Записки Ленинградского орденов Ленина и Трудового Красного Знамени Горного института. Том XXIV, 1950 г.

АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ ПРОМЫШЛЕННОЙ ФЛОТАЦИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Доц. *Г. А. Осолодков*

Выбор схемы и рецептуры флотации руд обычно производится только путем сравнения конечных показателей разделения при вариации условий обработки, что часто не дает достаточного материала для уверенных суждений о дефектах принятого режима технологического процесса.

Теоретически наиболее обоснованным методом анализа результатов флотации является метод, базирующийся на данных исследования кинетики процесса в отдельных его стадиях. Этот метод, предложенный К. Ф. Белоглазовым [1, 2], позволяет количественно оценивать полученные результаты, предвычислять возможные результаты разделения и является орудием строго обоснованного разрешения многих спорных вопросов практики. Ниже излагается опыт приложения этого метода к оценке промышленных флотационных схем.

Флотация однородного по составу материала и постоянных во времени условиях процесса (концентрация реагентов, аэрация и т. д.) протекает со скоростью, укладывающейся в простую закомерность [1, 2]:

$$\lg \frac{1}{1-\varepsilon} = Kt,$$

где ε — извлечение металла в концентрат ко времени t (доли единицы от исходного количества металла);

K — константа скорости флотации.

Постоянная K в этом уравнении характеризует флотационную активность извлекаемого минерала. Значение ее определяется природой минерала и принятыми условиями опыта.

Результаты флотации таких материалов, представленные в координатах $\lg \frac{1}{1-\varepsilon}$ и t, изображаются прямыми, наклонными к оси времени. По величинам K (тангенс угла наклона прямой к оси t), рассчитанным по экспериментальным данным, можно количественно оценить эффект в изменении режима флотации и с большей строгостью подойти к выбору оптимальной реагентной рецептуры и других условий опыта.

Кинетика флотации руд часто, однако, выражается сложным уравнением, как это следует из рис. 1, где представлены результаты основной флотации по ряду отечественных обогатительных фабрик, характеризующие разнообразные случаи практики.

Сложный побег логарифмических кривых может вызываться или изменением физико-химических условий процесса, обусловливающих падение флотационной активности извлекаемых минералов во време-

ни, или сложным составом исходного материала, или, наконец, в общем случае, действием обеих этих причин [1, 2].

Учитывая, что во всех рассматриваемых примерах промышленной флотации применялась порционная загрузка реагентов, будем считать, что наблюдаемый характер зависимости между продолжительностью процесса и $\lg \frac{1}{1-\varepsilon}$ обусловлен главным образом различием во флотационных свойствах отдельных совокупностей минеральных зерен исходного материала, содержащих извлекаемый металл. Наличие в рудах таких минеральных совокупностей с постоянной во времени флотационной активностью, называемых в дальнейшем *компонентами обрабатываемого материала*, подтверждается экспериментально.

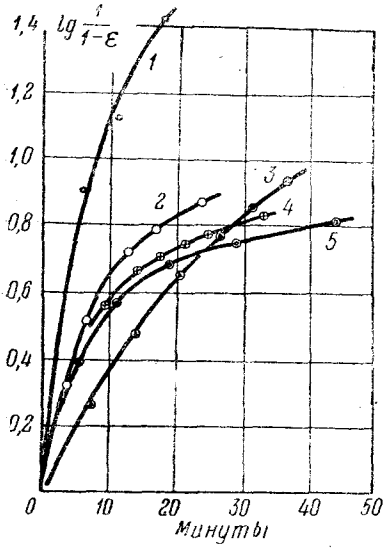


Рис. 1. Промышленная основная флотация различных руд

В качестве примера на рис. 2 показана кинетика первой перечистки чернового молибденового концентрата в производственных условиях. Из графика видно, что молибден при этой операции флотируется с очень высокой и постоянной скоростью. Таким образом, черновой концентрат, в отличие от питания основной флотации (рис. 1), представлен преимущественно компонентами одинаковых флотационных свойств, характеризуемых значениями констант от 0,113 до 0,160.

