

## **Секція 2**

# **Збагачення корисних копалин**

Горбачева А. П., студентка гр. ГТЯ-08-м

(Государственное ВУЗ, Национальный горный университет, г.Днепропетровск)

## НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МАРГАНЦЕВОЙ РУДЫ В УСЛОВИЯХ МАРГАНЕЦКОГО ГОКА

Для обогащения марганцевой руды на Марганецком ГОКе применяют гравитационно-магнитную схему обогащения. Основные процессы, которые используют, это: промывка, классификация руды на классы крупности, обогащение крупных классов методом отсадки, а мелких ( $-3,0$  мм) – отсадкой и магнитной сепарацией.

Комбинация методов при обогащении мелких классов обусловлена тем, что данный класс имеет низкую эффективность разделения отсадкой и для снижения содержания Mn в отходах необходимо использовать магнитную сепарацию на электромагнитных валковых сепараторах типа 4ЭВМ.

В тоже время, для обогащения мелких классов используются и другие гравитационные процессы: винтовая сепарация, концентрация на столах и разделение в тяжелосредних гидроциклонах. Винтовая сепарация, по сравнению с отсадкой, имеет еще большую погрешность разделения, а значит и показатели разделения заранее будут хуже. Концентрационные столы обеспечивают высокую эффективность разделения, однако их основной недостаток – это малая удельная производительность, и, как следствие, необходимость иметь большие площади для применения процесса. Наиболее предпочтительным является процесс разделения в тяжелосредних гидроциклонах, который по сравнению с отсадкой, имеет меньшую погрешность разделения, и, как следствие обеспечит более высокие показатели обогащения. При обогащении углей, только лишь зная фракционный состав исходного продукта и погрешность разделения, с высокой точностью определяются показатели обогащения, получаемые в производственных условиях.

Таким образом, для оценки возможности применения данного процесса необходимо выполнить фракционный анализ. При проведении фракционного анализа углей используются тяжелые жидкости плотностью  $1300...2000$  кг/м<sup>3</sup>, что обусловлено тем что, плотность каменных углей составляет  $1200...1400$  кг/м<sup>3</sup> и породы более  $2000$  кг/м<sup>3</sup>. В качестве тяжелых жидкостей при проведении фракционного анализа используются водные растворы солей металлов (хлористого цинка, кальция, максимальная плотность которых  $1600...2000$  кг/м<sup>3</sup>) или растворы органических тяжелых жидкостей (бромформ, бромэтан, тетрабромэтан и т.д., максимальная плотность которых  $2800...3000$  кг/м<sup>3</sup>). Основные марганцевые минералы, составляющие руду, это: псиломелан, пиролюзит, манганит, плотность которых составляет более  $4000$  кг/м<sup>3</sup>. В связи с этим был выполнен не фракционный анализ, а только разделение по плотности  $2850$  кг/м<sup>3</sup>, что соответствует максимальной плотности бромформа. Для проведения полного фракционного анализа в качестве тяжелой жидкости необходимо использовать жидкость Клериши, плотность которой в зависимости от концентрации может варьироваться от  $1000$  до  $5000$  кг/м<sup>3</sup>. К сожалению применение данной жидкости в условиях Государственного ВУЗа "НГУ" практически невозможно. Стоимость жидкости очень высока и производится лишь по предварительному заказу.

Для получения максимальной информации исходную пробу руды крупностью  $-3,0$  мм рассеяли на узкие классы крупности, которые затем уже подвергли разделению в тяжелой жидкости. Результаты разделения приведены в таблице.

Как, видно из таблицы, материал крупностью  $-3,0$  мм содержит незначительное количество тонкого шлама (продукта менее  $50$  мкм) и тонкого материала (менее

100 мкм). Их общее количество не превышает 6,5% и содержание Mn в них составляет 18,31%.

Основное количество пробы представлено крупностью  $-1,6 +0,1$  мм и выход ее составляет 88,48%. Так как выход класса  $+2,5$  был низкий и составлял 5,38%, то было принято решение классы крупности  $+2,5$  и  $-2,5 +1,6$  объединить в один продукт. В результате разделения в тяжелой жидкости материал разделился на тяжелую и легкую фракции. Так как плотность минералов, содержащих марганец более  $4000 \text{ кг/м}^3$ , то в тяжелую фракцию был выделен продукт с высоким содержанием марганца (концентрат), а в легкую извлечен материал с низким содержанием марганца (отходы).

Таблица

Результаты разделение в тяжелой жидкости

Класс крупности	выход	Содержание Mn	Название продукта	выход	Содержание Mn
+2,5	5,38				
$-2,5 +1,6$	14,27				
Итого +1,6	19,65	39,93	легкий	2,78	7,8
			тяжелый	17,26	45,1
$-1,6 +1,0$	18,2	31,33	легкий	5,03	2,4
			тяжелый	13,38	42,2
$-1,0 +0,63$	20,89	27,37	легкий	8,21	6,2
			тяжелый	11,57	42,4
$-0,63+0,4$	17,74	27,19	легкий	7,54	4,1
			тяжелый	14,74	41,1
$-0,4+0,1$	17,38	27,06	легкий	4,76	4,3
			тяжелый	14,74	34,4
$-0,1+0,05$	2,52	16,9			
$-0,05$	3,62	19,3			
Итого	100	30,82			

В результате разделения тяжелые продукты в кассах крупности  $+0,4$  мм имеют высокое содержание марганца, более 41%, и с повышением крупности содержание марганца увеличивается. При разделении класса  $+1,6$  его содержания составило максимальное значение равное 45,1%. Самое низкое значение содержания марганца было определено в классе крупности  $-0,4+0,1$  и составило в тяжелой фракции 34,4%, что значительно меньше, чем у более крупных классов крупности.

