© Б.А. Захаров, Р.А. Малинский, М.И. Манцевич, 2008

УДК 621.928

Б.А. Захаров, Р.А. Малинский, М.И. Манцевич

ОСОБЕННОСТИ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ

Приведено математическое обоснование исследований особенности центробежной сепарации тонкодисперсных минеральных частиц с учётом взаимодействия частиц с дисперсионной средой.

Семинар № 25

Мелкие классы платиновых минералов (ПМ) 50 мкм и тоньше даже с помощью центробежных концентраторов извлекаются значительно труднее и менее избирательно, чем более крупные. Флотацией эти классы ПМ также извлекаются недостаточно эффективно. Аномальность технологических свойств тонкодисперсных суспензий широко известна. Причин этому несколько. Одна из основных – большая развитость границы раздела твердой и жидкой фаз.

Известно, что дисперсная фаза гетерогенной системы - частицы рудной суспензии имеет устойчивую гидратную оболочку, обладающую аномальными свойствами в сравнении с дисперсионной средой в объеме. В частности, имея определенную структурно-механическую устойчивость, слои первичной и вторичной гидратации перемещаются вместе с частицей, образуя с ней как бы единый агрегат [1]. Толщина аномально структурированной зоны, по некоторым данным, составляет 0,1-0,3 мкм [2]; а, по мнению Б.В. Дерягина, может достигать существенно больших размеров [3]. Помимо влияния на реологические свойства дисперсной системы, что часто принципиально при гравитационном обогащении, рассматриваемый феномен приводит к заметному снижению *кажущейся плотности* комплекса "гидратированное зерно" по мере уменьшения диаметра зерна: это снижает гравитационную контрастность разделяемых минералов. Оценить реальную величину гидратного слоя позволяет известная реологическая зависимость. Уравнение Энштейна рассматривает зависимость вязкости суспензии от объемной доли дисперсной фазы

$\eta_x = \eta_o (1 + \alpha\varphi)$ – в общем виде (1)

или $\eta_x = \eta_o (1 + 2{,}5\varphi)$ - для сферических частиц. (2)

η_x – вязкость дисперсионной системы; η_o – вязкость дисперсионной среды; φ - объемная доля дисперсной фазы; α - коэффициент формы.

При $\eta_o = 1$ – для воды

$$\eta_x = 1 + 2{,}5\varphi \quad (3)$$

В последующих исследованиях было показано, что уравнение (1) не учитывает взаимодействия частиц с дисперсионной средой. С учетом изменения объема частиц, увеличенного за счет сольватного (гидратного) слоя, зависимость (3) принимает вид:

$$\eta_x = 1 + 2{,}5 (\varphi + \varphi_б), \quad (4)$$

Здесь $\varphi_б$ – объемная доля гидратного слоя.

Измерив вязкость реальной дисперсной системы – суспензии с заданной объемной долей дисперсной фазы и зная вязкость дисперсионной среды (например, воды), можно определить объемную долю гидратного слоя. Из уравнения (4) следует, что "полная" объемная доля гидратированного минерала составит:

$$\varphi_{полн} = \varphi_б + \varphi = \frac{\eta_x - 1}{2,5} = V_x . \qquad (5)$$

Диаметр агрегата "гидратированное зерно" можно определить по формуле:

$$d_x = d_o \cdot \sqrt[3]{\frac{V_x}{V_o}} = d_o \cdot \sqrt[3]{\frac{\varphi_б + \varphi}{\varphi}} . \qquad (6)$$

Здесь d_o и V_o=φ - средний диаметр и объемная доля негидратированных частиц минерала; $V_x = \varphi_б + \varphi$ - объемная доля гидратированных агрегатов.

Отсюда вычисляется толщина гидратного слоя:

$$\ell_x = \frac{d_x - d_o}{2} . \qquad (7)$$

Для экспериментальной оценки величины гидратного слоя в качестве модельной системы была взята суспензия, состоящая из тонкоизмельченного пентландита в воде, классифицированная по заданному классу.

Концентрация суспензии 10 г на 100 см^3, что при плотности пентландита 5 г/см^3 соответствует объемной доле φ = 0,02.

Измерения вязкости указанной суспензии в интервале температур 20-21 °С дали среднестатистическую величину

$$\eta_x = 1,1374 \ сст .$$

Объемная доля гидратированной суспензии по уравнению (5):

$$\varphi_{полн} = \frac{\eta_x - 1}{2,5} = 0,05496 .$$

Рассчитаем условный диаметр гидратированной частицы по формуле (6), принимая средний диаметр зерна d_o = 5 мкм (для суспензии минус 10 мкм):

$$d_x = 5 \cdot \sqrt[3]{\frac{0,05496}{0,02}} = 7 \quad мкм.$$

Толщина гидратного слоя соответственно:

$$\ell_{г.с.} = \frac{d_x - d_o}{2} = 1 \ мкм .$$

Далее, при рассмотрении влияния гидратированности суспензий на гравитационные свойства минералов был сделан ряд допущений:

1) толщина гидратного слоя условно постоянна для зерен различной крупности;

2) свойства гидратного слоя условно постоянны для различных минералов;

3) частица с окружающим ее гидратным слоем рассматривается как единый агрегат;

4) форма зерен близка к сферической.