Наличие в питании основной флотации компонентов низкой флотационной активности доказывается опытами перечисток концентратов контрольной флотации молибденовой и окисленной медной руд в лабораторном аппарате. Результаты перечисток, представленные на рис. 3, показывают, что медный концентрат контрольной флотации содержит практически один компонент, обладающий пониженной флотационной активностью ($K = 0{,}024$). Состав молибденовых концентратов контрольной флотации казался более сложным. В первые 5—10 мин. опыта молибден выделяется с относительно большой скоростью, после чего скорость флотации его резко падает и сохраняется далее постоянной во времени.

Наличие легко флотирующихся зерен молибденита в отобранных пробах концентратов вызвано недостаточной продолжительностью основной флотации (по техническим причинам продолжительность основной флотации на фабрике за смены опробования составляла всего 10—12 мин. против обычных 18—20 мин.). Константы скорости флотации компонентов низкой флотационной активности, рассчитанные по результатам опытов (начиная от 10 мин. и до конца опытов), оказались равными всего 0,006—0,010, что в 10—15 раз ниже констант, характеризующих молибден концентратов основной флотации.

Различия во флотационной активности, приводящие к различным значениям констант скорости флотации, могут вызываться самыми разнообразными причинами. Наряду с различием природы рудных минералов или степени окисления отдельных зерен рудного минерала, основной причиной различия во флотационных свойствах в одинаковой мере могут быть, например, изменения в составе зерен извлекаемого минерала (сростки и чистые зерна) или крупности (зернистые и иловые фракции) и т. д. В каждом отдельном случае характеристика компонентов определяется особенностями руды и условиями ее обработки.

Анализ результатов флотации смесей сложного состава на основе кинетики процесса может осуществляться для нашей цели только применительно к каждому отдельному компоненту обрабатываемого материала. Величины, характеризующие флотационную активность отдельных компонентов и распределение извлекаемого металла по этим ком-

понентам, называемые в дальнейшем *параметрами обрабатываемого материала*, в сочетании с данными химико-минералогического анализа руды и продуктов ее разделения, позволяют в очень удобной форме оценивать принятые условия и схему флотации. Высокие константы скорости флотации компонентов служат показателями совершенства принятой реагентной рецептуры, а совершенство схемы флотации определяется степенью приближения извлечения металла в окончательный концентрат

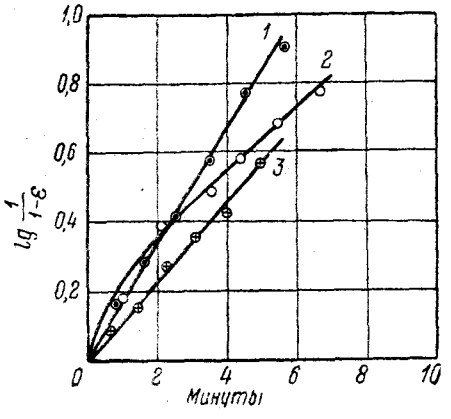


Рис. 2. Промышленная первая перечистка концентратов основной флотации молибденовой руды:
1 — 25/X 1943 г.; 2 — 17/VI 1944 г.; 3 — 26/X 1943 г.

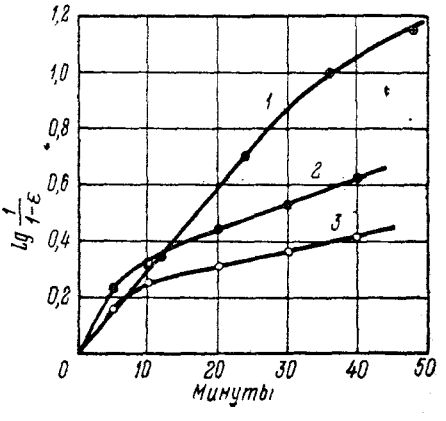


Рис. 3. Перечистка в лабораторном аппарате промышленных концентратов контрольной флотации окисленной медной и молибденовой руд:
1 — концентрат окисленной руды; 2 — концентрат молибденовой руды за 18/VI 1949 г.; 3 — концентрат молибденовой руды за 16/VI 1943 г.

к величине относительного содержания металла во всех минеральных зернах, поддающихся флотации при данной рецептуре. Эти положения и являются отправными при оценке результатов промышленной флотации руд сложного состава.

Параметры обрабатываемой руды могут быть рассчитаны непосредственно по экспериментальным данным, связывающим извлечение металла в концентрат, и продолжительность флотации, если изменение флотационной активности отдельных компонентов во времени не сказывается существенно на результатах разделения.