Мелкие классы крупности не были подвержены разделению в тяжелой жидкости, так как их выход незначителен.

Таким образом, при разделении пробы марганцевой руды в тяжелой жидкости, получили показатели содержания марганца в концентрате 41,1%, что соответствует концентрату 2 сорта. При этом значительно снизились потери ценного компонента в отходах (легкой фракции), и составляют 4,69% марганца (в зависимости от класса крупности изменяются в пределах 2,4...7,8%).

Гриценко А. В. студентка гр. ПКмм09 – 1

(Государственное ВУЗ "Национальный горный университет", г. Днепропетровск, Украина)

## РЕОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА МАГНЕТИТОВЫХ СУСПЕНЗИЙ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ УГЛЯ И СНИЖЕНИЕ ПОТЕРЬ МАГНЕТИТА

Вязкость увеличивается с возрастанием плотности суспензии, дисперсности утяжелителя. Рост вязкости приводит к ухудшению сепарационных характеристик и, соответственно, к снижению эффективности сепарации.

Проблемы, возникающие при этом, состоят в том, что в рабочей суспензии накапливаются угольные шламы, дополнительно повышающие вязкость суспензии. Кроме того, возникают проблемы при регенерации некондиционной суспензии – при большом содержании угольных шламов, что приводит к повышению вязкости, имеет место повышенные потери магнетита в операции магнитной сепарации.

Произведем сопоставление имеющихся норм по содержанию угольных шламов в рабочей суспензии с предельно допустимым уровнем ее вязкости на основе показателей зашламленности [1]. Определяющим показателем для оценки пригодности суспензии является содержание в ней угольного шлама.

Вязкость полидисперсных суспензий может быть рассчитана по формуле [2]:

$$\mu_c = \frac{\mu}{1 - \sqrt[3]{C_v(1 + \lambda s)/k_y}}, \quad (1)$$

где  $\mu$  – вязкость воды  $10^{-3}$  Па·с;  $C_v$  – объемная концентрация твердого, %;  $k_y$  – коэффициент упаковки твердой фазы, равный 0,625;  $\lambda$  – толщина пограничного слоя, равная 0,5 – 1 мкм;  $s$  – удельная поверхность частицы, равная  $10^6$  м<sup>-1</sup>.

Подставляя в эту формулу значения объемной концентрации, мы вычислим вязкость суспензии при разной объемной концентрации табл. 1. Чем выше дисперсность и концентрация твердой фазы в суспензии, т.е. чем выше плотность и содержание шлама, тем выше ее вязкость. В вязкой суспензии эффективность разделения угля снижается и тем больше, чем мельче обогащаемые зерна. Поэтому, чем выше вязкость суспензии, тем крупнее уголь, который можно в ней эффективно обогащать.

Для того чтобы определить вязкость со шламами мы в формулу (1) подставим значение  $C_v = \frac{\Delta_c - \Delta_B}{\delta - \Delta_B}$ , %

$$\text{Откуда, } \Delta_c = \Delta_B + (\delta_{yt} - \Delta_B) \cdot C_{v_{yt}} + (\delta_{шл} - \Delta_B) \cdot C_{v_{шл}}.$$

Рассчитанная таким образом вязкость суспензий, вязкость чистой магнетитовой суспензии представлена на рис. 1, 2.

Из сопоставления данных следует, что при допустимом содержании шламов в суспензии ее вязкость превышает допустимую. Поэтому рекомендуемые нормы засорения рабочей суспензии должны быть пересмотрены в сторону снижения концентрации шламов.

Этому способствует увеличение доли суспензии направляемой на регенерацию.

