

Загальні питання технології збагачення

УДК 622.778

И.К. МЛАДЕЦКИЙ, д-р техн. наук
(Украина, Днепропетровск, Национальный горный университет)

ОЦЕНКА СОВЕРШЕНСТВА ТЕХНОЛОГИИ РАЗДЕЛЕНИЯ

Визначено спосіб обчислення системного показника якості процесу збагачення корисних копалин.

Ключові слова: концентрат, хвости, збагачувальний процес, розкриття, сепарація.

Определен способ вычисления системного показателя качества технологии обогащения полезных ископаемых.

Ключевые слова: концентрат, хвосты, обогатительный процесс, раскрытие, сепарация.

Механический обогатительный процесс состоит, как минимум, из двух: первый касается отделения (отделяемости) ценного минерала от вмещающей породы, а второй – разделения (разделяемости) образовавшихся частиц друг от друга. Первый процесс реализуется измельчением, а второй – различными видами сепарации. При создании технологии обогащения полезных ископаемых необходимо подобрать последовательность технологических аппаратов и режимы их наилучшего взаимодействия. При таком подборе следует пользоваться системными характеристиками аппаратов и технологии. Одной из таких характеристик является показатель совершенства технологии [1].

Обогащение полезных ископаемых предполагает улучшение качественных характеристик сырья, основная из которых – содержание ценного компонента β , и если в исходном сырье его содержится в количестве α_{II} , то после разделения можно записать [1]

$$\beta = \alpha_{II} + K_c R(1 - \alpha_{II}), \quad (1)$$

где R – показатель раскрытия ценного компонента; K_c – коэффициент совершенства технологии разделения. Теперь остается идентифицировать эти два показателя и можно прогнозировать ожидаемые показатели обогащения.

Что касается раскрытия, то этот вопрос всесторонне рассмотрен в работе [2], а показатель K_c должен быть связан с характеристиками сепараторов или соединений их. Можно его выразить через интегральные показатели разделения β и ν , но тогда потребуются учет и раскрытия. Поэтому попробуем определиться с помощью сепарационных характеристик.

Совершенное разделение будет в том случае, если сепарационная характеристика имеет ступенчатый вид (рис. 1а, вид 1). Никакого разделения не будет, если

Загальні питання технології збагачення

сепарационная характеристика принимает горизонтальное положение (рис. 1а, вид 2). Причем отрезок на оси ординат соответствует той части потока, которая образует обедненный продукт. Если же конструкция аппарата такова, что в случае отсутствия разделения и потока нет, тогда сепарационная характеристика будет совпадать с осью абсцисс или же отстоять на расстоянии равном 1. В магнитном сепараторе, например, если извлечения магнитной фракции не происходит, то весь исходный поток уходит в хвосты, т.е. $P(\alpha) = 0$. Обычно сепарационная характеристика занимает промежуточное положение (рис. 1б).

Понятие "совершенство технологии" должно выражаться числом. Желательно, чтобы в случае совершенного разделения это число равнялось 1, а в случае неразделения – 0.

Вся площадь S пространства координат $P(\alpha) \sim \alpha$ равна 1. Когда реальная сепарационная характеристика совпадает с идеальной, то площадь между ними равна 0. Это говорит о том, что понятие "совершенство технологии" может быть выражено через площадь, которая представляет часть пространства, заключенного между идеальной $P(\alpha)$ и реальной $P_p(\alpha)$ сепарационными характеристиками (рисунок, заштрихованная область).

Положение $P(\alpha)$ относительно оси абсцисс определяется условиями согласования аппарата и сырья, т.е. скачек ее совпадает со значением содержания ценного компонента в исходном сырье α_{II} . Тогда

$$S = \int_0^{\alpha_{II}} (P_p(\alpha) - P(\alpha)) d\alpha + \int_{\alpha_{II}}^1 (P(\alpha) - P_p(\alpha)) d\alpha$$

Поскольку $P(\alpha < \alpha_{II}) = 0$ и $P(\alpha > \alpha_{II}) = 1$, то

$$S = \int_0^{\alpha_{II}} P_p(\alpha) d\alpha + \int_{\alpha_{II}}^1 (1 - P_p(\alpha)) d\alpha < 1$$

Максимальное значение площади можно записать как:

$$S_{MAX} = \int_{\alpha_{II}}^1 (1 - P_p(\alpha)) d\alpha = 1 - \alpha_{II} < 1$$

На этом основании коэффициент совершенства технологии

$$K_C = 1 - \frac{S}{S_{MAX}} = 1 - \frac{S}{1 - \alpha_{II}} \quad (2)$$

Если же аппарат, в случае отсутствия разделения имеет сепарационную характеристику вида $P(\alpha) = 1$, то это означает, что

$$S_{MAX} = \int_0^{\alpha_{II}} P_p(\alpha) d\alpha = \alpha_{II} < 1$$

Загальні питання технології збагачення

$$S = \int_0^{\alpha_H} (1 - P(\alpha)) d\alpha + \int_{\alpha_H}^1 P_p(\alpha) d\alpha \quad \text{и потому} \quad K_C = 1 - \frac{S}{S_{MAX}} = 1 - \frac{S}{\alpha_H}$$

Сепарационная характеристика отображает собой сведения о возможных показателях двух выходов сепарации. В выражении (1) нет в явном виде показателей обедненного продукта. Однако коэффициенты K_C и R являются интегральными показателями свойств разделения и раскрытия. Следовательно, выражение (1) содержит все необходимые сведения для непротиворечивой оценки ожидаемого качества концентрата. Решение его относительно K_C , следующее:

$$K_C = \frac{\beta - \alpha_H}{(1 - \alpha_H)R} \quad (3)$$

Для этого величина β оценивается экспериментально или предварительно вычисляется.

Оценим теперь K_C из выражения (2), а затем, на основании экспериментальных данных при известном раскрытии вычислим коэффициент совершенства технологии разделения, из уравнения (3).

Зададимся функцией раскрытия $F(\alpha)$ и сепарационной характеристикой $P(\alpha)$ (табл. 1).

Таблица 1

α	0	0.125	0.375	0.625	0.875	1.0
$P(\alpha)$	0.06	0.14	0.6	0.9	0.95	0.98
$F(\alpha)$	0.2	0.27	0.15	0.09	0.09	0.2

Загальні питання технології збагачення

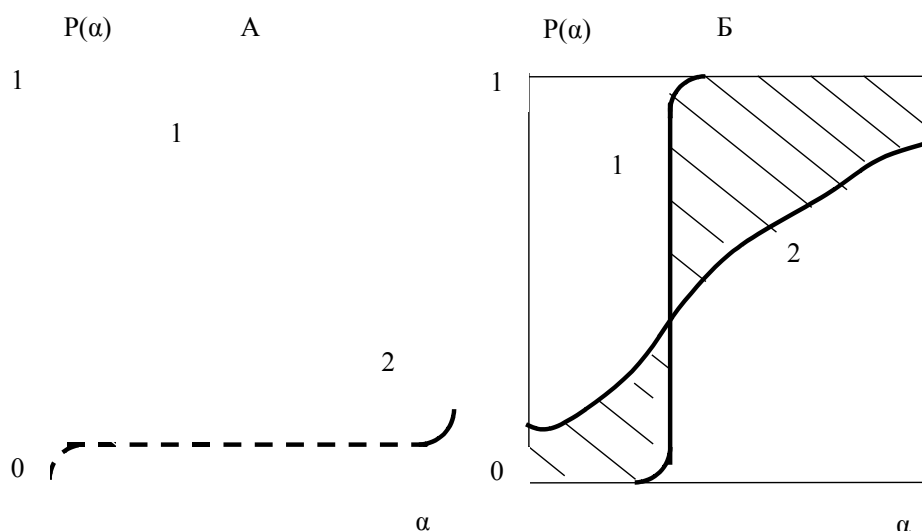


Рис.1 Сочетания видов сепарационных характеристик.

