. Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых. — М.: «Руда и металлы», 2013. — 508 с.

8. Абраров А. Д., Дацкевич М. С., Чикильдин Д. Е., Федотов Д. Н. Система оптимизации процесса коллективной флотации Талнахской обогатительной фабрики на основе алгоритмов машинного обучения // Цветные металлы. — 2022. — № 2. — С. 87–93. DOI: 10.17580/tsm.2022.02.11.

9. Якимов И. С., Безрукова О. Е., Дубинкин П. С., Шиманский А. Ф. Рентгеновский технологический контроль на предприятиях горно-металлургического комплекса цветной металлургии // Цветные металлы. — 2019. — № 9. — С. 56–62. DOI: 10.17580/tsm.2019.09.09.

10. Варламова С. А., Затонский А. В., Федосеева К. А. Исследование чувствительности к освещению метода бликового распознавания пен калийных флотационных машин // Обогащение руд. — 2021. — № 6. — С. 29–33. DOI: 10.17580/or.2021.06.05.

11. Ляпин А. Г. Новшества технического контроля // Горный журнал. — 2019. — № 7. — С. 30–31.

12. Морозов В. В., Хурэлчулуун И., Дэлгэрбат Л. Управление процессами дробления и грохочения с использованием визиометрического анализа руды // Цветные металлы. — 2021. — № 7. — С. 17–23. DOI: 10.17580/tsm.2021.07.01.

13. Engström K., Esbensen K. H. Evaluation of sampling systems in iron concentrating and pelletizing processes — Quantification of Total Sampling Error (TSE) vs. process variation // Minerals Engineering. 2018, vol. 116, pp. 203–208.

14. Ramsey M. H., Ellison S. L. R., Rostron P. et al. Measurement uncertainty arising from Sampling: a guide to methods and approach, 2nd Edition // Eurachem. 2019. 109 p.

15. Sona M., Dube J-S. Sampling particulate matter for analysis — Controlling uncertainty and bias using the theory of sampling // Analytica Chimica Acta. 2021, vol. 1185. <https://doi.org/10.1016/j.aca.2021.338982>.

16. Козин В. З., Комлев А. С. Опробование крупнокусковых продуктов // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2020. — № 3–1. — С. 410–421. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-21-0-410-421.

17. Ларионов А. Н., Калиниченко Л. С., Рязанов М. А. Сухие рудоподготовительные технологии как средство повышения эффективности сепарационных процессов // Рациональное освоение недр. — 2015. — № 5–6. — С. 51–59.

18. Федотов П. К., Сенченко А. Е., Федотов К. В., Бурдонов А. Е. Влияние способа разрушения руды на эффективность перколяционного выщелачивания // Обогащение руд. — 2021. — № 2. — С. 15–20. DOI: 10.17580/or.2021.02.03.

19. Цыпин Е. Ф., Ефремова Т. А., Овчинникова Т. Ю. Моделирование процесса рентгенофлуоресцентной сепарации // Горный информационно-аналитический бюллетень — 2022. — № 11–1. — С. 127–139. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_111_0_127.

20. Пелевин А. Е. Обогащение слабомагнитных минералов в валковых сепараторах с системой из постоянных магнитов // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — № 11–1. — С. 155–168. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_111_0_155. **PLAB**

REFERENCE

1. Glazatov A. N., Lunev V. Yu., Parievsky E. V., Danchenko E. V. Experimental assessment of the reliability of the result of ore testing at the Talnakh processing plant. *Non-ferrous metals*. 2022, no. 2, pp. 78–86. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2022.02.10.

2. Kozin V. Z. Testing of mineral raw materials. Yekaterinburg, Publishing house of UGSU, 2011, 315 p. [In Russ].

3. Napier-Munn T. J., Whiten W. J., Faramarzi F. Bias in manual Sampling of rock particles. *Minerals Engineering*. 2020, vol. 153, article 106260.

4. Kejonen I., Haavisto O, Martikainen J., Suontaka V, Musuku B. Improving grade control efficiency with rapid on-line elemental analysis. *Minerals Engineering*. 2018, vol. 124, pp. 68–73.

5. Geraskin V. M. Development of automation and information technologies at the Gaisky GOK. *Mining Magazine*. 2019, no. 7, pp. 40–42. [In Russ].

6. Temerbekova B. M. Application of the method of revealing the systematic error of integral measurements of technological parameters in complex technological processes and industries. *Non-ferrous Metals*. 2022, no. 5, pp. 79–86. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2022.05.11.