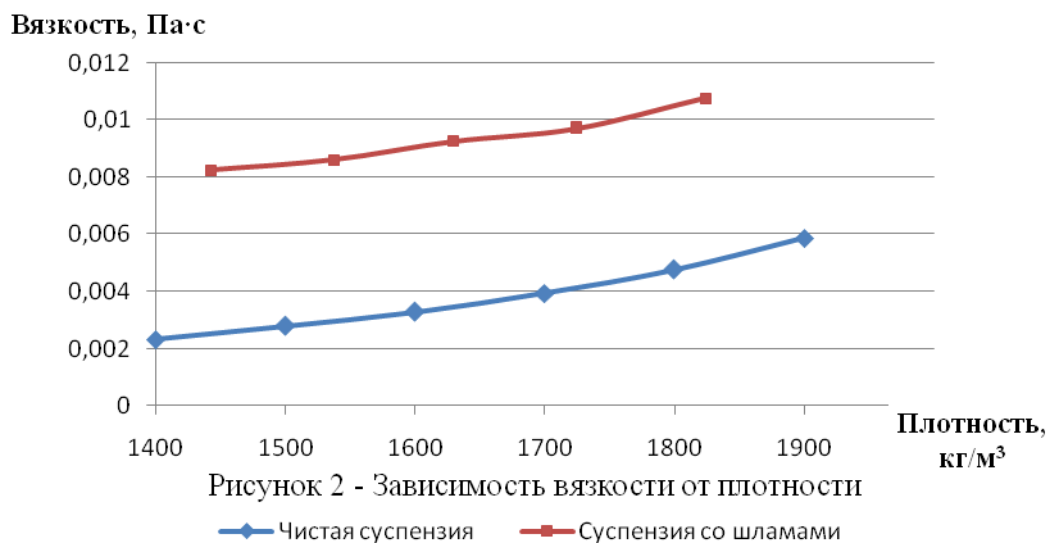
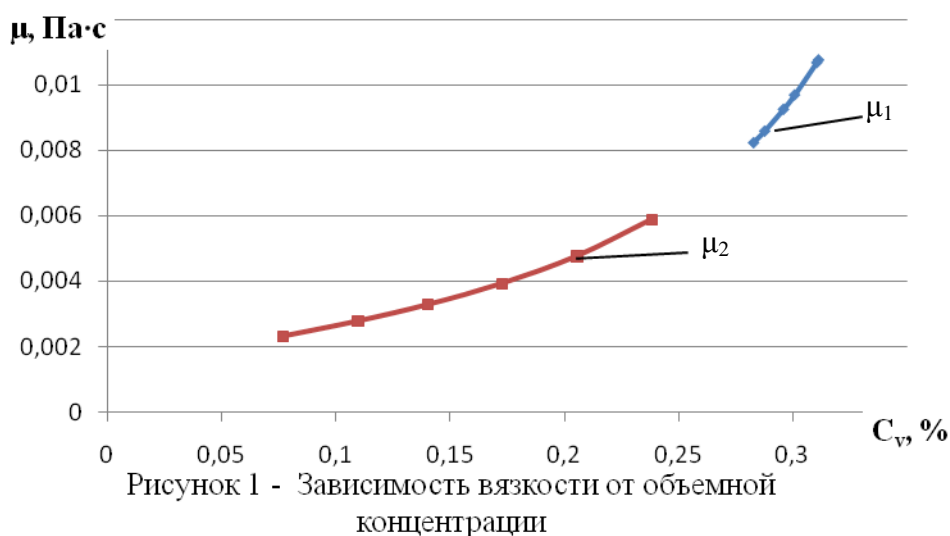
Регенерация суспензии в процессе тяжелосредного обогащения предназначена для восстановления плотности рабочей среды, разбавленной при отмывке магнетита от продуктов обогащения, возможно более полного извлечения магнетита из промывных вод, а также для очистки суспензии от шлама, попадающего в нее из обогащаемых углей.

Таблица 1.

Расчетные значения коэффициента динамической вязкости магнетитовой суспензии для установленных норм содержания угольного шлама

Плотность, кг/м <sup>3</sup>	C <sub>вуг</sub>	C <sub>вшл</sub>	Плотность суспензии Δ, кг/м <sup>3</sup>	C <sub>v</sub> общее	μ <sub>1</sub>	μ <sub>2</sub>
1	2	3	4	5	6	7
1400	0,2056	0,0772	1442,27	0,2827	0,00825	0,00233
1500	0,1778	0,1098	1661,88	0,2876	0,00860	0,00279
1600	0,1556	0,1402	1738,12	0,2958	0,00926	0,00328
1700	0,1278	0,1728	1813,84	0,3006	0,00970	0,00393
1800	0,1056	0,2054	1897,90	0,3110	0,01076	0,00476
1900	0,0722	0,2380	1965,29	0,3103	0,01068	0,00587
2000	0,2056	0,0772	1442,27	0,2827	0,00825	0,00233

В столбце 1 размещены значения плотности суспензии; 2 – объемная концентрация утяжелителя; 3 – объемная концентрация шлама; 4 – плотность суспензии со шламами; 5 – общая объемная концентрация; 6 – вязкость суспензии со шламами; 7 – вязкость суспензии без шламов.



Наиболее распространенным способом регенерации магнетитовой суспензии, используемым в углеобогащении является магнитная сепарация, основанная на различии магнитных свойств магнетита и шлама. Плотность регенерированного утяжелителя (магнетитового концентрата) во всех случаях должна быть выше плотности рабочей суспензии. Только при этом условии можно управлять технологией обогащения и стабилизировать плотность разделения.

Одной из существенных проблем суспензионного обогащения углей являются потери магнетита. При нормативных потерях 0,5 кг/т теряется до 2 кг/т. Это связано с тем, что напряженности существующих регенерационных сепараторов (до 2500 Э) недостаточно для полного извлечения магнетита из суспензии повышенной вязкости. Снижению потерь магнетита будет способствовать уменьшение концентрации шлама в рабочей суспензии, которая может быть достигнута при увеличении ее доли направляемой на регенерацию. С другой стороны, необходимо повысить напряженность магнитного поля для регенерационных сепараторов (до 3500 Э).

### **Список литературы**

1. Справочник по обогащению углей. Под.ред. И. С. Благова, А. М. Коткина и Н. А. Самылина. М., "Недра", 1974. 488с.
2. Гравитационная сепарация полезных ископаемых: Учебное пособие/П.И.Пилов. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2010. – 127 с.
3. Магнитная регенерация и сепарация при обогащении руд и углей. В. В. Кармазин, В. И. Кармазин, В. А. Бинкевич. "Недра", 1968, стр.198.

**Лещенко Н.В.** студентка гр. ПКмм-09-1

(Государственное ВУЗ "Национальный горный университет", г. Днепропетровск, Украина)

## ЗАВИСИМОСТЬ СЕПАРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ ОТ КРУПНОСТИ

В настоящее время остро поднимается вопрос о повышении эффективности обогащения каменных углей. Что делает возможным снижение потерь угля с отходами и повышение качества концентрата.