Сочетания видов сепарационных характеристик

Построив на плоскости кривые сепарационной характеристики и ломаной раскрытия, и выполнив численное интегрирование, получаем:

– площадь между сепарационными характеристиками

$$S = (0.06 + 0.32) / 2 \times 0.25 + (0.32 + 0.6) / 2 \times 0.125 + (0.4 + 0.2) / 2 \times 0.125 + (0.2 + 0.1) / 2 \times 0.25 + (0.1 + 0.02) / 2 \times 0.25 = 0.183;$$

– раскрытие $R = \alpha_B - \alpha_H = 0,826 - 0,125 = 0,7$;

– коэффициент совершенства технологии $K_C = 1 - \frac{0.183}{1 - 0,375} = 0.71$;

– ожидаемое качество концентрата $\beta = 0.375 + 0.71 \times 0.7 \times 0.625 = 0.685$;

Вычислим ожидаемое качество концентрата классическим способом (табл.2).

Таблица 2

α	$P(\alpha)$	$\Delta F(\alpha)$	2*3	1*4
1	2	3	4	5
0.	0.06	0.2	0.012	0
0.125	0.14	0.27	0.0378	0.0047
0.375	0.6	0.15	0.09	0.0337
0.625	0.9	0.09	0.081	0.05
0.875	0.95	0.09	0.0855	0.075
1.	0.98	0.2	0.196	0.196
			0.502	0.353

Тогда $\beta = \frac{0.353}{0.502} = 0.7$, а коэффициент совершенства технологии разделения

вычисленный по формуле (3), составит при этом $K_C = \frac{0.7 - 0.375}{0.7(1 - 0.375)} = 0.74$.

Расхождение между коэффициентами, которые определены по двум разным методикам, несущественное, поэтому принимаем методику расчета с помощью сепарационных характеристик.

Список литературы.

1. Кармазин В.И. Современные методы обогащения руд черных металлов. – М.; Госгортехиздат, 1962 – 874 с.
2. Младецкий И.К., Мостыка Ю.С. Аналитическое определение показателей раскрытия руд. Системные технологии. – Днепропетровск: Изд-во, 1999. – 106 с.

*Надійшла до редколегії
Рекомендовано до публікації*

УДК 622.776.

И.К. МЛАДЕЦКИЙ, д-р техн. наук

В.С.ТОМУРКА, С.В. ЛИТВИНЕНКО

(Украина, Днепропетровск, Национальный горный университет)

ИСЧИСЛЕНИЕ ФУНКЦИИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ОСКОЛКОВ ПО КРУПНОСТИ ПРИ РАЗРУШЕНИИ ОТДЕЛЬНОГО КУСКА ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Висунуто гіпотезу про закономірність руйнування окремого куска руди, на базі якої отримано методику визначення функції розподілу частинок за крупністю на виході подрібнювального апарата.

Ключові слова: функція розподілу частинок за крупністю.

Выдвинута гипотеза о закономерности разрушения отдельного куска руды, на основании которой получена методика вычисления функции распределения частиц по крупности на выходе измельчительного аппарата.

Ключевые слова: функция распределения частиц по крупности.

В зависимости от скорости приложения разрушающей нагрузки кусок твердого полезного ископаемого разламывается по определенной закономерности (рис. 1, а). Как следует из визуальных наблюдений, осколки увеличивают свой размер по мере удаления от точки приложения нагрузки.

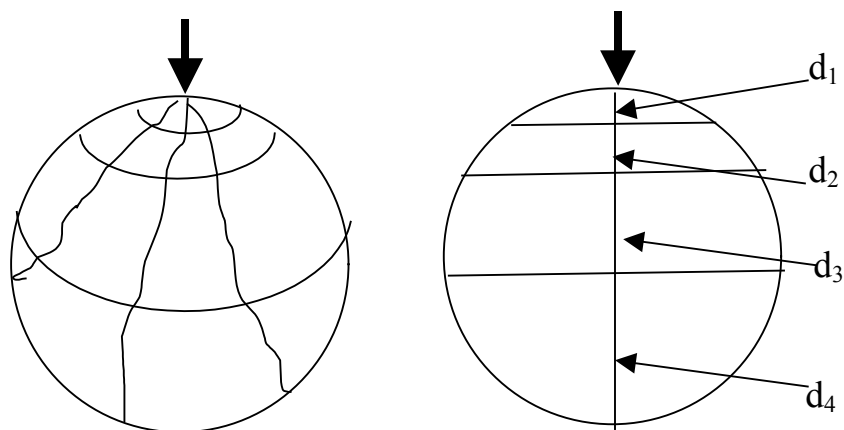


Рис. 1. Схема
разрушения
куска твердого
полезного
ископаемого

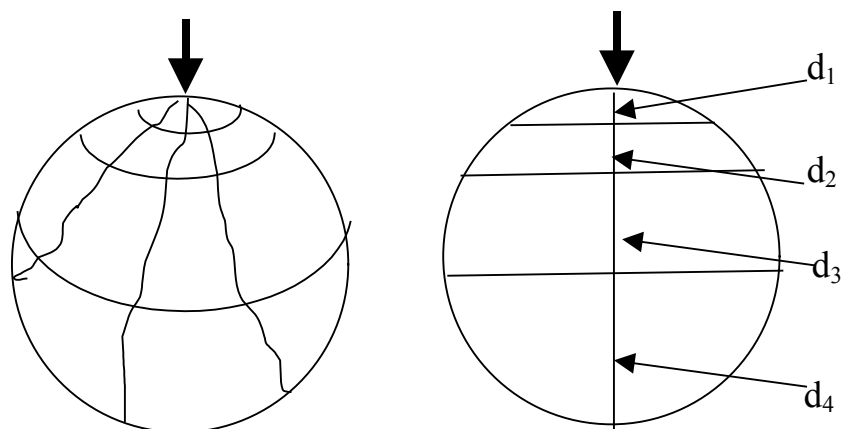


Рис. 1. Схема
разрушения
куска твердого
полезного
ископаемого

а

б

Рис. 1. Схема разрушения куска твердого полезного ископаемого

Минимальный размер осколка d_0 принимаем таким, который в спектре размеров частиц может не учитываться. Распространение упругой волны разрушения зависит от свойств материала и скорости нанесения удара. Обозначим эти действия совокупной величиной $p > 1$ и процесс образования осколков представим в виде геометрической прогрессии:

$$d_i = d_{i-1} p^i$$

Размеры осколков вычисляем последовательно до тех пор, пока их сумма не станет равной размеру куска:

$$\sum_{i=0}^K d_i \approx d_K$$

После этого определяем объемы , приходящиеся на каждый размер

Загальні питання технології збагачення

осколка. Это может быть шаровой слой или сегмент (рис.1, б), по высоте равный размеру осколка d_i .

Кроме того определяем, какое количество целых частиц приходится на эти объемы. Нецелые части распределяются по мелким классам крупности. Количество дополнительного материала будет пропорционально содержанию соответствующего класса. Так поступаем до предпоследнего класса крупности.

