

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО  
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ  
УЗБЕКИСТАН**

**ТАШКЕНТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ  
ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ**

**имени АБУ РАЙХАНА БЕРУНИ**

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ  
по выполнению лабораторных работ по курсу  
«ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД  
ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ»  
для магистров специальности  
5А540205 «Обогащение полезных ископаемых»**

**Ташкент - 2006**

Составители: к.т.н. доц. Умарова И.К.

Якубжанова М.Е

Методические указания содержат 7 лабораторных работ по основным разделам курса «Технология обогащения руд цветных металлов». В них приведены основные положения теории и методики исследований обогащения нерудных полезных ископаемых - гравитационной, флотационной, магнитной и т.д.

Методическое указание предназначено для студентов – магистров специальности «Обогащение полезных ископаемых». Он может быть полезен и студентам-бакалаврам горного направления при проведении научно-исследовательских работ:

Кафедра «Горное дело»

Печатается по решению учебно-методического совета  
ТашГТУ.

Рецензенты: доц. Попов Е.Л.

доц. Валиев Х.Р.

Курс «Технология обогащения руд цветных металлов», изучающий процессы гравитации, флотации, магнитной сепарации и обезвоживания твердых частиц руд цветных металлов, является учебной дисциплиной для магистров специальности 5А540205 «Обогащение полезных ископаемых»

Настоящий лабораторный практикум составлен с учетом специфики направления «Обогащение полезных ископаемых», а также на основе многолетнего опыта проведения лабораторных занятий преподавателями кафедры.

В лабораторном практикуме большинство работ представляет собой небольшое научное исследование обогащения какой – либо руды определенным методом обогащения, который имеет несколько вариантов. Поэтому методы и приемы, использованные в данной работе, могут быть применены при проведении научно - исследовательских работ магистров. Каждая работа рассчитана на два или четыре часа.

Выполнение нижеследующих лабораторных работ помогает магистрам овладеть методикой исследования различных процессов обогащения, техникой обработки экспериментальных данных, приобрести навыки работ с лабораторным оборудованием.

Подготовка к выполнению лабораторной работы производится до начала занятий и состоит в проработке соответствующего раздела курса «Технологии обогащения руд цветных металлов», по которому выполняется данная работа.

Допуск к работе осуществляется путем контроля теоретических знаний магистра по выполняемой работе. Работа выполняется в специальной одежде – халате.

Отчет о лабораторной работе должен содержать:

- задание на выполнение работ (исходное сырьё, реагенты, варианты и т.д.);
- эскиз установки;

- краткое описание эксперимента;
- протоколы каждого эксперимента в виде таблиц;
- обработка результатов исследования;
- выводы по результатам работы.

После выполнения работы и оформления отчета студент защищает отчет о выполненной лабораторной работе. Защиту отчета принимает преподаватель, ведущий лабораторный практикум, в часы занятий или консультаций.

## ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛЬНЫХ ЗЕРЕН

**Цель работы.** Определение физических свойств минералов и полезных ископаемых.

**Краткие теоретические сведения.** Физические свойства минеральных зерен (плотность, удельный объем, объемная и насыпная плотность, пористость и форма зерен и др.) имеют важное значение при гравитационном обогащении полезных ископаемых.

*Плотность тела* - физическая величина  $\delta$ , одна из основных характеристик тела (вещества), равная пределу отношения массы  $\Delta m$  элемента тела к его объему  $\Delta V$  при  $\Delta V \rightarrow 0$ , т.е.  $\delta = \lim \Delta m / \Delta V = dm / dV$ .

*Средняя плотность неоднородного тела* представляет собой отношение массы к его объему:  $\delta_{cp} = m / V$ . Различают *действительную* плотность вещества (минерала, полезного ископаемого) - отношение массы вещества  $m$  к его объему  $V$  без учета пор и трещин и *кажущуюся* плотность - отношение массы пористого вещества в естественном состоянии. Действительная плотность вещества всегда больше кажущейся плотности. для минералов действительная и кажущаяся плотности практически равны, так как их пористость ничтожно мала. Единица плотности в СИ - кг/м<sup>3</sup>.