Намечена и производится реконструкция некоторых действующих обогатительных фабрик путем замены отсадки на тяжелосредние гидроциклоны. Однако этот путь, хотя и является эффективным с технологической точки зрения, но он весьма капиталоемкий и требует существенной переделки имеющейся технологической схемы.

Известно, что в последнее время показатели обогащения угля отсадкой ухудшаются. Это связано с увеличением содержания мелких классов из-за интенсификации добычных работ.

Рассмотрим зависимость эффективности сепарации различных классов крупности угля в отсадочной машине.

Влияние крупности обогащаемого материала на эффективность его разделения по плотности известно из практики углеобогащения. Однако до сих пор нет достаточно обоснованного теоритического объяснения того, что с уменьшением крупности исходного материала и увеличением содержания в нем мелких классов результаты обогащения ухудшаются.

Снижение точности разделения с уменьшением размера обогащаемых частиц, по-видимому, объясняется влиянием на точность разделения следующих факторов: вязкость среды, повышенная турбулентность потоков, соударения частиц различной плотности и др.

Для описания сепарационной характеристики отсадки используется интеграл вероятности Гаусса, т.е.  $E=F(x)$ .

Значение параметра  $x$  представляет собой отклонение средней плотности фракции  $\bar{\delta}$  от плотности разделения  $\delta_p$  в долях среднеквадратичного отклонения.

Для гравитационных процессов сепарации:

$$x = 0,675 \frac{\delta_p - \bar{\delta}}{E_{pm}}$$

где  $\delta_p$  - плотность разделения кг/м<sup>3</sup>;  $\bar{\delta}$  - средняя плотность фракции, кг/м<sup>3</sup>;  $E_{pm}$  - среднее вероятное отклонение плотности разделения, кг/м<sup>3</sup>.

Из анализа и обработки данных практики углеобогащения [3] получена следующая эмпирическая формула [2]:

$$E_{pm} = \frac{\delta_p + 1300}{13\sqrt{d}}$$

где  $d$  - средняя крупность, мм.

Погрешность разделения определяется средним вероятным отклонением, отнесенным к разности плотности разделения и плотности среды разделения.

$$I = \frac{E_{pm}}{\delta_p - \Delta}$$

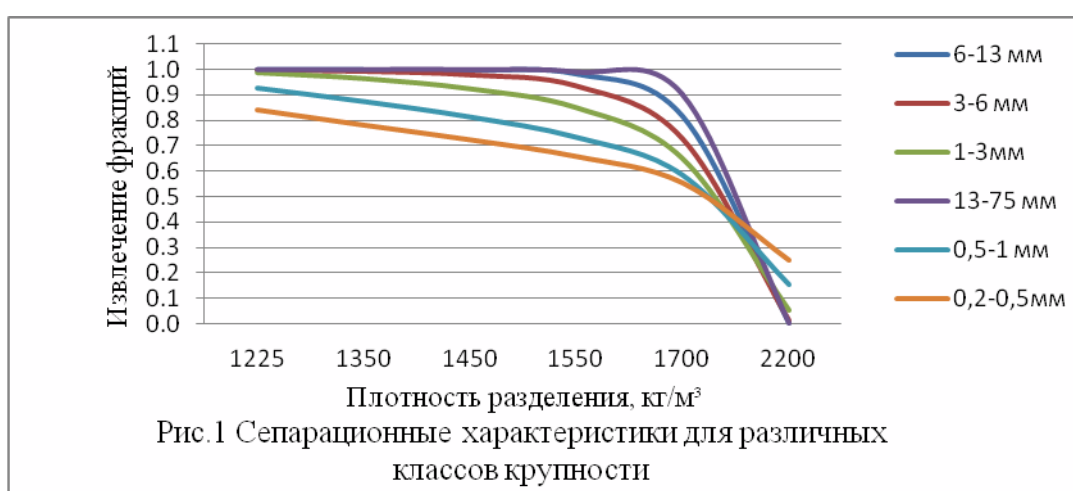
где  $\Delta$  - плотность воды, кг/м<sup>3</sup>.

Рассмотрим зависимость среднего вероятного отклонения и погрешности разделения для углей различной крупности (табл.1).

Таблица 1.

$\delta$ , кг/м <sup>3</sup>	$\delta_p$ , кг/ м <sup>3</sup>	13-75 мм			6-13 мм			3-6 мм			1-3 мм			0,5-1 мм			0,2-0,5 мм			
		$E_{pm}$ , кг/м <sup>3</sup>	E	I	$E_{pm}$ , кг/м <sup>3</sup>	E	I	$E_{pm}$ , кг/м <sup>3</sup>	E	I	$E_{pm}$ , кг/м <sup>3</sup>	E	I	$E_{pm}$ , кг/м <sup>3</sup>	E	I	$E_{pm}$ , кг/м <sup>3</sup>	E	I	
<1300	1800,00	35,95	0,04	168,32	0,21	275,35	0,34	403,07	0,5	77,37	0,1	112,41	0,14	1,00	0,99	0,92	0,84	1,00	1,00	1,00
1300-1400														1,00	0,96	0,87	0,78	1,00	0,99	
1400-1500														1,00	0,92	0,81	0,72	1,00	0,98	
1500-1600														1,00	0,85	0,73	0,66	0,98	0,94	
1600-1800														0,97	0,65	0,58	0,55	0,82	0,73	
>1800														0,00	0,05	0,16	0,25	0,00	0,01	

По данным табл. 1 строим сепарационные характеристики (рис.1).