Вычисляем размеры получаемых осколков.

Задаемся нулевым значением крупности d_0 , которое зависит от крупности помола, т.е. $d_{МАКС} / d_0 > 100$.

Далее находим ряд крупностей: $d_i = d_{i-1} p^i$, $p > 1$. Процедуру повторяем

до тех пор, пока не станет $\sum_{j=1}^K d_j = d_K$, где d_K – размер куска, который разрушается.

Предположим, что имеется кусок руды размером $d_K = 100$ мм, $d_0 = 1$ мм. Зададимся знаменателем прогрессии $p = 1.2$. Определяем ряд крупностей частиц, получаемых при раздавливании:

$$d_0 = 1, \quad \sum = 1, \quad d_1 = 1.2, \quad \sum = 1 + 1.2 = 2.2, \quad d_2 = 1.728, \quad \sum = 2.2 + 1.728 = 3.928,$$

$$d_3 = 2.99, \quad \sum = 3.928 + 2.99 = 6.918, \quad d_4 = 6.2, \quad \sum = 6.918 + 6.2 = 13.118,$$

$$d_5 = 15.43, \quad \sum = 13.118 + 15.43 = 28.548, \quad d_6 = 46.07, \quad \sum = 28.548 + 46.07 = 74.618,$$

$$d_7 \text{ получается более } 100, \text{ поэтому } d_7 = 100 - 74.618 = 25.38.$$

Находим объемы, получаемых осколков, предполагая, что они представляют собой шаровые слои с высотой, равной диаметрам осколков (рис.2).

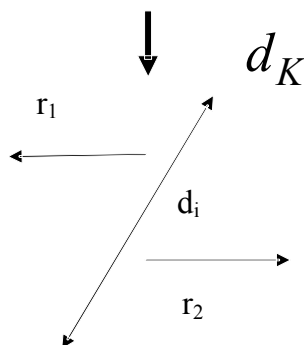


Рис. 2. Упрощенная схема для исчисления показателей разрушения куска твердого полезного ископаемого

Рис. 2. Упрощенная схема для исчисления показателей разрушения куска твердого полезного ископаемого

Загальні питання технології збагачення

Вычисление объемов производится по двум правилам:

- слой включает центр частицы (рис. 3, а),
- слой не включает центр частицы.(рис. 3, б).

Объем шарового слоя $V_{шс} = \frac{1}{6}\pi d^3 + \frac{1}{2}\pi (r_1^2 + r_2^2)d$

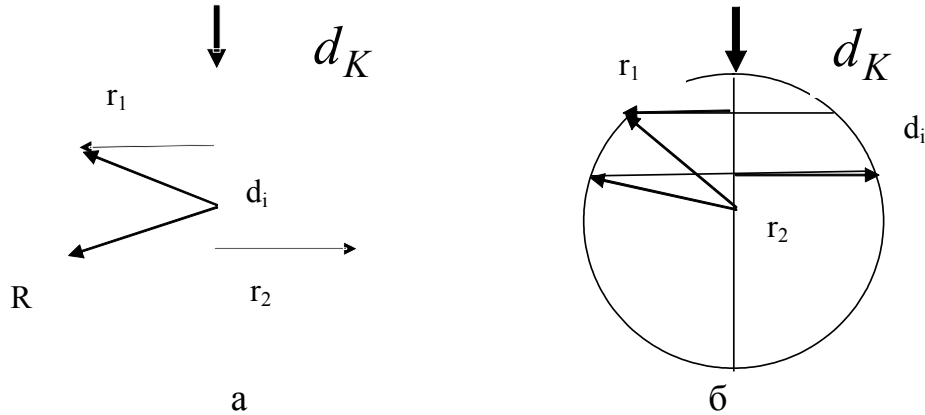


Рис.3. Схемы для расчета объемов шаровых слоев

Радиусы сечений:

$$r_1^2 = R^2 - (R - \sum_{j=1}^i d_j)^2 \quad , \quad r_2^2 = R^2 - (d_i - (R - \sum_{j=1}^i d_j))^2 \quad ,$$

$$r_1^2 = R^2 - (R - \sum_{j=1}^i d_j)^2 \quad , \quad r_2^2 = R^2 - (R - \sum_{j=1}^{i+1} d_j)^2 \quad .$$

Вычислим объемы шаровых слоев, для рассматриваемых условий.

$$V_0 = \frac{1}{3}\pi 1^3(3 \times 50 - 1) = 155.95 \quad , \quad V_1 = \frac{1}{6}\pi 1.2^3 + \frac{1}{2}\pi (99 + (50^2 - (50 - 2.2)^2)) = 592.78 \quad ,$$

$$V_2 = 1610.21 \quad , \quad V_3 = 4808.33 \quad , \quad V_4 = 17486.87 \quad , \quad V_5 = 78946.97 \quad , \quad V_6 = 335700.55 \quad ,$$

$$V_7 = 84018.8 \quad .$$

Общий объем куска $V_K = 523333.3$.

Поскольку в каждом объеме содержится не кратное количество осколков, то необходимо провести корректировку содержаний по классам крупности.

Вычисляется целая часть $\text{int}(\frac{6V_{шсn}}{\pi d_n^3}) = A_n$. Это будет количество частиц, образованных из данного слоя.

Определяем эти числа:

$$A_0 = \text{int}(\frac{V_0}{d_0^3}) = 155 \quad , \quad , \quad , \quad , \quad , \quad , \quad , \quad .$$

Загальні питання технології збагачення

Остаток от шарового слоя, который переходит в частицы меньшего размера,

$$\Delta V_n = V_{шсн} - A_n \frac{\pi d_n^3}{6}$$

Остаток переходит в тот класс крупности, что соответствует размеру твердого, который сосредоточен между осколками (рис.4).

Определяем остатки от шаровых слоев и крупности этих остатков:

$$\Delta V_0 = 155.95 - 155 \times 1^3 \frac{\pi}{6} = 74.83, \quad d_0^1 = 1 \times 0.4 = 0.4 \text{ мм};$$

$$\Delta V_1 = 592.78 - 340 \times 1.2^3 \frac{\pi}{6} = 287.26, \quad d_1^1 = 0.48 \text{ мм};$$

$$\Delta V_2 = 703.8, \quad d_2^1 = 0.71 \text{ мм}; \quad \Delta V_3 = 2334.1, \quad d_3^1 = 1.2, \quad \Delta V_4 = 8663, \quad d_4^1 = 2.5 \text{ мм};$$

$$\Delta V_5 = 38830, \quad d_5^1 = 6.2 \text{ мм}; \quad \Delta V_6 = 182161, \quad d_6^1 = 18.5 \text{ мм}; \quad \Delta V_7 = 41512, \quad d_7^1 = 10.$$

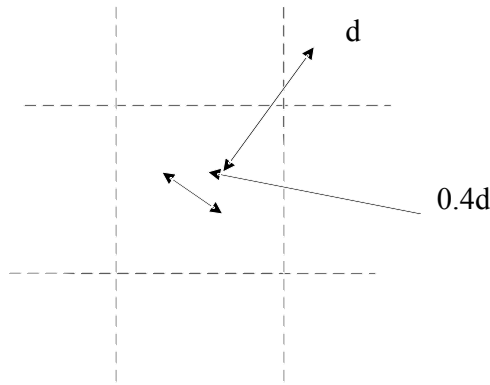


Рис. 4. Схема образования нового класса крупности из шарового слоя.