Безусловно, при строго количественных расчетах каждое из допуще-ний потребует критического обсуж-дения. Однако эти упрощения дают возможность принципиально оценить влияние гидратированности твердой фазы на основную характеристику гравитационного разделения – плотность минеральных агрегатов.

Рассчитаем кажущийся объем зерна, имеющего условный диаметр $d_{ист}$ и гидратный слой $\ell_{г.с.}$:

$$V_{каж} = \frac{\pi(d_{ист} + 2\ell_{г.с.})^3}{6} \qquad (8)$$

Тогда объемный коэффициент агрегата

Таблица 1

Кажущаяся плотность зерен минералов различного удельного веса при толщине условного гидратного слоя 1 мкм

Эквивал. диаметр зерна, мкм	Объем зерна, мкм^3		Объемный коэффициент агрегата	Кажущаяся плотность для различной исходной плотности, $\delta_к$, г/см^3			
	$V_{ист}$	$V_{каж}$	K_V	3	5	10	15
50	65417	69421	1,06	2,89	4,77	9,49	14,20
10	523	696	1,33	2,49	3,98	7,72	11,45
5	65,4	179,5	2,74	1,73	2,46	4,28	6,11
1	0,52	4,71	9,06	1,22	1,44	1,99	2,54

Таблица 2

Коэффициент равнопадаемости для различных пар разделяемых минералов при плотности суспензии разделения 1,2 и 1,4 кг/дм^3 с учетом гидратированности минеральных зерен

Крупность зерна, мкм	Суспензия – 1,2 кг/дм^3 пары с плотностью, г/см^3					Суспензия – 1,4 кг/дм^3 пары с плотностью, г/см^3				
	15/3	15/5	10/3	10/5	5/3	15/3	15/5	10/3	10/5	5/3
50	7,2	3,42	4,6	2,18	2,11	8,0	3,55	5,06	2,25	2,25
10	6,07	2,87	3,86	1,83	2,11	6,74	2,98	4,24	1,88	2,26
5,0	4,02	1,77	2,52	1,11	2,28	4,62	1,82	2,82	1,12	2,53
1,0	2,63	1,06	1,55	0,63	2,47	3,68	1,08	1,90	0,56	3,42

$$K_V = \frac{V_{каж}}{V_{ист}} = \frac{d^3_{каж}}{d^3_{ист}} \qquad (9)$$

Условный вес агрегата - сумма весов собственно зерна и гидратного слоя. Например, для зерен пентландита 5 мкм $K_V = 2,74$ (табл. 1) кажущийся вес:

$P_x = (K_V\text{-}1)\Delta + \delta_{ист}$ или

$P_5 = (K_V\text{-}1)\Delta + 1\cdot\delta_п = (2,74\text{-}1)\cdot 1 + 1\cdot 5 = 6,74$ (10)

где $\delta_o = \Delta = 1$ – плотность воды; $\delta_п = 5$ – плотность пентландита.

Тогда кажущаяся плотность агрегата (при зерне 5 мкм):

$$\delta_к = \frac{P_5}{K_V} = \frac{6,74}{2,74} = 2,46 \ г/см^3 .$$

В общем виде расчетная формула для кажущейся плотности

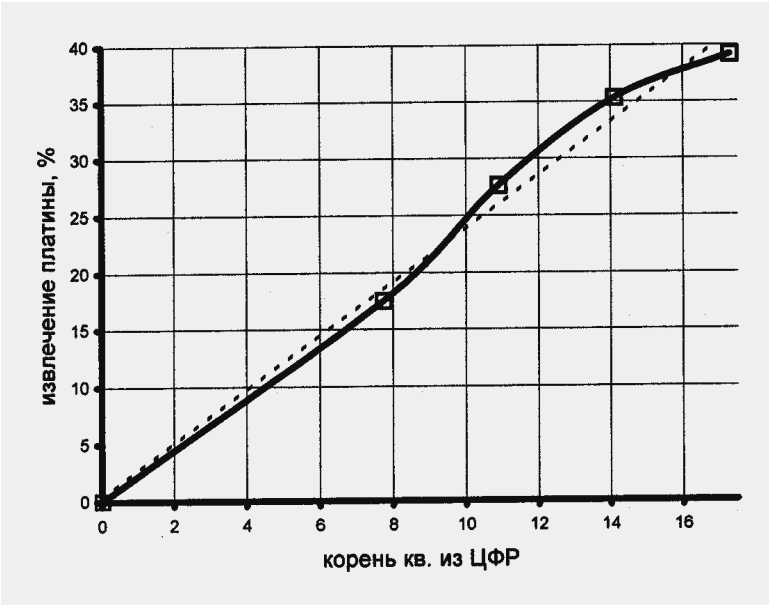
$$\delta_К = \frac{1\cdot\delta_{ист} + (K_V - 1)\Delta}{K_V} = \frac{\delta_{ист} + K_v - 1}{K_v} \qquad (11)$$

Исходя из данных, приведенных в табл. 1, определены коэффициенты равнопадаемости по Годену [4] для условных пар разделяемых минералов:

$$K = \left(\frac{\delta_1 - \delta''}{\delta_2 - \delta''}\right)^m , \qquad (12)$$

где δ_1 и δ_2 – плотности тяжелого и легкого минералов; δ'' – плотность суспензии; m – коэффициент, имеющий значения 1 или 0,5 [5]. Принимая во внимание, что расчет для гидратированных зерен учитывает влияние крупности, значение коэффициента m нами принято равным 1.