Как следует из анализа полученных данных сепарационные характеристики для классов 13-75мм, 6-13 мм, 3-6 мм, 1-3мм, 0,5-1мм, 0,2-0,5мм (рис.1) существенно ухудшаются.

При крупности <1мм среднее вероятное отклонение возрастает до 275 кг/м<sup>3</sup>, так как в концентрат переходит большее количество промежуточных и часть породных фракций, а класс менее 0,5 мм со средним вероятным отклонением 403 кг/м<sup>3</sup> почти полностью переходит в необогащенном виде. Для разделения по плотности наиболее крупных кусков обогащаемого материала необходимы высокие скорости восходящего потока, которые не приемлемы для разделения мелких классов.

Обогащение отсадкой материала крупностью меньше 3 мм нецелесообразно, т.к. эффективность обогащения уменьшается, а погрешность разделения увеличивается. Поэтому для повышения эффективности обогащения угля из питания отсадки необходимо удалять класс -3 мм, путем грохочения.

### Список литературы

1. Самылин Н.А., Золотко А.А., Починок В.В. Отсадка. -М.: "Недра", 1976.- 320 с.
2. Гравитационная сепарация полезных ископаемых: Уч. Пособие/ Пилов П.И.- Д.: Национальный горный университет, 2003г.-123с.
3. Справочник по обогащению углей. Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина и Н.А. Самылина. М., "Недра", 1974. 488с.



**Младецкий И.К., к.т.н., профессор, Лысенко А.А., аспирант, Попова О.Г., ст. гр. ГТЗ-08м**  
 (Государственное ВУЗ "Национальный горный университет, г. Днепропетровск, Украина)

### ТРЕБУЕМАЯ ТОЧНОСТЬ КОНТРОЛЯ В ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЯХ

Обычно требуемую точность контроля выясняют на основании опроса специалистов в области измерений. Эти субъективные мнения пытаются сделать объективным путём дальнейшей математической обработки результатов высказывания специалистов. По нашему мнению сам объект может дать возможность выработать объективные условия для формулировки требуемых точностей контроля его параметра. Для этого необходимо сравнивать точность технологического процесса и точность измерения.

Из дифференциального исчисления известно, что погрешность функции определяется на основании погрешности аргументов  $\sigma_X$  и производной от функции по соответствующему аргументу:

$$\sigma_Y^2 = \sum_{i=1}^n \left( \frac{\partial Y}{\partial X_i} \right)^2 \sigma_{X_i}^2, \quad (1)$$

Если функция имеет множество переменных для её индексации, то и функция погрешности также имеет множество слагаемых.

$$Y = f(\bar{X}) = f(X_1, X_2, \dots, X_n).$$

Обычно задано чтоб оценка погрешности функции была бы не хуже некоторого значения  $\sigma_Y$ . Для этого аргументы  $X_i$  требуется оценивать с некоторой заданной погрешностью  $\sigma_{X_i}$  с тем чтобы конечный результат удовлетворял заданное значение  $\sigma_Y$ . В результате нужно найти  $n$  значений  $\sigma_{X_i}$ , а уравнение у нас одно (1).

Таким образом нужно сформулировать  $n-1$  дополнительных условий которые позволят оценить степень влияния каждого аргумента на  $\sigma_Y$ .

Рассмотрим функцию выхода  $\gamma$ , которая, как известно, зависит от 3х параметров  $\alpha, \beta, \nu$ .

Т.к. погрешность зависит от производных, и чем больше производная, тем грубее может быть оценка таких величин. Поэтому "вес"  $K_i$  каждой погрешности аргумента будем искать на основании соотношения

$$K_1^2 : K_2^2 : K_3^2 = \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha}} : \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \beta}} : \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \nu}}.$$

из которого можно составить  $n-1$  уравнений и получить систему уравнений, решение которой единственное:

$$\left. \begin{aligned} K_1^2 : K_2^2 &= \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha}} : \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \beta}}, \\ K_2^2 : K_3^2 &= \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \beta}} : \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \nu}}, \\ 1 &= K_3^2 + K_2^2 + K_1^2 \end{aligned} \right\}$$

Обозначив А,В,С как  $\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha} = A$ ,  $\frac{\partial \gamma}{\partial \beta} = B$ ,  $\frac{\partial \gamma}{\partial \nu} = C$  имеем решение системы

$$K_1 = \frac{C}{A} \sqrt{\frac{1}{1 + (\frac{C}{B})^2 + (\frac{C}{A})^2}}, K_2 = \frac{C}{B} \sqrt{\frac{1}{1 + (\frac{C}{B})^2 + (\frac{C}{A})^2}}, K_3 = \sqrt{\frac{1}{1 + (\frac{C}{B})^2 + (\frac{C}{A})^2}}.$$

Предположим, что А=10, В= 5, С = 2, тогда

$$K_3^2 + K_2^2 + K_1^2 = \sqrt{\frac{25}{30}} + \sqrt{\frac{4}{30}} + \sqrt{\frac{1}{30}} = 1,$$

откуда погрешности такие

$$\sigma_{\alpha}^2 = \frac{5}{6} 10^{-7} \quad \sigma_{\beta}^2 = \frac{2}{15} 10^{-4} \quad \sigma_{\nu}^2 = \frac{125}{24} 10^{-4}.$$

Таким образом, нами предложен способ подбора требуемой точности контроля параметров функции с целью выполнения заданной точности её вычисления.