Рис. 4. Схема образования нового класса крупности из шарового слоя

Эти остатки попадают в классы крупности, соответствующие d_i^1 , и если $d_j < d_i^1 < d_{j+1}$, то в этом классе увеличивается количество продукта на ΔV_i . Вычисления показывают, что распределение остатков выглядит так:

Величина ΔV_7 попадает в класс 5, ΔV_6 – в класс 6, ΔV_5 – в 4, ΔV_4 – в 3, ΔV_3 – в 2, ΔV_2 – в 0, остальные – в класс 1, а остаток нулевого слоя, естественно, попадает в нулевой класс.

Содержания частиц каждого класса следующее:

$$p_6 = \frac{V_6 + V_7 + \Delta V_7}{V_K} = \frac{42506 + 152539 + 183161}{523333} = 0.72$$

$$p_5 = \frac{V_5 + \Delta V_7}{V_K} = 0.156, \quad p_4 = \frac{V_4 + \Delta V_5}{V_K} = 0.09, \quad p_3 = \frac{V_3 + \Delta V_4}{V_K} = 0.02,$$

Загальні питання технології збагачення

$$p_2 = \frac{V_2 + \Delta V_3}{V_K} = 0.0062, \quad p_1 = \frac{V_1}{V_K} = 0.0006, \quad p_0 = \frac{V_0 + \Delta V_2 + \Delta V_0 + \Delta V_1}{V_K} = 0.0022$$

Таким образом поступаем для всех классов крупности, которые составляют смесь, поступающую на измельчение. В результате получена функция распределения частиц по крупности на выходе измельчения $F_{\text{ВЫХ}}(d)$, которая

Таблица

$d, \text{мм}$	1	2	4	8	16	32	64	128
$F_{\text{ВЫХ}}(d)$	0.02	0.04	0.1	0.3	0.5	0.8	0.9	1.0
$F_{\text{ВЫХ}}(d)$	0.1336	0.171	0.3763	0.5848	0.8237	0.9247	1.0	1.0

полностью совпадает с экспериментальными исследованиями. Дальнейшие работы будут направлены на поиск количественного совпадения, которое заключается в определении знаменателя прогрессии разрушения в зависимости от скорости приложения нагрузок и механических свойств полезного ископаемого.

*Надійшла до редколегії
Рекомендовано до публікації*

УДК 622.341

Е.Н. КРАВЦОВ, В.Н. КРАВЦОВ, канд. техн. наук
(Украина, Кривой Рог, Криворожский технический университет)

ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ РУД ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ КРИВБАССА

Розглянуто питання технології при отриманні якісного концентрату з багатих Окислених залізних руд підземного видобутку Кривбасу. Експериментально визначена параметри процесів рудопідготовки та збагачення руд, які забезпечують одержання концентрату з масовою часткою кремнезему до 0,3%.

Ключові слова: рудопідготовка, технологія, сеперконцентрат, залізна руда, вихід, кремнезем.

Рассмотрены вопросы технологии при получении качественного концентрата из богатых окисленных железных руд подземной добычи Кривбасса. Экспериментально определены параметры процессов рудоподготовки и обогащения руд, обеспечивающие получение концентрата с массовой долей кремнезема до 0,3%.

Ключевые слова: рудоподготовка, технология, суперконцентрат, железная руда, выход, кремнезем.

В современной промышленности Украины используются богатые окисленные железные руды подземной добычи, без обогащения. По вещественному составу эти руды в основном содержат мартит, в небольших

Загальні питання технології збагачення

количествах гетит, карбонаты и силикаты железа. В то же время целый ряд отраслей промышленности ощущают нехватку железорудного концентрата с высокой массовой долей железа т.е. в суперконцентрате. Удовлетворить этот недостаток можно получением из богатых окисленных железных руд подземной добычи Кривбасса высококачественного концентрата.

В течение ряда лет в Украине проводятся исследования по разработке технологии обогащения указанных руд с массовой долей кремния менее 0,3% различными способами: магнитным, магнитно-гравитационным, флотационным, химическим обогащением. Выделить более чистые концентраты способами механического обогащения до сих пор не удавалось. И поэтому ни один из предложенных не стал универсальным, так как эффективно обогащаются лишь узкие классы крупности.

Неоднородность состава и строения залежей богатых железных руд подземной добычи Кривбасса объясняется аутогенной зональностью исходных минеральных тел (стратиграфических горизонтов), неоднородностью проработки гипогенными процессами (метасоматозом, гидротермальным минералообразованием), а также вертикальной зональностью наложенных гипергенных образований. Влияние каждой из них проявлено в рудных частицах по-разному.

Для экспериментальных исследований по разработке технологии получения суперконцентрата были подготовлены представительные пробы с горизонта 1110 м шахты "Гвардейская". Данные пробы в полной мере характеризуют залежь мартитовой руды на горизонте. Массовая доля железа в пробах составляла от 64,5 до 65,05%, а кремнезема – от 24,4 до 3,7%. Месторождение относится к конвергентным образованиям железной руды [1, 2].

Главная особенность вещественного состава проб богатых железных руд в том, что они сложены тремя разновидностями гематита, образуя самостоятельные рудные слои (мартит, дисперсный гематит, железная слюдка). Соотношение и размещение этих разновидностей в залежах отражает зональность горизонтов железных руд. Сопутствующими минералами являются гидрослюд и каолины, а основным нерудным – кварц.

Высокая пористость и полурыхлое сложение руд указывают на природную дезинтеграцию минеральных агрегатов.

Вкрапленность рудных зерен составляет 0,1–0,7 мм. Ситовый состав исходных проб и распределения железа, кремнезема по классам крупности показал, что руда в крупности измельчения до 0,1 мм практически раскрыта. Ситовый состав исходных проб окисленной железной руды шахты "Гвардейская" приведен в табл. 1.

Таблица 1

Загальні питання технології збагачення

Клас крупности, мм	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение железа, %	Степень раскрытия рудных частиц, %
		Fe _{общ.}	SiO ₂		
+2,0	12,1	63,0	4,9	11,7	22,3
-2,0+1,0	6,0	68,9	1,0	6,4	48,9
-1,0+0,5	10,1	67,4	2,5	10,5	60,6
-0,5+0,25	8,1	68,2	1,1	8,5	76,2
-0,25+0,16	10,0	67,7	1,6	10,4	85
-0,16+0,1	5,5	63,9	4,3	5,4	98
-0,1+0,074	10,6	62,0	6,8	10,1	100
-0,074+0,044	7,5	63,0	4,6	7,3	100
-0,044	30,1	64,4	4,2	29,7	100
Итого:	100	65,05	3,72	100	
Проба 2					
+2,0	11,8	63,2	4,7	11,6	32,4
-2,0+1,0	6,5	68,9	1,0	6,9	41,1
-1,0+0,5	9,2	63,1	4,6	9,0	66,8
-0,5+0,25	7,9	62,1	6,9	7,6	77,5
-0,25+0,16	9,2	63,0	4,6	9,0	84
-0,16+0,1	6,3	68,9	1,0	6,7	96
-0,1+0,074	10,3	68,7	1,1	11,0	100
-0,074+0,044	6,6	67,9	1,5	6,9	100
-0,044	32,2	62,6	6,6	31,3	100
Итого:	100	64,5	4,4	100	

Наиболее богатые по массовой доле железа в пробах руды – классы -0,16+0,1 мм. Классы крупности менее 0,044 мм частично представлены гидроксидами и раскрытыми зернами кварца. Массовая доля кремнезема по классам крупности в исходной руде изменяется от 11,9 до 6,8 %.