*Удельный вес* - физическая величина  $\rho$ , равная пределу отношения силы тяжести  $\Delta P$  элемента тела к его объему  $\Delta V$  при  $\Delta V \rightarrow 0$ :  $\rho = \lim \Delta P / \Delta V = dP / dV$ . Удельный вес  $\rho$  и плотность  $\delta$  связаны соотношением  $\rho = \delta g$ , где  $g$  - это масса в единице

$\Delta V \rightarrow 0$

объема абсолютно сухого вещества полезного ископаемого при данной плотности. Единицы удельного веса в СИ - Н/м<sup>3</sup> удельный объем плотности кг/м<sup>3</sup>.

*Пористость  $P$*  - отношение объема всех пор, заключенных в единице объема полезного ископаемого,  $P = V_n/V$ , где  $V_n$  и  $V$  - объем пор и горной массы.

*Насыпная плотность  $\delta_n$*  - масса единицы объема разрыхленной горной породы в ее естественном состоянии:  $\delta_n = \delta / K_p$ , где  $K_p$  - коэффициент разрыхления, доли ед. Единица насыпной массы в СИ - кг/м<sup>3</sup>.

Коэффициент разрыхления определяется из соотношения  $K_p = V_p/V_c$ , где  $V_p$  и  $V_c$  - объем соответственно разрыхленной и горной массы в целике, м<sup>3</sup>.

**Порядок проведения работы.** Определяют плотность, насыпную плотность, коэффициент разрыхления, а затем рассчитывают удельные объем, вес, объемную массу, пористость полезных ископаемых и минералов. Определяют физические свойства угля и вмещающей породы, кварца, магнетитового кварцита, марганцевой руды и др.

*Определение плотности.* Плотность минералов и полезных ископаемых обычно определяют пикнометрическим методом, он наиболее распространенный и точный. Для определения плотности минерала или полезного ископаемого берут навеску в виде порошка крупностью —100 мкм, чтобы исключить влияние пористости на определение действительной плотности. Плотность определяют при температуре 20 °С (стандартная в СНГ) с помощью пикнометра или небольшой мерной колбы объемом 10—15 мл, которые промывают сначала водопроводной, а затем дистиллированной водой, высушивают и взвешивают на аналитических весах. Пикнометр наполняют до метки дистиллированной водой из бюретки, снова взвешивают. Пикнометр

освобождают от воды, вновь высушивают, засыпают в него навеску порошка массой примерно 5—10 г и взвешивают. После этого пикнометр доливают примерно на две трети кипяченой дистиллированной водой; поворачиванием и встряхиванием пикнометра удаляют воздух из порошка (до прекращения выделения пузырьков) и полностью смачивают частицы твердой фазы. Если выделение пузырьков воздуха не наблюдается, доливают дистиллированную воду из бюретки в пикнометр до метки и взвешивают.

Плотность порошка (минерала или полезного ископаемого) рассчитывают по формуле

$$\delta = (A - B) / [(C + A) - (D + B)], \quad (1)$$

где  $B$ ,  $C$  — масса пикнометра сухого и с водой;  $A$ ,  $D$  — масса пикнометра с порошком, с водой и порошком.

Знаменатель формулы (1) представляет собой объем твердой фазы  $V_i$ .

Плотность относительно крупных минеральных зерен можно определить гидростатическим способом при погружении их в растворы тяжелых жидкостей. Плотность растворов тяжелых жидкостей проверяется ареометром. Цифра на шкале ареометра, соответствующая уровню жидкости, отвечает плотности данного раствора тяжелой жидкости. Плотность определяется для трех-четырёх зерен крупностью 5—10 мм.

Опыты проводят следующим образом. Минеральное зерно пинцетом последовательно опускают в растворы тяжелой жидкости до тех пор, пока оно не будет всплывать. Плотность минерального зерна  $\delta$  определяется как среднее арифметическое значение из плотностей двух смежных жидкостей при условии  $\Delta_i < \delta < \Delta_{i+1}$ :

$$\delta = (\Delta_i + \Delta_{i+1}) / 2 \quad (2)$$

где  $\Delta_i$ - и  $\Delta_{i+1}$ , — плотности растворов тяжелой жидкости, в которых минеральное зерно тонет и всплывает, кг/м<sup>3</sup>.

Чем меньше разность в плотностях растворов жидкости, тем плотность минерального зерна будет определена точнее. Если минеральное зерно плавает внутри жидкости, то его плотность соответствует плотности этой жидкости.