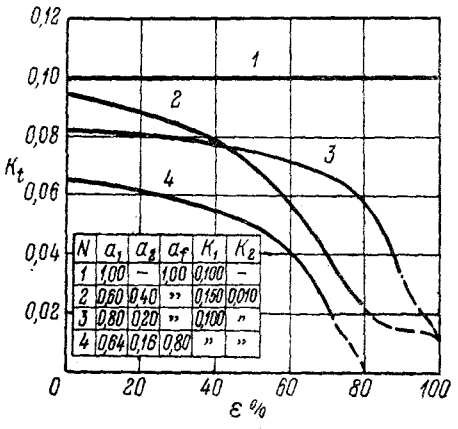
Положим, что извлекаемый металл в исходном материале представлен рядом компонентов с константами K_1, K_2, K_3 и т. д. при распределении металла по этим компонентам a_1, a_2, a_3 и т. д. (доли единицы от общего количества металла). При современной мощности флотационных машин и обычно низких содержаниях металла в обрабатываемых материалах можно считать, что все флотационно-активные компоненты флотируются независимо один от другого, т. е. процесс протекает как свободная флотация минеральных зерен [2]. В этом случае уравнение, определяющее суммарный результат флотации смесей сложного состава ко времени t, может быть представлено в следующем виде:

$$\varepsilon = a_1(1 - e^{-K_1 t}) + a_2(1 - e^{-K_2 t}) + \cdots a_i(1 - e^{-K_i t}).$$

Использование этого уравнения при определении параметров обрабатываемого материала, по экспериментально установленным для различных t значениям ε, возможно лишь при ограниченном числе не-

известных не только потому, что решение системы из многих уравнений, подобных приведенному, связано с громоздкими вычислениями, но главным образом вследствие необходимости оценивать значения ε для таких расчетов с очень высокой точностью, недостижимой даже в лабораторных опытах.

Наиболее надежные результаты расчетов можно получить при предварительном определении значений констант скорости флотации компонентов низкой флотационной активности—K_2, K_3 и т. д. (например, по показателям специальных лабораторных опытов перечисток концентратов последних стадий основной флотации руды — по отдельным камерам или группам камер). Такой метод расчета позволяет путем сравнительно несложных вычислений определять с необходимой точностью параметры обрабатываемого материала даже при наличии трех-четырех флотационно-активных компонентов.



N	a_1	a_2	a_f	K_1	K_2
1	1,00	–	1,00	0,100	–
2	0,60	0,40	»	0,150	0,010
3	0,80	0,20	»	0,100	»
4	0,64	0,16	0,80	»	»

Рис. 4. Кривые $K_1 = \varepsilon$ по вычисленным результатам флотации различных смесей

В соответствии с характером полученного экспериментального материала расчет параметров производился в такой последовательности: графической экстраполяцией результатов основной флотации, представленных в координатах K_t — — ε (где K_t — общая константа скорости флотации поликомпонентного материала и ε — извлечение металла в концентрат ко времени t), определялось относительное содержание всех флотационно-активных компонентов a_f, содержащих извлекаемый металл.

Нетрудно показать, что кривая $K = f(\varepsilon)$ в пределе пересекает ось абсцисс, если $a_f < 1$, причем точка пересечения кривой с координатной осью определяет содержание флотационно-активных компонентов в исходных материалах [1]. Вид кривых $K_t = f(\varepsilon)$, полученных по вычисленным результатам флотации различных смесей заданного состава, представлена на рис. 4. Пунктирными линиями на графике отмечены вычисленные результаты флотации, получающиеся при продолжительности опыта сверх 30 мин.

Далее, располагая значениями a_f, из уравнения кинетики процесса по экспериментальным ε и t определялись остальные параметры обрабатываемого материала, причем при расчетах условно принято, что извлекаемый металл представлен только тремя компонентами: легко флотирующимися, трудно флотирующимися и нефлотирующимися ($K_3 = 0$) при принятых условиях обработки. Все формулы для расчетов представлены в табл. 1. При принятом методе определения параметров оценка величины ε с точностью $\pm 2\%$ (относительных) обеспечивает в большинстве случаев достаточную надежность расчетных данных, так

[1] Надежные результаты такой графической экстраполяции могут быть получены лишь в том случае, если продолжительность флотации, принятая в опыте, обеспечивает высокое извлечение всех флотационно-активных компонентов. При оценке промышленной флотации удовлетворить этому условию можно путем дополнительной флотации проб хвостов в лабораторном аппарате.