Одним из важных условий эффективного обогащения руды является предварительное раскрытие выделяемых из нее зерен кремнезема. Полнота раскрытия минеральных зерен важна при получении концентрата с минимальной массовой долей кремнезема. Поэтому раскрытие железосодержащих компонентов руды, осуществляемое в процессе рудоподготовки, сопровождается частичным или полным раскрытием рудных и нерудных зерен. Часть этих зерен переходит в тонкозернистую шламовую фракцию руды, селективность обогащения которой невысока и снижается по мере уменьшения крупности шламов. Но все же важное требование рудоподготовки заключается в уменьшении переизмельчения богатых железных руд перед обогащением.

С учетом особенностей вещественного состава руд и их физических свойств измельчения их перед обогащением проводим в шаровых и стержневых мельницах. Как видно из результатов исследований, наиболее благоприятные

Загальні питання технології збагачення

условия раскрытия рудных зерен обеспечиваются при стержневом измельчении. В табл. 2 приведены результаты гравитационного анализа проб окисленной железной руды при различных способах их рудоподготовки.

Таблица 2

Истинная плотность, кг/м ³	Показатели дезинтеграции % класса – 0,5 мм											
	75			80			95			98		
	Выход, %	Массовая доля, %		Выход, %	Массовая доля, %		Выход, %	Массовая доля, %		Выход, %	Массовая доля, %	
		Fe _{общ.}	SiO ₂		Fe _{общ.}	SiO ₂		Fe _{общ.}	SiO ₂		Fe _{общ.}	SiO ₂
Шаровое измельчение												
Проба 1 – 4200	9,2	24,2	–	8,4	22,1	–	9,5	27,1	–	9,1	26,4	–
4200	83,6	69,6	0,18	82,9	69,5	0,17	80,9	69,6	0,17	79,5	69,6	0,17
шламы	7,2	64,0	–	8,7	64,1	–	9,6	64,3	–	11,4	64,2	–
исходная	100	65,05	3,7	100	65,0	3,7	100	65,05	3,7	100	65,05	3,7
Стержневое измельчение												
Проба 1 – 4200	9,1	22,4	–	9,8	25,4	–	10,1	27,2	–	11,0	30,4	–
4200	87,9	69,5	0,18	86,3	69,6	0,15	85,6	69,6	0,16	84,0	69,7	0,12
шламы	3,0	64,0	–	3,9	63,9	–	4,3	63,3	–	5,0	63,2	–
исходная	100	65,05	3,7	100	65,0	3,7	100	65,05	3,7	100	65,05	3,7
Шаровое измельчение												
Проба 2 – 4200	15,7	39,4	–	14,2	36,2	–	15,7	33,8	–	13,9	36,0	–
4200	79,2	69,5	0,18	79,6	69,6	0,17	77,3	69,6	0,18	78,4	69,6	0,17
шламы	5,1	64,1	–	6,2	63,8	–	7,0	63,9	–	7,7	64,0	–
исходная	100	64,5	4,4	100	64,5	4,4	100	64,5	4,4	100	64,5	4,4
Стержневое измельчение												
Проба 2 – 4200	13,8	34,2	–	14,8	36,2	–	14,9	36,9	–	15,9	33,2	–
4200	83,9	69,5	0,19	82,3	69,6	0,17	81,7	69,6	0,18	80,4	69,7	0,15
шламы	2,3	63,7	–	2,9	63,9	–	3,4	63,0	–	3,7	62,6	–
исходная	100	64,5	4,4	100	64,5	4,4	100	64,5	4,4	100	64,5	4,4

Результат измельчения полной мерой зависит от массовой доли продуктовых фракций, поступающих на последующее обогащение. Рудоподготовка богатой железной руды в стержневой мельнице наряду с раскрытием основной массы рудных зерен обеспечивает и незначительное образование шламов (от 2,3 до 5,0%). Вместе с тем измельчение аналогичных проб руды в шаровых мельницах образование шламов составляет от 5,1 до 11,4%.

Анализ технологических схем рудоподготовки, способов их решения и полученные результаты свидетельствуют, что подготовка руды к эффективному обогащению должна включать стержневое измельчение до 80% класса

Загальні питання технології збагачення

крупности минус 0,5 мм.

Практика обогащения названных руд в отечественном и зарубежной производстве показала, что наиболее эффективным процессом обогащения, позволяющим извлекать из руды раскрытые зерна окислов железа размером 0,1 мм и менее, несомненно является магнитная сепарация.

Предложенная магнитная схема обогащения принципиально не отличается от известных схем по магнитной сепарации окислов железа, но в ней имеются свои особенности, которые сохраняют постоянство условий процесса и его высокую селективность. Схема высокоградиентной магнитной сепарации богатой окисленной железной руды подземной добычи Кривбасса включала основную и перечистную операции.

Плотность продукта измельчения принята 30–35% твердого. Как показали испытания, распределение класса минус 0,01 мм между концентратом и немагнитной частью сепарации примерно одинаково.

По результатам оптимальной технологии рудоподготовки проб окисленной железной руды проведено обогащение на сепараторе 259 СЭ. Основные показатели химического состава высококачественного концентрата приведены в табл. 3.

Таблица 3

№ пробы	Компоненты, %													
	Fe ₂ O ₃	Mg	Pb	Si	Mn	Cr	Ni	Al	Cu	Zn	Na	K	Ca	Fe ⁺²
1	99,3	<0,01	<0,01	<0,15	<0,01	<0,01	<0,01	0,03	<0,01	<0,01	<0,02	<0,01	<0,01	0,3
2	98,8	<0,01	<0,01	<0,17	<0,02	<0,01	<0,01	0,05	<0,01	<0,01	<0,02	<0,01	<0,01	0,46

Из полученных высококачественных железорудных концентратов были изготовлены образцы анизотропных ферритов марок 25 СА 250 и 30 СА 270. Ферритизация этих образцов проведена при температуре 1300 °С в газовой печи научно-производственной фирмы "Феррокерам".

Значения основных магнитных параметров проб ферритов и требования к ним – в табл. 4.

Таблица 4

Марка феррита	Остаточная индукция В _ч , Тл	Коэрцитивная сила, кА/м		Произведение (В*Н), кДж/м ³
		по индукции Н _{св}	по намагничению Н _{см}	
<u>Требования</u>				
25 СА 250	0,39	240	250	28,0
30 СА 270	0,4	260	270	30,0
<u>Проба 1</u>				

Загальні питання технології збагачення

Проба 2	0,388	261	259	29,5
	0,368	232	258	26,9
	0,408	256	269	32,0
	0,374	242	269	25,8

Таким образом, высококачественный концентрат из богатых окисленных железных руд подземной добычи Кривбасса может быть успешно использован для изготовления ферритов. Это позволит значительно повысить рентабельность действующих шахт, обеспечить потребность специальных отраслей Украины высококачественным сырьем.

Список литературы

1. Технологическая минералогия железных руд / Б.И. Пирогов, Г.С. Порогов, И.В. Холошин, В.Н. Тарасенко. – Л.: Наука, 1988. – 304с.

2. Зеленов П.И. Разработка и промышленные освоения технологии производства магнетитовых концентратов высокой частоты для порошковой металлургии // Новые способы сепарации руд в магнитных полях. – Апатиты, 1981. – С. 25–34.