**Яременко Ю.Ю., студентка гр. ГТЗ-08-м**

*(Государственное ВУЗ, Национальный горный университет, г.Днепропетровск)*

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА РУДНОЙ ПАЧКИ $K_2^3$ В УСЛОВИЯХ ПОЛТАВСКОГО ГОКА**

Обогащение железных руд по масштабам производства концентратов занимает одно из ведущих мест по переработке минерального сырья. В настоящее время 90% процентов добываемых руд подвергается обогащению. Его развитие характеризуется с одной стороны ухудшением качества добываемых руд, а с другой – постоянно возрастающими требованиями к железорудным концентратам со стороны металлургических предприятий.

Повышение качества концентрата при переработке магнетитовых руд на сегодняшний день является первостепенной и наиболее важной задачей для Полтавского ГОКа.

Сырьевой базой ПГОКа являются два месторождения: Горишне-Плавнинское и Лавриковское. Железородная толща месторождений представлена двумя подсветами. Основное промышленное значение имеет первая подсвета  $K_2^2$ , которая состоит из трех железорудных горизонтов. Содержание железа общего в первом и третьем горизонте колеблется от 33,0 до 38,0%. Железа магнитного от 26,0 до 29,0%. Второй горизонт более беден и содержит железа общего от 26,0 до 29,0%. Железа магнитного - от 18,0 до 24,0%. Вторая подсвета  $K_2^3$  бедная и содержит железа общего около 31,0%, железа магнитного – 21,0%. Рудные месторождения относятся к тонковкрапленным. Размер зерен магнетита колеблется от 0,01 до 0,1 мм, преобладающим является размер 0,06 – 0,08мм.

Целью исследований является повышение качества железорудного концентрата бедной рудной пачки  $K_2^3$  путем усовершенствования существующей технологической схемы.

Первым этапом исследований стало детальное изучение состава данного типа руды. Исследования проводились с пробой, отобранной после I стадии измельчения.

Проба была расклассифицирована по крупности. Состав каждого класса крупности изучен под микроскопом. В результате чего обнаружено, что мелкие частицы кварца покрывают всю поверхность рудных зерен, что ухудшает дальнейшее обогащение данной руды.

Как одним из способов удаления мелких частиц кварца с поверхности рудных зерен, предложено отмачивание руды в воде. Для этого были отобраны от исходной пробы два класса крупности (0,315-0,63 мм и 2-3 мм), которые помещались в воду и выдерживались в ней в течение 30 мин, 1 час и 24 часа при периодическом перемешивании материала в воде. После истечения данного времени пробы высушивались и рассматривались под микроскопом. В результате установлено, что время пребывания материала и его перемешивание в воде не оказывает влияние на отделение частиц кварца от рудных зерен.

Вторым этапом исследований было изучение обогатимости руды и определение степени раскрытия материала после I стадии измельчения. С помощью минералогического анализа был изучен каждый класс крупности отобранной пробы. Подсчитано количество раскрытых рудных и нерудных зерен, а также бедных и богатых сростков. Результаты представлены в таблице 1.

Таблица 1

## Результаты минералогического анализа

Класс крупности	Массовая часть зерен, д.ед					Массовая часть минерала в руде, д.ед		Степень раскрытия минералов	
	Рудные, n	Неруд. t	сростки			А	В	$f_p$	$f_n$
			всего	богат. $m_1$	бедн. $m_2$				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
+3	0,97	0,004	0,02	0,017	0,006	0,98	0,02	0,99	0,2
2-3	0,9	0,006	0,09	0,07	0,02	0,95	0,05	0,95	0,12
1-2	0,85	0,02	0,13	0,09	0,04	0,92	0,08	0,92	0,25
0,63-1	0,57	0,06	0,37	0,23	0,14	0,74	0,26	0,77	0,23
0,315-0,63	0,46	0,08	0,46	0,25	0,21	0,66	0,34	0,7	0,24
0,2-0,315	0,36	0,2	0,43	0,24	0,19	0,55	0,45	0,65	0,44
0,1-0,2	0,25	0,25	0,5	0,28	0,22	0,47	0,53	0,53	0,47
0,08-0,1	0,23	0,38	0,39	0,19	0,19	0,38	0,62	0,6	0,61

Анализ полученных данных показал, что в кл.+0,63 мм содержится большое количество раскрытых рудных зерен и малая часть раскрытых нерудных зерен. Исходя из этого, возможно после 1 стадии измельчения выделить уже раскрытые рудные зерна, не подвергая их дальнейшему измельчению.

На основании этого была предпринята попытка выделить раскрытые рудные зерна из руды с помощью магнитной сепарации. Так, в лабораторных условиях на магнитном сепараторе (СМС) при разной напряженности магнитного поля ( $H=24000$  А/м,  $H>24000$  А/м) сепарировали данный класс крупности. Полученные продукты разделения (концентрат и отходы) подвергнуты химическому анализу для определения в них содержания железа общего ( $Fe_{общ}$ ) и железа магнитного ( $Fe_2O_3$ ). Результаты представлены в таблице 2.