Таблица 1

Формулы для расчета параметров трехкомпонентной минеральной смеси по результатам флотации при предварительном определении значения a_f

Значения параметров	Принятые обозначения
$a_1 = \frac{a_f}{1 + z^2}$	a_f — относительное содержание флотационно-активных компонентов в исходном материале
$z = \frac{-\left[a_f\sqrt{D_2} - 2d_1\sqrt{D_1}\right] + \sqrt{\left[a_f\sqrt{D_2} - 2d_1\sqrt{D_1}\right]^2 + 4D_1^2}}{2D_1}$	$d_1 = a_f - \varepsilon_1$ $d_2 = a_f - \varepsilon_2$ $d_4 = a_f - \varepsilon_4$
$a_2 = a_f - a_1$	ε_1, ε_2 и ε_4 — извлечение металла в концентрат ко времени h, $2h$ и $4h$
$a_3 = 1 - a_f$	
$K_1 = -\frac{1}{h}\lg\left[\frac{d_1}{d_f} - \frac{z}{a_f}\sqrt{D_1}\right]$	h — интервал времени между отдельными наблюдениями, мин.
$K_2 = -\frac{1}{h}\lg\left[\frac{d_1}{d_f} + \frac{1}{a_f z}\sqrt{D_1}\right]$	$D_1 = a_f d_2 - d_1^2$
$K_3 = 0$	$D_2 = a_f d_4 - d_2^2$

Примечание. Для повышения точности расчетов интервал времени h подбирается таким чтобы сумма значений $D_1 + D_2$ была максимальной.

Таблица 2

Параметры различных руд, рассчитанные по данным кинетики промышленной флотации

Руда	Дата опробования	Параметры руды					ε_3, %
		a_1	a_2	a_f	K_1	K_2	
Медная окисленная (опытная фабрика)	18/XI—1936 г.	84,8	9,4	94,2	0,099	0,007	88,5
Медная окисленная (промышленная фабрика)	21/X—1939 г.	74,9	25,1	100,0	0,092	0,013	78,8
Медная окисленная	8/XI—1939 г.	80,1	19,9	100,0	0,094	0,014	77,7
Медная окисленная	12/II—1941 г.	39,9	60,1	100,0	0,092	0,024	76,9
Свинцовая окисленная	1937 г.	79,6	14,9	94,5	0,122	0,012	86,0
Медная сульфидная (Пышма)	27/XI—1938 г.	90,8	9,2	100,0	0,168	0,022	98,5
Медная сульфидная (СУЗМ)	16/VI—1941 г.	84,9	12,6	97,5	0,051	0,027	82,1
Медная сульфидная (Коунрад)	18/VII—1941 г.	94,3	5,7	100,0	0,062	0,015	87,1
Медная сульфидная	26/VII—1941 г.	86,8	8,4	95,2	0,109	0,007	85,7
Медная сульфидная	15/X—1943 г.	64,4	35,6	100,0	0,041	0,007	72,1
Молибденовая	19/I—1943 г.	65,1	11,2	76,3	0,110	0,013	67,7
Молибденовая	21/VII—1943 г.	73,4	23,7	97,1	0,194	0,007	70,8
Молибденовая	21/X—1943 г.	51,4	48,6	100,0	0,122	0,011	69,3

как погрешность в оценке параметров, характеризующих компоненты высокой флотационной активности, не превышает $\pm 3\%$.

Параметры руды во всех случаях оценивались по результатам основной флотации. Переход от параметров питания основной флотации к параметрам руды производился путем оценки количеств компонентов различной флотационной активности, возвращающихся в голову процесса с оборотными продуктами. Экспериментальным материалом при расчетах параметров служили результаты покамерных опробований отдельных операций технологического процесса ряда отечественных обогатительных фабрик, литературные данные [4, 5 и 6], технические отчеты исследовательских лабораторий фабрик, а также результаты специальных испытаний.

Вычисленные параметры руды и извлечения металла в окончательный концентрат по ряду отечественных фабрик представлены в табл. 2.

