

ТЕХНИЧЕСКАЯ ФИЗИКА

О. М. ТОДЕС и А. З. ЮРОВСКИЙ

ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

(Представлено академиком А. М. Терпигоревым 27 I 1951)

Теория дробления минералов должна дать возможность заранее вычислить выходы и составы фракций, которые получаются при данном дроблении и могут быть в дальнейшем выделены. Это необходимо для определения рационального режима подготовки руды к последующей операции обогащения.

Рассмотрим поставленную задачу первоначально в простейшей форме: исходная руда состоит из основной породы — минерала А с отдельными включениями минерала Б, имеющими одинаковый средний линейный размер α и расположенные хаотически по законам случая внутри основной породы. Объемную долю всех включений J будем считать малой по сравнению с объемной долей основной породы 1 — J . Исходная руда дробится на частицы одинаковой крупности, имеющие линейный размер β . Отношение

$$\frac{\alpha}{\beta} = k \quad (1)$$

мы будем называть степенью измельчения дробленой руды.

На рис. 1 изображена схема дробления для случая $k < 1$. Этот случай мы будем называть крупным дроблением. На рис. 2 изображен случай мелкого дробления, когда $k > 1$.

Очевидно, что при очень крупном дроблении, когда $k \ll 1$, содержание фазы Б в отдельных дробленых частицах x будет очень мало отличаться от среднего состава исходной руды J и дробление еще не дает практически никакого эффекта для обогащения. С другой стороны, при очень мелком дроблении, когда $k \gg 1$, всегда будет иметь место практически полное раскрытие обеих фаз и ничтожно малое количество сростков, содержащих оба минерала. В этом случае дальнейшее измельчение практически уже не увеличивает степень обогащения и приводит лишь к бесцельной затрате механической энергии. Отсюда вытекает наличие нижнего k_{\min} и верхнего k_{\max} пределов целесообразных степеней измельчения, оценка которых представляет большой интерес для практики.

Оценка величины k_{\min} . Обозначим величину объема одного включения через

$$v = \gamma \alpha^3, \quad (2)$$

где γ — численный коэффициент, зависящий от формы включений.

Аналогично, объем дробленой частицы будет равен

$$\omega = \gamma \beta^3. \quad (3)$$

При $k \ll 1$ в одной дробленой частице может оказаться некоторое число n включений. Среднее число включений в одной дробленой частице будет:

$$v = \frac{\omega}{v/J} = J \frac{\omega}{v} = \frac{J}{k^3}. \quad (4)$$

Из статистической теории флюктуаций можно вычислить среднее квадратичное отклонение n от v , равное

$$\sqrt{(n-v)^2} \cong \sqrt{v} = \sqrt{\frac{J}{k^3}}. \quad (5)$$

Общая доля частиц, для которых n отклоняется от v не более, чем на $3\sqrt{(n-v)^2} \cong 3\sqrt{v}$, не превышает 1% от всей исходной руды.

Таким образом, практически максимальное отклонение состава дробленых частиц от среднего равно

$$(\Delta x)_m \cong 3\sqrt{(x-y)^2} = 3k^3\sqrt{(n-v)^2} = 3k^3\sqrt{v} = 3\sqrt{yk^3}. \quad (6)$$

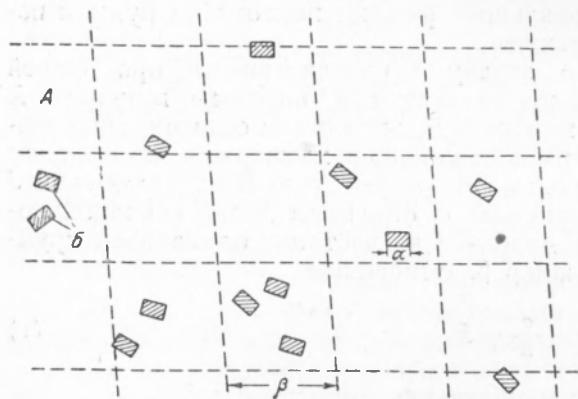


Рис. 1

Для того чтобы стало возможным сколько-нибудь заметное обогащение, отклонение $(\Delta x)_m$ должно достигать по крайней мере 30% от среднего состава, т. е. $(\Delta x)_m / J \approx 0,3$.