7. Morozov V. V., Topchaev V. P., Ulitenko K. Ya., Ganbaatar V., Dalgerbat L. Development and application of automated control systems for mineral processing processes. Moscow, Publ. house «Ore and Metals», 2013, 508 p. [In Russ].

8. Abrarov A. D., Datskevich M. S., Chikildin D. E., Fedotov D. N. System of optimization of the process of collective flotation of the Talnakh processing plant based on machine learning algorithms. *Non-ferrous metals*. 2022, no. 2, pp. 87–93. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2022.02.11.

9. Yakimov I. S., Bezrukova O. E., Dubinkin P. S., Shimansky A. F. X-ray technological control at the enterprises of the mining and metallurgical complex of non-ferrous metallurgy. *Non-ferrous Metals*. 2019, no. 9, pp. 56–62. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2019.09.09.

10. Varlamova S. A., Zatonsky A. V., Fedoseeva K. A. Investigation of sensitivity to illumination of the method of glare recognition of potassium foam flotation machines. *Ore dressing*. 2021, no. 6, pp. 29–33. [In Russ]. DOI: 10.17580/or.2021.06.05.

11. Lyapin A. G. Innovations of technical control. *Mining magazine*. 2019, no. 7, pp. 30–31. [In Russ].

12. Morozov V. V., Khurelchuluun I., Dalgerbat L. Control of crushing and screening processes using visiometric ore analysis. *Non-ferrous Metals*. 2021, no. 7, pp. 17–23. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2021.07.01.

13. Engströrn K., Esbensen K. H. Evaluation of sampling systems in iron concentrating and pelletizing processes – Quantification of Total Sampling Error (TSE) vs. process variation. *Minerals Engineering*. 2018, vol. 116, pp. 203–208.

14. Ramsey M. H., Ellison S. L. R., Rostron P. et al. Measurement uncertainty arising from Sampling: a guide to methods and approach, 2nd Edition. Eurachem. 2019. 109 p.

15. Sona M., Dube J-S., Sampling particulate matter for analysis – Controlling uncertainty and bias using the theory of sampling. *Analytica Chimica Acta*. 2021, vol. 1185. <https://doi.org/10.1016/j.aca.2021.338982>.

16. Kozin V. Z., Komlev A. S. Testing of large-batch products. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 3–1, pp. 410–421. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-21-0-410-421.

17. Larionov A. N., Kalinichenko L. S., Ryazanov M. A. Dry ore preparation technologies as a means of increasing the efficiency of separation processes. *Rational development of mineral resources*. 2015, no. 5–6, pp. 51–59. [In Russ].

18. Fedotov P. K., Senchenko A. E., Fedotov K. V., Burdonov A. E. Influence of ore destruction method on percolation leaching efficiency. *Ore dressing*. 2021, no. 2, pp. 15–20. [In Russ]. DOI: 10.17580/or.2021.02.03.

19. Tsy-pin E. F., Efremova T. A., Ovchinnikova T. Yu. Modeling of the X-ray fluorescence separation process. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, no. 11–1, pp. 127–139. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_111_0_127.

20. Pelevin A. E. Enrichment of weakly magnetic minerals in roller separators with a system of permanent magnets. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022, no. 11–1, pp. 155–168. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_111_0_155.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Козин Владимир Зиновьевич¹ – заведующий кафедрой обогащения полезных ископаемых, декан горно-механического факультета, докт. техн. наук, профессор, ORCID ID: 0000-0001-7184-919X, e-mail: gmf.dek@ursmu.ru;

Комлев Алексей Сергеевич¹ – канд. техн. наук, старший научный сотрудник, ORCID ID: 0000-0002-2484-2726, e-mail: tails2002@inbox.ru (для контактов);

¹ ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», кафедра обогащения полезных ископаемых, Россия, 620144, Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Kozin V. Z.¹, Head of the Department of Mineral Processing, Dean of the Faculty of Mining and Mechanics, Dr. Sci. (Eng.), Professor, ORCID ID: 0000-0001-7184-919X, e-mail: gmf.dek@ursmu.ru;

Komlev A. S.¹, Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher, ORCID ID: 0000-0002-2484-2726, e-mail: tails2002@inbox.ru (corresponding author);

¹ Ural State Mining University, Russia, 620144, Yekaterinburg, Kuibyshev str., 30.

Получена редакцией 15.05.2023; получена после рецензии 24.08.2023; принята к печати 10.12.2023.

Received by the editors 15.05.2023; received after the review 24.08.2023; accepted for printing 10.12.2023.