Любопытно, что константы отдельных компонентов молибденовой руды, рассчитанные по результатам основной флотации, близко совпадают со значениями констант, вычисленных по кинетике перечисток концентратов основной и контрольной флотации. На рис. 5 сопоставлены извлечения металла в окончательные концентраты и относительные содержания легко флотирующихся компонентов в исходной руде. Пунктирная наклонная, прямая на графике, отвечает полному извлечению легко флотирующихся компонентов в окончательный концентрат.

Приведенные в табл. 2 и на рис. 5 данные показывают, что достигаемые при промышленной флотации извлечения металла в окончательные концентраты почти строго соответствуют относительным содержа-

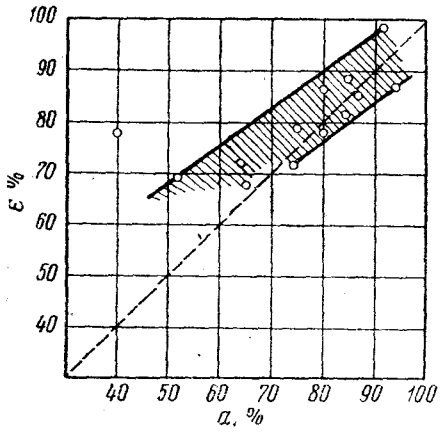


Рис. 5. Извлечение металла в окончательные концентраты при различных содержаниях легкофлотирующихся компонентов в руде (по результатам промышленной флотации)

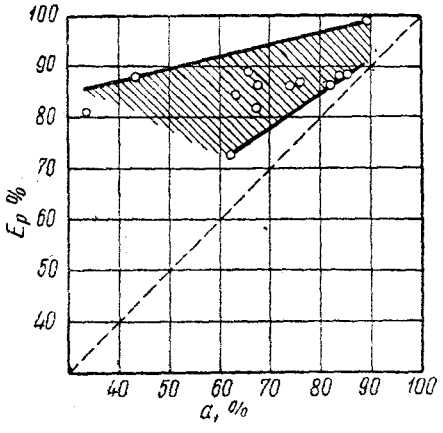


Рис. 6. Извлечение металла в черновые концентраты при различных содержаниях легкофлотирующихся компонентов в исходном материале основной флотации (по результатам промышленной флотации)

ниям в руде легко флотирующихся компонентов и в то же время остаются далекими от теоретически возможных результатов, отвечающих полному извлечению всех флотационно-активных компонентов. Интересно, что аналогичные данные для основной флотации, представленные на рис. 6, не дают уже такой четкой картины. Одинаковые частные извлечения металла в черновые концентраты ($E_р$) получаются при са-

мых широких изменениях в составе исходного продукта. Влияние второго компонента на показатели разделения в этом случае проявляется более заметно.

Отсутствие специальных химико-минералогических исследований исходных материалов и различных продуктов обработки не позволяет судить о причинах различия во флотационной активности отдельных компонентов обрабатываемых руд, а вместе с тем и о дефектах принятого реагентного режима. Что касается неполного извлечения компонентов низкой флотационной активности, то такие результаты следует считать вполне закономерными. Конечные показатели разделения минерального сырья по сложным схемам, включающим, кроме основной флотации, еще и ряд дополнительных операций, как, например, контрольную флотацию, перечистку черновых концентратов и т. д., определяются показателями отдельных операций.

Так, при схеме флотации, состоящей из двух последовательных операций разделения — основной флотации и перечистки чернового концентрата извлечения металла в окончательный концентрат, — функция частных извлечений при отдельных операциях будет выражаться [3] равенством

$$\varepsilon_\beta = (1 + R) E_p E_r,$$

где ε_β — извлечение металла в окончательный концентрат, доли единицы от металла в руде;

E_p, E_r — частные извлечения металла, соответственно, в черновой и окончательный концентраты, доли единицы от металла в питании соответствующих операций;

R — количество металла в оборотном продукте (хвосты перечистки), доли единицы от металла в руде.

Баланс металла при перечистке концентрата основной флотации определяется уравнением

$$(1 + R) E_p = (1 + R) E_p E_r + R.$$

Отсюда

$$R = \frac{E_p (1 - E_r)}{1 - E_p (1 - E_r)},$$

и тогда окончательно

$$\varepsilon_\beta = \frac{E_p E_r}{1 - E_p (1 - E_r)}.$$

Аналогичные уравнения, связывающие между собой извлечения металла в окончательный концентрат с частными извлечениями, при отдельных операциях могут быть получены и для других, более сложных схем флотации.