Отсюда при значениях J порядка 1%, т. е. 0,01

$$k_{\min} \approx \sqrt{10^{-2}J} \approx 0,05. \quad (7)$$

Оценка величины k_{\max} . При мелком дроблении, когда

$k > 1$, дробленые частицы можно разбить на 3 группы: частицы основной породы, число которых обозначим через N_0 , частицы включенной фазы, число которых обозначим через N_1 , и сравнительно небольшое число N_p сростков, содержащих оба минерала одновременно ($N_0 + N_1 + N_p = 1$). Вычисление значений этих величин в функции от J и k производилось рядом авторов несколько различными способами. При больших степенях измельчения $k \gg 1$ получаемые результаты близки друг к другу, и можно вывести следующие асимптотические выражения:

$$N_0 \approx 1 - J - 3J/k, \quad (8)$$

$$N_1 \approx J - 3J/k, \quad (9)$$

$$N_p \approx 6J/k. \quad (10)$$

Средний состав сростков $\bar{x} \approx 0,5$ и, следовательно, они содержат $N_p/2 = 3J/k$ примеси фазы Б. Если довести эту долю до 0,1 от ее содержания в исходной руде J , т. е. положить

$$\frac{3J}{k} = 0,1 J, \quad (11)$$

то $N_1 = 0,9 J$, т. е. 90% примеси после дробления выделится в чистом виде и может быть удалено полностью. Удаляя при этом любым способом (например, разделением дробленого материала на 2 фракции в тяжелой жидкости удельного веса, промежуточного между удельными весами обоих минералов) ту или иную долю сростков, получим, что выход обогащенной фракции W будет находиться в пределах $N_0 < W < (N_0 + N_p)$, т. е.

$$(1 - 1,1 J) < W < (1 - 0,9 J). \quad (12)$$

Таким образом, при малых значениях J выход будет практически близок к 100%. Содержание же примеси в обогащенной фракции при этом будет, по крайней мере, в 10 раз ниже, чем в исходной руде, т. е. обогащение практически полное. Дальнейшее измельчение поэтому не представляется целесообразным, и из (11) можно оценить, что

$$k_{\max} \approx 30. \quad (13)$$

Итак, рациональный интервал измельчений, при которых можно получить практический ощутимую степень обогащения, заключается в пределах от $k_{\min} = 0,05$ до $k_{\max} = 30$.

Если разделять кусковые материалы на классы по линейным размерам, пользуясь серией сит со стандартным шагом размеров отверстий от одного сита к последующему, равным $\sqrt{2}$, то весь интервал размеров $k_{\max} / k_{\min} = 30 / 0,05 = 600$ рассяется на 19 последовательных

¹⁹

фракций ($\sqrt{2} \approx \sqrt{600}$). В этом интервале степень обогащения изменяется с измельчением, постепенно увеличиваясь от нуля до полного разделения руды на составные минералы. Поэтому, если основная масса частиц в дробленом материале и основная масса исходных включений укладываются в 2—3 класса ситового анализа, т. е. $\beta_{\max} / \beta_{\min} \approx 2 - 3$ и $\alpha_{\max} / \alpha_{\min} \approx 2 - 3$, то для практических расчетов следует ввести средние (по объему) значения $\bar{\beta}$ и $\bar{\alpha}$. Вычисление выхода и состава обогащенной фракции тогда следует производить по средней степени измельчения $k = \bar{\alpha} / \bar{\beta}$. В этом случае точность теоретических расчетов следует оценить в 10—20% от предсказываемых значений.

Приведенные результаты дают общую ориентировку об основных закономерностях измельчения и о выборе рациональных режимов дробления в процессах обогащения полезных ископаемых.

Более детально, для задач раскрытия минералов при крупном и мелком дроблении для случаев однородных и неоднородных включений этот вопрос будет разобран нами в другом месте.

Институт горючих ископаемых
Академии наук СССР

Поступило
14 XII 1950

ЦИТИРОВАННАЯ ЛИТЕРАТУРА

- ¹ С. Н. Бернштейн, Теория вероятностей, 1927, гл. 4. ² А. М. Годен, Основы обогащения полезных ископаемых, 1946, гл. 4. ³ К. Ф. Белоглазов, Закономерности флотационного процесса, 1947, гл. 5. ⁴ З. В. Волкова, ЖПХ, 22, 1231 (1949). ⁵ Б. М. Звягин, Р. Б. Розенбаум, О. М. Тодес и А. З. Юровский, Изв. АН СССР, ОТН, № 7 (1950).

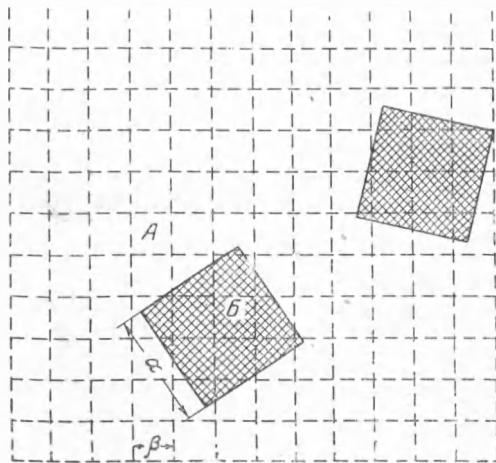


Рис. 2