*Надійшла до редколегії
Рекомендовано до публікації*

УДК 622.7

А.И. СМIRHOB, канд. техн. наук,
А.И. САМОЙЛОВ, канд. техн. наук,
А.Н. КОРЧЕВСКИЙ,
Ю А. ПРОТАСОВ

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ УГЛЕЙ ШАХТЫ "КРАСНОАРМЕЙСКАЯ-ЗАПАДНАЯ №1"

У зв'язку із зміною властивостей вугілля, яке видобувають на шахти "Червоноармійська-Західна №1", досліджено основні властивості матеріалу як об'єкта гравітаційного та флотаційного збагачення, проведений ситовий та фракційний аналіз.

Ключові слова: баланс, регламент, сірка, зольність, вихід, гравітація, флотація.

В связи с изменением свойств углей, добываемых на шахте "Красноармейская-Западная №1", исследованы основные свойства материала как объекта гравитационного и флотационного обогащения, проведен ситовый и фракционный анализ.

Ключевые слова: баланс, регламент, сера, зольность, выход, гравитация, флотація.

Загальні питання технології збагачення

Данные исследований могут быть использованы для корректировки технологического регламента обогащения и прогнозирования результатов переработки углей шахты.

Для выявления тенденции изменения распределения исследуемого материала по крупности путем сравнения с ранее полученными результатами выполнен ситовый анализ (табл. 1).

Таблица 1

Класс крупности, мм	Выход, %	Зольность, %	Содержание серы, %
1	2	3	4
Кл. + 100 мм	1,39	22,2	0,60
50 – 100	6,31	65,1	0,34
25 – 50	10,51	54,7	0,39

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4
13 – 25	14,69	51,5	0,40
Кл. + 13	32,90	53,9	0,39
6 – 13	18,61	44,4	0,34
1 – 6	27,90	29,4	0,55
Кл. 1 – 13 мм	46,51	35,4	0,47
Кл. 0 – 1 мм	20,59	31,3	0,35
Итого	100,00	40,6	0,42

Суммарная зольность рядового угля достаточно высока и превышает 40 %. Данные свидетельствуют о том, что минимальную зольность имеют частицы крупностью 1–6 мм. Характер распределения породных минералов по классам крупности в основном соответствует закономерностям, полученным ранее для углей шахты.

Содержание серы весьма мало. Наблюдается обратно пропорциональная зависимость зольности и содержания серы для частиц крупнее 1 мм. Это подтверждает, что серосодержащие соединения в основном приурочены к горючей массе.

В табл. 2 приведены сравнительные показатели машинных классов по результатам проведенного опробования и по данным аналогичных исследований в апреле 1999 г.

Таблица 2

Класс крупности, мм	1999 г. (апрель)		2003 г. (май)	
	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %

Загальні питання технології збагачення

+ 13	32,68	36,4	32,90	53,1
1 – 13	51,32	23,7	46,51	35,4
0 – 1	16,00	25,0	20,59	31,3
Итого	100,00	28,1	100,00	40,4

Это может быть следствием изменения:

- петрографического состава угля (увеличение доли хрупких ингредиентов);
- минералогического состава породных примесей (повышение содержания в добываемом угле непрочных породообразующих минералов, например, глинистых);
- условий залегания породных примесей в угольном пласте (наличие прослоек, линзочек или равномерная пропитка органического вещества).

В пользу последних предположений говорит и рост зольности класса 0–1 мм, где наличие сrostков невелико, на 25% относительных.

Для более детального изучения свойств угля как объекта обогащения выполнен фракционный анализ частиц крупнее 1 мм.

Результаты фракционного анализа угля гравитационной крупности

Наблюдаемый рост зольности рядового угля существенно влияет на показатели обогащения по двум направлениям:

- увеличение количества породных частиц приводит к общему снижению выхода товарных продуктов обогащения;
- увеличение содержания породных минералов в прослойках ведет к росту количества сrostков, что резко ухудшает условия разделения при обогащении, снижает выход концентрата и повышает потери горючей массы с отходами.

Для определения закономерностей распределения породных минералов в угле, расчета показателя обогатимости и составления балансов продуктов обогащения произведен фракционный анализ отдельных классов гравитационной крупности (размером более 1 мм). Как видно из полученных данных, содержание фракций промежуточной плотности (1500–1800 кг/м³) весьма велико. В табл. 3 приведены результаты расчета количества и обогатимости соответствующих классов крупности.

Таблица 3

Класс крупности, мм	Содержание фракции 1500–1800 кг/м ³ , %	Обогатимость	
		показатели	категории
+ 100	4,3	5,4	Средняя
50 – 100	9,0	49,7	Трудная
25 – 50	8,5	21,0	Трудная
13 – 25	4,2	9,6	Средняя
6 – 13	9,0	16,3	Трудная
1 – 6	7,0	9,6	Средняя

Загальні питання технології збагачення

Результаты расчета суммарных показателей машинных классов показали, что уголь данной крупности относится к очень трудной категории обогатимости (крупный класс) и трудной категории обогатимости (мелкий класс).

При периодических исследованиях угля указанной шахты, проведенных нами в предыдущие годы, показатель обогатимости находился в пределах 6–11%, что соответствовало средней и трудной категориям обогатимости.

Изучение флотационных свойств шлама

Для определения возможных результатов обогащения шлама (класс 0 – 1 мм) угля шахты проведены эксперименты по флотации в лабораторных условиях. Обогащение осуществлялось во флотационной машине с объемом камеры $V = 750 \text{ см}^3$. В качестве реагентов использовались реагенты, применяемые в настоящее время на ЦОФ "Чумаковская" (собиратель – дизельное топливо и пенообразователь – ПОД). Плотность исходной пульпы принималась равной 1300 кг/м^3 . Полученные средние результаты пяти параллельных опытов – в табл. 4.

Таблица 4

Продукты обогащения	Выход, %	Зольность, %	Извлечение в концентрат, %	
			горючей массы	породных минералов
Концентрат	68,33	9,39	90,0	20,6
Отходы	31,67	78,32		
Всего:	100,00	31,22		

Отклонение в качественных показателях параллельных опытов не превысило 0,4%, значит протекание процесса флотации стабильно. Приведенные данные подтвердили высокие флотационные свойства исследуемого шлама. Показатель технической эффективности по Фоменко составил 71,5%. Это сопоставимо с величинами, рассчитанными по данным теоретических показателей для крупного и мелкого машинного классов (64,4% и 73,6% соответственно). Наличие в питании флотации значительного количества зерен крупнее 0,5 мм существенно не снизило зольность отходов.

При фильтрации продуктов обогащения (в частности, отходов) не наблюдалось повышенное сопротивление осадка, что свидетельствует об отсутствии размокаемых глинистых минералах. Необходимо отметить, что образующиеся при переработке углей вторичные шламы могут существенно изменить ситовый состав питания флотации и повлиять на качественно-количественные показатели обогащения [1].

Прогнозный практический баланс продуктов обогащения

Ориентировочный расчет баланса продуктов обогащения углей гравитационной крупности выполнен на ЭВМ с использованием программы

Загальні питання технології збагачення

"GRAVCALC", розробленою на кафедрі обогачення корисних копалин Донецького національного технічного університету. Розрахунки здійснювалися при умові виділення трьох кінцевих продуктів. Ефективність обогачення приймалася згідно рекомендаціям [2].

Результати розрахунків наведені в табл. 5.