Пользуясь уравнениями, связывающими общее и частные извлечения при отдельных операциях, нетрудно показать, что компоненты высокой флотационной активности при всех рассмотренных схемах флотации одинаково успешно извлекаются в окончательные концентраты. Избыточная продолжительность основной флотации (против необходимой по значению K_1) приводит к тому, что все дефекты в последующих операциях разделения крайне несущественно отражаются на извлечении металла в конечный концентрат. Совершенно другая картина наблюдается в случае трудно флотируемых компонентов. Возврат больших количеств компонентов низкой флотационной активности в голову основной флотации с оборотными продуктами вызывает значительное возрастание потерь металла в отвальных хвостах. В качестве примера в табл. 3 приводятся рассчитанные извлечения металла в окончательные концентраты, представленного компонентами низкой флотационной активности при последовательном усложнении схем флотации. Принятые значения констант скорости флотации K_2 и продолжительности отдель-

ных операций отвечают условиям промышленной флотации окисленной медной и молибденовой руд.

Таблица 3

Вычисленные извлечения в окончательные концентраты трудно флотируемых компонентов при последовательном усложнении схем флотации

Схема флотации	K_2	Продолжительность флотации, мин.			ε_3 %
		основная	контрольная	перечистка концентратов	
Медная окисленная руда					
Основная флотация (открытый цикл) . .	0,11	30	—	—	53,2
Основная флотация и перечистка концентратов (замкнутая схема)	0,11	30	—	25	34,7
Молибденовая руда					
Открытый цикл	0,10	60	—	—	74,1
Основная и контрольная флотации . . .	0,10	20	40	—	59,4
Основная, контрольная флотации и перечистка концентратов	0,10	20	40	2[1]	7,5

[1] Четыре последовательные перечистки молибденового чернового концентрата, принятые на фабрике, заменены одной условной операцией, отвечающей одинаковому частному извлечению металла в концентрат.

Низкое извлечение меди при дополнительных операциях разделения в случае окисленной руды понизило более чем в полтора раза извлечение труднофлотируемых компонентов в окончательный концентрат против показателей открытого цикла. Абсолютные дополнительные потери меди при $a_2 = 20\%$ составляют приблизительно 4% от меди в исходной руде. Еще более резко усложнение схемы сказалось на извлечении в случае молибденовой руды. Здесь переход от открытого цикла на схему с контрольной флотацией увеличивал потери молибдена в хвостах почти на 15%, а полная схема обработки (с перечистками концентрата) увеличивает потери до 67%. Абсолютные потери молибдена в хвостах при $a_2 = 30\%$ будут выражаться соответственно 4,5 и 20%.

В свете приведенных данных следует признать, что принятые схемы флотации являются дефектными, так как не обеспечивают достаточно полного извлечения в концентрат трудно флотируемых компонентов. Сравнительно малая продолжительность дополнительных операций разделения приводит к накоплению высокой циркуляционной нагрузки этих компонентов в цикле основной флотации и в связи с этим к большим дополнительным потерям металла в хвостах против открытого цикла. Это заключение, повидимому, может быть распространено на очень многие другие наши фабрики уже по одному тому, что продолжительность перечисток концентрата часто ниже (а иногда и значительно ниже) продолжительности основной флотации, в то время как правильное соотношение продолжительности этих операций с точки зрения полноты извлечения труднофлотируемых компонентов должно быть обратным. Отрывочные сведения в литературе о величине циркуляционной нагрузки по металлу в цикле основной флотации на некоторых фабриках также подтверждают такое предположение [4, 7].