Как отмечено выше, основными, опорными минералами, с точки зрения



Зависимость извлечения платины из шламовой фракции хвостов (-50 мкм) от величины центробежного фактора разделения ЦФР

гравитационной извлекаемости из вкрапленных медно-никелевых руд, являются минералы платины.

Анализ данных, приведенных в табл. 2 показывает, что при выделении ПМ из руды в цикле измельчения достаточно полно "теоретически" могут быть отделены при крупности помола минус 0,35 мм зерна ПМ ~50 мкм – при плотности легкой фракции $\delta_{л.ф.}$ = 3 г/см^3 (порода) и 100 мкм – при плотности легкой фракции $\delta_{л.ф.}$ = 5 г/см^3 (сульфиды), т.е. в присутствии сульфидов граница крупности возрастает в 2 раза (коэффициент равнопадаемости 7,2 и 3,42 соответственно).

При измельчении и классификации материала до 100 мкм возможно выделение ПМ ~15 мкм (при $\delta_{л.ф.}$ = 3 г/см^3) или 30 мкм (при $\delta_{л.ф.}$ = 5 г/см^3). Иными словами, нижний предел крупности извлекаемых ПМ в присутствии сульфидных минералов (из руды) в 2 раза выше, чем без них (из хвостов).

Дальнейшее гравитационное извлечение ПМ - из более мелкого материала - после максимального извлечения сульфидов и удаления песков (+30 мкм) нижний предел равнопадаемости +5 мкм; без удаления сульфидов нижняя граница в 2 раза выше (10 мкм).

По мере приближения крупности к 5 мкм коэффициент равнопадаемости становится настолько мал, что эффективное гравитационное обогащение практически исключается. С другой стороны, тонкое обесшламливание, обезиливание (по кл. 5 мкм) необходимо также для снижения вязкости суспензии, что позволяет соответственно повысить эффективность разделения частиц.

Низкая скорость осаждения тончайших частиц потребует использования современных центробежных аппаратов, развивающих ускорение до 300 g. Гравитация при ускорениях 50-60g потери платиновых металлов с хвостами

флотации при переработке вкрапленных руд позволяет снизить более, чем в 1,5 раза. Поскольку в тонких классах хвостов сосредоточено более половины потерь ПМ, доизвлечение из этого материала существенно влияет на общие показатели обогащения. Повышение ускорения до 300 g при переработке хвостов минус 50 мкм удваивает извлечение и содержание ПМ в гравиоконцентрате. Прямая зависимость извлечения платины при центробежной сепарации от корня квадратного из центробежного фактора разделения свидетельствует о наличии простой зависимости между скоростью вращения сепаратора и диаметром извлекаемого зерна ПМ (рисунок).

Дальнейшее повышение эффективности обогащения возможно за счет сверхтонкого обесшламливания, *обезиливания* класса –50 мкм перед гравитацией. Удаление породной массы илов минус 5 мкм увеличивает количество тонких частиц ПМ, извлекаемых в процессе обогащения При этом возрастает скорость осаждения в 2-2,5 раза и, соответственно, нижний размер извлекаемых зерен снижается в 1,4-1,58 раза. Иными словами, будут извлекаться зерна не 10 мкм, а 7,1-6,4 мкм.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *БЭС "Химия".* – М. – 1998. – 131 с.
2. *Дерягин Б.В.* Сольватные слои как особые граничные фазы // Тр. Всес. конф. по колл. химии АН УССР. – Киев. – 1952. – С. 1-5.
3. *Дерягин Б.В., Духин С.С.* Теория движения минеральных частиц вблизи всплывающего пузырька // Изв. АН СССР. Мет. и топл. – 1959. - № 1. – 83 с.
4. *Годэн А.М.* Основы обогащения полезных ископаемых. – М.: Металлургиздат. – 1946. – 194 с.
5. *Шохин В.Н., Лопатин А.Г.* Гравитационные методы обогащения. – М.: Недра. – 1993. – 58 с. ГИАБ

Коротко об авторах

Захаров Б.А. – ОАО "ГМК "Норильский никель",
Малинский Р.А., Манцевич М.И. – ФГУП "Институт "ГИНЦВЕТМЕТ".

Доклад рекомендован к опубликованию семинаром № 25 симпозиума «Неделя горняка-2007».
Рецензент д-р техн. наук, проф. *А.А. Абрамов.*