Таблиця 5

Продукт	Выход, %	Зольність, %
Концентрат кл. +13 мм	10,44	9,31
Концентрат кл. 1–13 мм	22,60	7,85
Концентрат флотации	19,03	9,39
Итого к-та	52,07	8,71
Промпродукт кл. +13 мм	3,96	42,94
Промпродукт кл. 1–13 мм	4,56	38,90
Итого промпродукта	8,52	40,78
Отходы кл. +13 мм	15,87	86,00
Отходы кл. 1–13 мм	12,84	82,63
Отходы флотации	10,70	78,32
Итого отходов	39,41	82,82
Всего	100,00	40,64

Выводы:

Анализ результатів, отриманих при дослідженні проби рядових углей ш. "Красноармейская-Западная №1", поступаючих на ЦОФ "Чумаковская", дозволяє зробити наступні висновки:

1. Исследуемая проба характеризується відносно високою загальною зольністю ($\approx 40\%$) і низьким вмістом сірки.

2. Характер розподілу матеріалу за крупністю в основному відповідає закономірностям, отриманим раніше, за винятком деякого підвищення вмісту шламу.

3. Вміст в углі гравітаційної крупності фракцій проміжної щільності ($1500\text{--}1800\text{ кг/м}^3$) дуже великий, що суттєво погіршує обогачувальність.

4. Порівняно з даними попередніх пробовань в 1999 р. спостерігається суттєве зниження виходу легкої фракції (в 1,8 і 1,3 рази для крупної і дрібної машинної класу відповідно) і підвищення кількості органічної складової в фракціях проміжної щільності, особливо в важкій фракції.

5. Розрахунок теоретичного балансу продуктів обогачення показав необхідність виділення великої кількості промпродукту для отримання кондиційного концентрату і відходів (12,6 і 7,8 % для крупної і дрібної машинної класу відповідно).

Загальні питання технології збагачення

6. Проведенные эксперименты подтвердили высокие флотационные свойства шлама (показатель технической эффективности по Фоменко составляет 71,5 %).

7. Расчет прогнозируемого баланса продуктов обогащения рядового угля ш. "Красноармейская-Западная №1" с учетом шламообразования показал возможность получения концентрата в количестве 52,1 % с зольностью 8,7 % и промпродукта в количестве 8,5 % с зольностью 40,8 % при общей зольности отходов 82,8 %.

Список литературы

1. Справочник по обогащению углей / Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина // М.: Недра, 1984. – 614 с.
2. Нормы технологического проектирования углеобогачительных фабрик (ВНТП 3-86 Минуглепром СССР) Москва, 1981.

*Надійшла до редколегії
Рекомендовано до публікації*

УДК 622.779

Ю.И. ТЮРЯ

(Украина, Днепропетровск, Национальный горный университет)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ НА КОЭФФИЦИЕНТ ТРЕНИЯ ПРИ СУХОМ ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Установлено залежності коефіцієнта тертя ковзання від швидкості руху вугільних і породних часток по похилій площині.

Ключові слова: трибогравітаційна сепарація, швидкість руху, коефіцієнт тертя ковзання, довжина пробігу, залежність.

Установлены зависимости коэффициента трения скольжения от скорости движения угольных и породных частиц по наклонной плоскости.

Ключевые слова: трибогравитационная сепарация, скорость движения, коэффициент трения скольжения, длина пробега, зависимость.

В Национальном горном университете разработан новый метод сухой трибогравитационной сепарации, защищенный патентом [1], основанный на селективном разгоне и селективном торможении кусков обогащаемого материала, имеющие различные коэффициенты трения о материал плоскостей. При этом обеспечивается повышение точности сепарации, степени извлечения полезного компонента, снижение потерь

23

Збагачення корисних копалин, 2004. – Вип. 21(62)

Загальні питання технології збагачення

горючей массы, упрощение технологии переработки горной массы, решение вопросов утилизации отходов.

Селективность движения кусков достигается различием их скоростей в зависимости от коэффициента трения при их сходе с разгонной плоскости и более замедленным торможением кусков с меньшим коэффициентом трения [2].

Для оптимизации параметров такого процесса необходимо более детальное изучение зависимости коэффициента трения скольжения обогащаемого материала по сепарационным плоскостям от ряда факторов.

Исследование этого процесса показало, что при движении угольных и породных частиц по наклонной плоскости коэффициент трения скольжения является функцией скорости.

Для определения зависимости коэффициента трения скольжения от скорости движения частиц были проведены экспериментальные исследования по методике измерения мгновенных скоростей движения частиц на различных участках траектории их движения по наклонной плоскости [3].

Мгновенная скорость движения куска в каждой точке замера вычислялась по формуле

$$v = \frac{\Delta S}{\Delta t}$$

где Δs —диаметр образца, м; Δt —время прохождения цилиндра через лазер, с.

Полученные значения скорости скольжения образцов по наклонной плоскости представлены в табл. 1.

Таблица 1

Уголь		Порода	
Расстояние от начала движения образца S , м	Скорость скольжения V , м/с	Расстояние от начала движения образца S , м	Скорость скольжения V , м/с

Угол наклона плоскости 35 град.

Загальні питання технології збагачення

0,215	1,06	0,2	0,91
0,36	1,43	0,36	1,32
0,56	1,72	0,56	1,62
0,76	1,98	0,76	1,87
0,88	2,24	0,88	2,07

Угол наклона плоскости 40 град.

0,27	1,44	0,27	1,34
0,36	1,69	0,36	1,59
0,56	2,03	0,56	1,97
0,76	2,34	0,76	2,28
0,88	2,63	0,88	2,53

Угол наклона плоскости 45 град.

0,23	1,48	0,27	1,49
0,36	1,92	0,36	1,77
0,56	2,30	0,56	2,18
0,76	2,59	0,76	2,5
0,88	2,86	0,88	2,75

Определение зависимости коэффициента трения от скорости на основе данных, полученных в результате проведения эксперимента, аналитически достаточно сложно, поэтому ее отыскание осуществлялось численными методами.

В результате обработки данных были получены зависимости коэффициента трения скольжения от скорости в виде полиномов четвертой, третьей и второй степени. Анализ полученных уравнений показал, что наиболее точно эмпирические данные описываются полиномом второй степени, приведенным в табл. 2.

Загальні питання технології збагачення

Таблиця 2

Угол накл она плос кост и, град.	Уголь	Погр ешно сть аппр окси ма ции R	Порода	Знач ение инде кса аппр окси ма ции R^2
35 град.	$f = 0.4091 - 0.003 \cdot V - 0.027 \cdot V^2$	$1,69 \cdot 10^{-2}$	$f = 0.5658 - 0.25 \cdot V + 0.0787 \cdot V^2$	$1,28 \cdot 10^{-2}$
40 град.	$f = 0.4063 - 0.0318 \cdot V - 0.01 \cdot V^2$	$1,73 \cdot 10^{-2}$	$f = 0.4308 - 0.028 \cdot V - 0.0097 \cdot V^2$	$7,89 \cdot 10^{-3}$
45 град.	$f = 0.32 - 0.0417 \cdot V + 0.0221 \cdot V^2$	$1,33 \cdot 10^{-2}$	$f = 0,3376 + 0,1056 \cdot V - 0.0404 \cdot V^2$	$8,33 \cdot 10^{-3}$

Таким образом, представленные в таблице 2 уравнения дают количественную оценку зависимости коэффициента трения скольжения от скорости движения частиц по наклонной плоскости.

Проверка полученных зависимостей осуществлялась с помощью вычислительного эксперимента на ПЭВМ. Аналитически он описывается следующей последовательностью уравнений:

$$V = \frac{dS}{dt}$$

где V – скорость движения частицы по плоскости при неравномерном движении, м/с; S – длина пробега частицы на наклонной плоскости, м; t – время, за которое частица преодолевает промежуток S , с.