Таблица 2

## Продукты разделения магнитной сепарации

Продукт	Масса m, г	Выход $\gamma$ , %	Содержание $Fe_{общ}$ , %		Содержание $Fe_2O_3$ , %	
			исходное	в продукте	исходное	в продукте
Концентрат ( $H>24000$ А/м)	298,55	88,34	28,3	30,79	40,44	44,0
Отходы ( $H=24000$ А/м)	39,40	11,66		9,44		13,5
Концентрат ( $H=24000$ А/м)	195,75	86,23	27,99	31,06	40,02	44,4
Отходы ( $H=24000$ А/м)	31,25	13,77		8,79		12,6

Анализ полученных данных показал, что разделение материала протекает более эффективно при малой напряженности магнитного поля (24000 А/м). Полученные результаты также свидетельствуют о низком содержании железа в концентрате.

Данный тип руды относится к тонковкрапленным, у которых размер зерен магнетита колеблется от 0,01 до 0,1 мм. Исходя из этого, можно утверждать, что зерна крупностью более 0,63 мм недостаточно раскрыты, а большое количество раскрытых рудных зерен ошибочно определено с помощью минералогического анализа. Однако, в результате магнитной сепарации удалось выделить кондиционные отходы с содержанием =8,79%.

Учитывая все вышесказанное можно сделать вывод, что уже после I стадии измельчения, возможно из основного цикла обогащения вывести кварц. Это позволит исключить переизмельчение кварца и ошламования им магнетита.

Ясинкевич А.П. студентка гр. ГТЗ-08-1м

(Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпропетровськ, Україна)

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА МАГНИТНОГО КОНЦЕНТРАТА РУДЫ ПАЧКИ $K_2^2$ В УСЛОВИЯХ ПОЛТАВСКОГО ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМБИНАТА

На сегодняшний день открытое акционерное общество "Полтавский горно-обогатительный комбинат" (ПГОК) - одно из крупнейших предприятий горнодобывающей промышленности Украины и СНГ. Комбинат осуществляет полный технологический цикл: от добычи сырой руды – до производства железорудных окатышей, подготовленного сырья для металлургических заводов. Комбинат перерабатывает магнетитовые кварциты двух марок: легкообогатимые пачки  $K_2^2$  и труднообогатимые пачки  $K_2^3$ .

В настоящее время, на Украине практически все железорудные комбинаты получают концентраты с содержанием железа свыше 66,0%. В связи с этим на ПГОКе обогащение труднообогатимых кварцитов предусматривает флотационную доводку концентрата. На флотацию подают шихту, состоящую на 60% из легкообогатимых кварцитов и на 40% труднообогатимых, при этом качество концентрата составляет 66...67%, что позволяет ему конкурировать с концентратами других ГОКов Украины.

Технология магнитного обогащения легкообогатимых кварцитов на ПГОКе позволяет получать концентрат с содержанием 64,5...65,5% железа. Поэтому одной из основных задач комбината является разработка мероприятий позволяющих повысить качество концентрата до содержания железа более 66,0%.

В связи с этим на ПГОКе была изменена технологическая схема обогащения, которая представлена на рис. 1.

Комбинат перешел от трехстадиальной схемы обогащения к двухстадиальной. Крупность материала I стадии измельчения не изменилась и содержит 55...58% класса  $-0,074$  мм. Магнитная сепарация I стадии обогащения позволяет сбросить более 35% нерудных частиц и бедных сростков. Перед II стадией измельчения проводится основная классификация и в сливе гидроциклона содержится 90...92% класса  $-0,074$  мм (или 78...80% класса  $-0,044$  мм). Слив гидроциклона основной классификации сгущается на магнитных дешламаторах и подается на контрольную классификацию, слив которой уже содержит 98...99% класса  $-0,074$  мм (или 94...95% класса  $-0,044$  мм). Пески основной классификации непосредственно поступают на измельчение, а контрольной – на операцию основной классификации. Сливы гидроциклона контрольной классификации сгущается на магнитных дешламаторах и подвергаются операции магнитного обогащения.

Концентрат магнитного обогащения содержит 64,5% железа. Гранулометрический состав концентрата представлен в табл. 1.

Таблица 1.

Гранулометрический состав концентрата из руды пачки  $K_2^2$

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание железа, %
+0,08	2,0	29,7
-0,08+0,056	2,6	34,0
-0,056+0,04	8,5	51,2
-0,04+0,02	77,2	68,8
-0,02+0,01	8,5	58,8
-0,01	1,2	29,6
<b>Всего</b>	<b>100,0</b>	<b>64,3</b>