При отсутствии специальных средств, изменяющих активность труднофлотируемых компонентов, попытки исправить результаты разделения путем увеличения продолжительности основной флотации (очень модное средство на некоторых наших фабриках) не могут дать удовлетворительных результатов. Это легко доказывается расчетами и четко демонстрируется анализом результатов некоторых промышленных испытаний. Наиболее перспективным решением проблемы повышения извлечения труднофлотируемых компонентов представляется переход на схемы флотации, предусматривающие получение вторых окончательных концентратов, или схемы при длительных перечистках чернового концентрата, или же при обработке промежуточных продуктов в отдельном цикле. Преимуществами последней схемы против схем с длительными перечистками служат более широкие возможности в выборе оптимальных условий флотации промежуточных продуктов, включая сюда такие операции, как сгущение, доизмельчение и др. Сравнительно небольшие массы материала, поступающие в отдельную обработку, облегчают реализацию подобных схем. Высокая продолжительность отдельных операций обработки промежуточных продуктов и выделение основного количества труднофлотируемых компонентов в качестве второго окончательного концентрата, вероятно пониженного качества, принципиально отличают предлагаемую схему от всех подобных, ранее испытанных [8, 9]. Общие результаты флотации руд при высоких частных показателях отдельных операций обработки промежуточных продуктов по предлагаемой схеме будут приближаться к показателям открытого цикла.

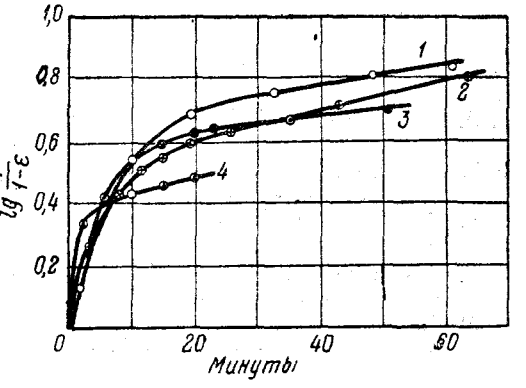


Рис. 7. Основная флотация молибденовой руды.

Промышленная: 1 — за 19/I 1943 г.; 2 — 21/VII 1943 г.; в лабораторном аппарате; 3 — 21/IV 1943г.; 4 — 28/IV 1943 г.

В заключение необходимо указать особо, что оценка параметров руды может оказаться полезной и при лабораторных и полупромышленных испытаниях обогатимости различных руд. Такое предположение основано на близости параметров руды, рассчитанных по результатам лабораторной и промышленной флотации. Примером могут служить данные, представленные на рис. 7, где показаны результаты флотации молибденовой руды

Таблица 4

Параметры молибденовой руды по результатам основной флотации в лабораторном и промышленном масштабах

Параметры	K_1	K_2	a_1	a_2	a_f
Промышленная флотация . .	0,11—0,19	0,007—0,013	50—75	50—10	75—100
Лабораторный опыт	0,20	0,012	68,5	17,4	85,9

в лабораторном и промышленном масштабах. Общий характер кривых, характеризующий течение процесса флотации во времени, несмотря на различие масштабов (лабораторные опыты проводились в 9-литровом аппарате), сохраняется одинаковым.

Совершенно очевидно, что, располагая параметрами руды, рассчитанными по данным лабораторных укрупненных опытов основной флотации, можно увереннее подходить к выбору схемы, условий флотации и к оценке возможных результатов разделения, ограничивая тем самым объем полупромышленных испытаний.

Таковы первые итоги приложения закономерностей кинетики флотационного процесса к анализу результатов промышленной флотации руд по замкнутым схемам. Экспериментальная проверка развиваемых положений — очередной этап в этом направлении.

ЛИТЕРАТУРА

1. К. Ф. Белоглазов, Кинетика флотационного процесса, «Цветные металлы», 1939, № 9.
2. К. Ф. Белоглазов, Закономерности флотационного процесса, Металлургиздат, 1947.
3. Г. А. Осолодков, К вопросу о работе перечистных машин, Ленинградский горный институт, Технический листок «Горняцкой Правды», 1940, № 8.
4. М. К. Легас, Г. И. Сладков, Глубокие аэролифтные машины, Металлургиздат, 1944.
5. А. А. Мажбиц, Ф. И. Нагирняк, Опыт работы Пышминской обогатительной фабрики, «Цветные металлы», 1939, № 3.
6. Н. П. Крутиков, Новая схема флотации на Ачисайской фабрике, «Цветные металлы», 1939, № 1.
7. В. С. Козлов, А. И. Дерюжкина, Флотация сульфидных медно-цинковых руд месторождения им. III Интернационала, «Цветные металлы», 1940, № 9.
8. В. В. Олюнин, О схеме обогащения алтайских полиметаллических руд, «Цветные металлы», 1940, № 12.
9. М. К. Легас, К вопросу обработки промежуточного продукта в отдельном цикле, «Цветные металлы», 1940, № 3.