Тогда ускорение частицы:

$$a = \frac{dV}{dt}$$

а при скольжении по наклонной плоскости (с учетом коэффициента трения скольжения $f_{ск}$):

$$a = g(\sin \alpha - f \cos \alpha)$$

Выразив длину пробега S через скорость и ускорение, подставляя их в уравнение , после преобразования, получим:

Загальні питання технології збагачення

$$S = \int_0^V \frac{VdV}{g(\sin \alpha - f \cos \alpha)}$$

Подставив уравнения расчета коэффициента трения скольжения, приведенные в таблице 2, найдем длину пробега частицы при ее движении по наклонной плоскости:

$$S = \int_0^V \frac{VdV}{g(\sin \alpha - (a + b \cdot V + c \cdot V^2) \cos \alpha)}$$

Решение уравнения на ПЭВМ позволяет получить значения длины пробега частиц по наклонной плоскости, которые показывают достаточное соответствие с экспериментальными значениями, представленные в табл. 3.

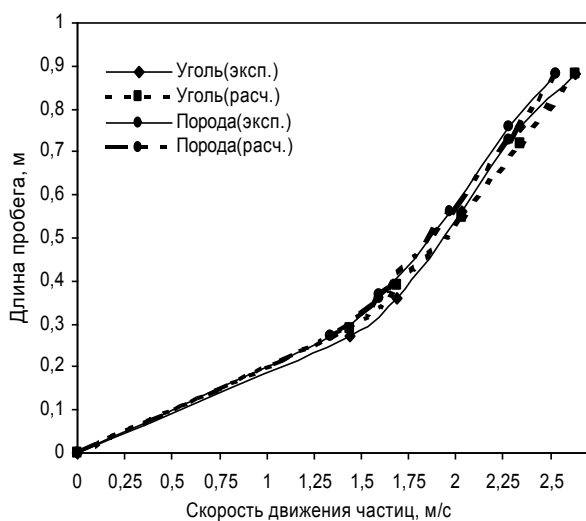
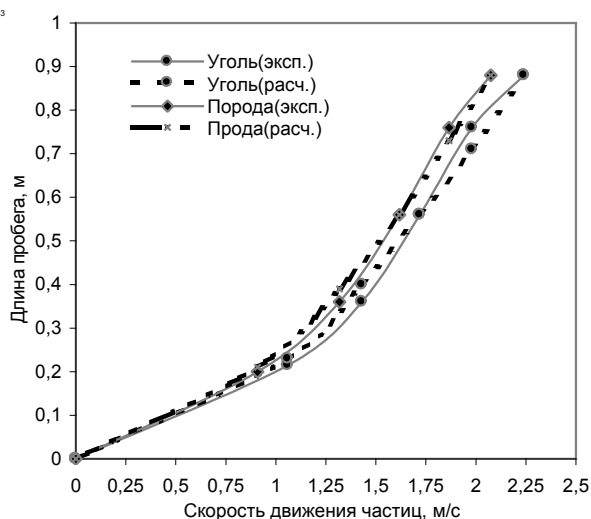
Таблица 3

Уголь			Порода		
Скорость скольжения <i>V</i> , м/с	Длина пробега частицы <i>S</i> _{эксп.} , м	Длина пробега частицы <i>S</i> _{расч.} , м	Скорость скольжения <i>V</i> , м/с	Длина пробега частицы <i>S</i> _{эксп.} , м	Длина пробега частицы <i>S</i> _{расч.} , м
Угол наклона плоскости 35 градусов					
1,06	0,215	0,23	0,91	0,2	0,21
1,43	0,36	0,4	1,32	0,36	0,39
1,72	0,56	0,56	1,62	0,56	0,56
1,98	0,76	0,71	1,87	0,76	0,73
2,24	0,88	0,88	2,07	0,88	0,88
Угол наклона плоскости 40 градусов					
1,44	0,27	0,29	1,34	0,27	0,27
1,69	0,36	0,39	1,59	0,36	0,37
2,03	0,56	0,55	1,97	0,56	0,56
2,34	0,76	0,72	2,28	0,76	0,73
2,63	0,88	0,88	2,53	0,88	0,88
Угол наклона плоскости 45 градусов					
1,48	0,23	0,23	1,49	0,27	0,27
1,92	0,36	0,38	1,77	0,36	0,375
2,30	0,56	0,56	2,18	0,56	0,567

Загальні питання технології збагачення

2,59	0,76	0,71	2,5	0,76	0,74
2,86	0,88	0,88	2,75	0,88	0,88

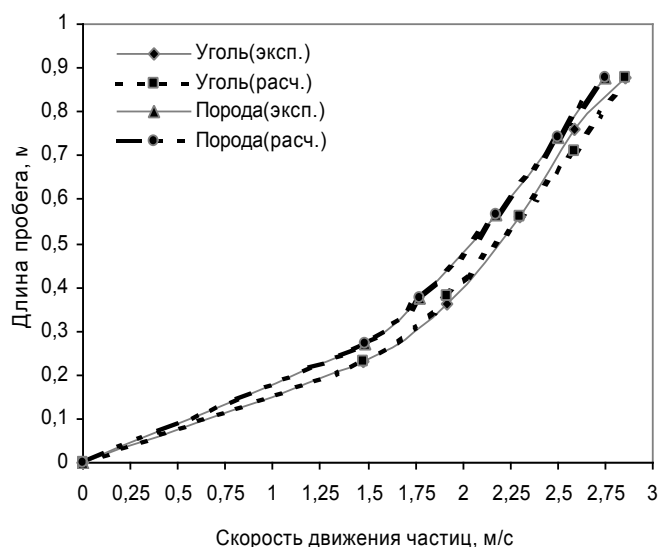
Для того, чтобы объективно оценить зависимости коэффициента трения скольжения и провести сравнительную характеристику между экспериментальными и расчетными значениями длины пробега частиц на плоскости построены графики по результатам табл.3, приведенные на рисунке.



а)

б)

Загальні питання технології збагачення



в)

Залежність довжини пробігу від швидкості руху частини по нахилній площині для вугля і породи:

- а) кут нахилу площини 35 град; б) кут нахилу площини 40 град;
в) кут нахилу площини 45 град.

Из рисунка видно, что предложенные зависимости коэффициента трения скольжения от скорости движения частиц по наклонной плоскости $f_{ск.}=f(V)$ позволяют с большей степенью точности рассчитывать длину пробегу частиц на плоскости. Полученные результаты расчетов согласуются с экспериментальными данными, приведенными в табл.3. Таким образом, на основании установленных зависимостей возможно обосновывать рациональные параметры обогатительных аппаратов, используемых для трибогравитационной сепарации.

Список литературы

1. Пат. 43557А Україна, МПК В07В7/00. Спосіб сепарації твердих матеріалів за тертям /П.І. Пілов, В.І. Бондаренко, А.Г. Разводов, М.М. Дравіца, Ю.І. Тюрє. Заявл. 16.02.01; Опубл. 17.12.01).
2. Тюрє Ю.І. Розробка пристрою для сепарації по тертю //Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2003. – №14(55). – С.135–138.
3. Тюрє Ю.І. Закономерности распределения угольных и породных частиц при трибогравитационной сепарации//Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2003. – №18(59). – С.148–152.

*Надійшла до редколегії 01.02.05 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Піловим*