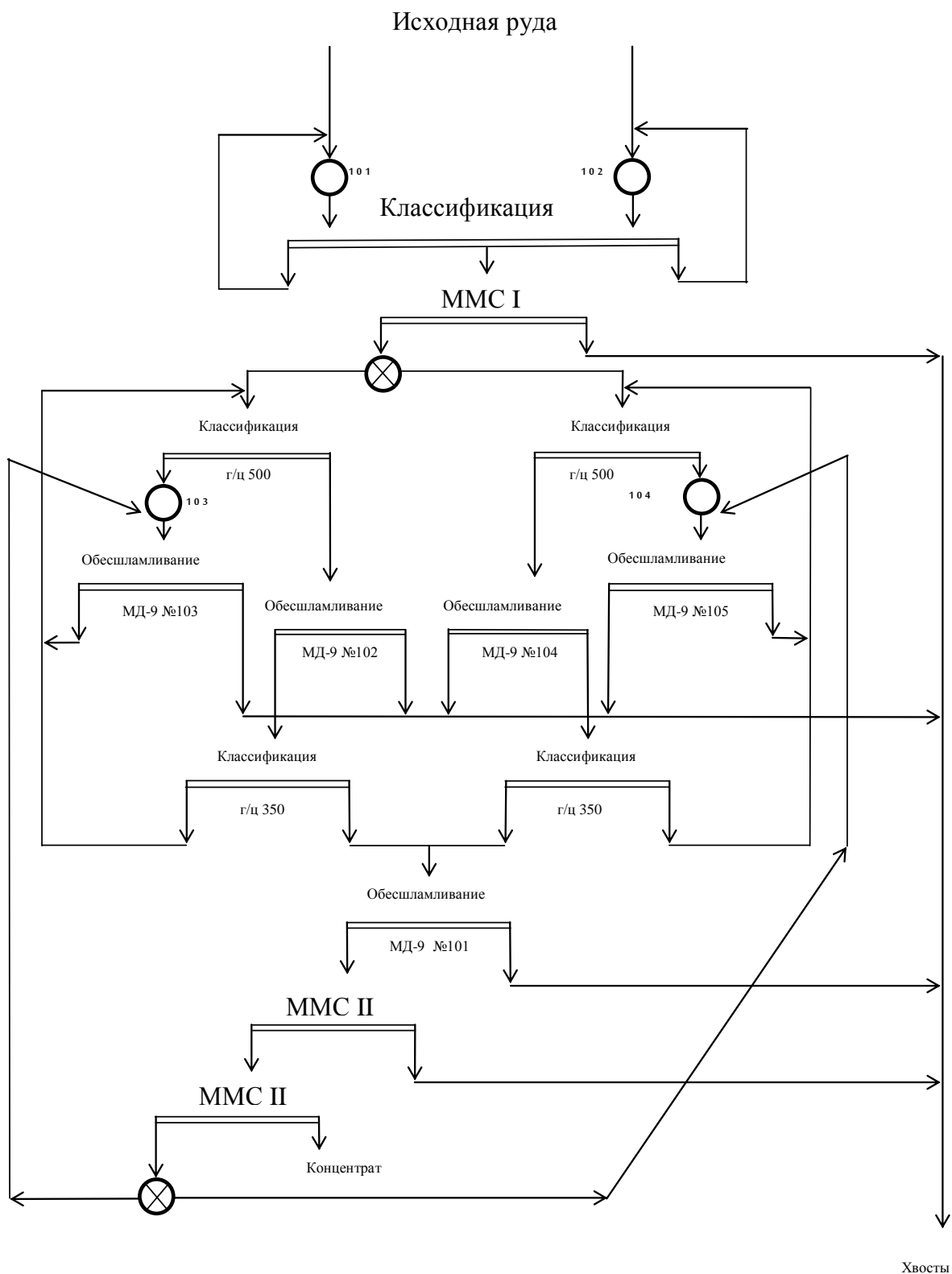


Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема обогащения магнетитовых кварцитов ПГОКа пачки  $K_2^2$ .

Как видно из таблицы классы крупности +0,08 и +0,056 мм содержат соответственно 29,7% и 34,0% железа. Согласно минералогическому анализу концентратов по различным ГОКа, проведенным институтом Механобрчермет [1], видно, что данные классы не раскрыты и представлены сростками.

Класс крупности +0,04 мм содержит 51,2% железа и согласно тому же источнику на 50% он представлен раскрытыми зернами, на 30% богатыми сростками и на 20% бедными сростками.

Удаление данных классов позволило бы повысить качество концентрата до 67,3%.

Для снижения доли крупных классов в составе концентратов ПГОКе в 80-х годах применялась операция тонкого грохочения, которая показала положительный результат, но была исключена в дальнейшем вследствие низкой механической надежности конструкции тонких грохотов.

В настоящее время, разработаны высокочастотные грохота для тонкого грохочения. Так, на Соколовско-Сорбайском ГОКе были проведены промышленные исследования по применению высокочастотных грохотов "Стек Сайзер" корпорацией Derrick [2]. Исследования показали, что содержание железа в подрешетном продукте составляло 66,7...68,3% при содержании железа в исходном продукте 64,8%, при этом средняя эффективность классификации по классу 0,074 мм составляла 75%. Недостатком применения высокочастотного грохочения является высокая стоимость грохота, просеивающей поверхности.

Известно также, такое техническое решение как контрольная операция (классификация). В схеме обогащения ПГОКа применяется контрольная классификация, однако слив основной классификации, по отношению к контрольной, является грубым продуктом и содержит лишь 78...80% класса -0,044 мм, против 94...95%. Как видим, основная и контрольная классификация происходят по различной граничной крупности разделения, что непременно должно привести к накоплению материала промежуточной крупности в песках контрольной классификации.

Таким образом, снижение крупности слива основной классификации до содержания 92...94% класса -0,044 мм в сочетании с контрольной классификацией позволит существенно снизить количество класса +0,04 мм в концентрате, что в свою очередь должно обеспечить качество получаемого концентрата свыше 66,0%.

#### Список литературы

1. Шинкоренко С.Ф., Белецкий Е.П., Ширяев А.А. и др. Справочник по обогащению руд черных металлов. 2-е изд., переработано и доп. под ред. Шинкоренко С.Ф. М., Недра, 1980. 527 с.
2. Турдахунов М.М., Плющенко Л.М., Веннен Дж., Зайцев Г.В. Использование высокочастотных грохотов фирмы "Derrick" для повышения качества железорудных концентратов. – Горный журнал, 2002, №4.