*Определение насыпной плотности полезных ископаемых.*  
 Определение насыпной плотности полезного ископаемого производят с помощью мерного цилиндра и весов. Используют уголь, породу, кварц, магнетитовый кварцит, марганцевую руду, россыпь редких металлов, серную руду крупностью —25+10, —10 + 3, —3 + 0, —25+0, —10 + 0, —1 + 0 мм. Цилиндр взвешивают, записывают их массу, а затем заполняют пробой полезного ископаемого данной крупности, повторно взвешивают. Занимаемый объем полезным ископаемым фиксируют по метке на шкале цилиндра и верхнему уровню твердой фазы. При заполнении цилиндр легко встряхивают.

Таблица 1

**Физические свойства полезных ископаемых и минералов**

Полезное ископаемое, минерал	$\delta$ , кг/м <sup>3</sup>		$\delta_n$ , кг/м <sup>3</sup>	Кр	П, %	p, Н/м <sup>3</sup>	$\delta_0$ , Н/м <sup>3</sup>	V <sub>i</sub> , м <sup>3</sup> /кг
	по пик-нометру	по погружению в тяжелую жидкость						
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Уголь Порода угольная Кварц Магнетитовый кварцит Марганцевая руда Россыпь песков редких металлов Серная руда								

Насыпную плотность рассчитывают по формуле:

$$\delta_n = (m_i - m_n) / V_i \quad (3)$$

где  $m_i$  и  $m_{ц}$  — масса цилиндра с полезным ископаемым и цилиндра, кг;  $V_i$  — занимаемый объем полезным ископаемым,  $m^3$ . Коэффициент разрыхления определяют расчетным путем

$$K_p = \delta / \delta_n \quad (4)$$

*Определение плотности полезных ископаемых, содержащих несколько минералов.* Плотность полезных ископаемых рассчитывают согласно заданному долевному участию минералов, входящих в полезные ископаемые. Плотность минералов принимают по литературным источникам, долевого участия минералов задает преподаватель. Определяют плотность следующих полезных ископаемых: каменного угля, магнетитового кварцита, серной и марганцевой руды, россыпи редких металлов.

#### **Порядок обработки и оформления полученных данных.**

Опытные и расчетные данные обрабатывают с точностью до второго знака и заносят в табл. 1. Все определения и расчеты приводят последовательно для каждого полезного ископаемого и минерала.

Плотность полезного ископаемого рассчитывается

$$\delta = \sum_{i=1}^n V_m \delta_m,$$

- по формуле:

где  $n$  — число минералов, входящих в полезное ископаемое;  $V_m$ ,  $\delta_m$  — доля объема и плотность каждого минерала в полезном ископаемом, доли ед.

Полученные фактические данные в опытах сравнивают с физическими свойствами полезных ископаемых и минералов, приведенных в литературных источниках.

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №2  
**ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ  
МЕДНОПОРФИРОВЫХ РУД.**

**Цель работы.** Приобретение навыков по изучению технологии обогащения меднопорфировых руд, приготовление растворов флотореагентов, составлению качественно – количественной схемы обогащения.

**Краткие теоретические сведения.** Основной метод обогащения медных руд – флотация. Успешное применение этого метода объясняется хорошей флотирuemостью большинства медных минералов.

Из известных в природе минералов меди промышленное значение имеют следующие: сульфидные – халькопирит, борнит, халькозин, ковелин, энаргит, блеклые руды; окисленные – малахит, азурит, хризоколла, халькантит, куприт. В зависимости от состава рудных минералов различают сульфидные и окисленные медные руды. Встречаются также руды окисленного типа.

Из минералов пустой породы в медных рудах широко распространены кварц, кальций, полевые шпаты.

В качестве спутников во многих медных рудах встречается золото, серебро цинк, молибден и другие металлы.

Меднопорфировые вкрапленные руды, содержащие только сульфиды меди, обогащаются по наиболее простым схемам, так как в этом случае необходимо отделить медные минералы от пустой породы с получением медного концентрата и отвальных хвостов.

Технологическая схема переработки медных руд включает трехстадиальное дробление, без предварительного грохочения в первой и второй стадиях, двухстадиальное измельчение в стержневых и шаровых мельницах, классификацию и флотационное обогащение с доизмельчением продуктов.

**Подготовка к экспериментам.** Подготовка к экспериментам начинается со сбора необходимой химической посуды, оборудования, отбора проб, флотореагентов. Затем готовят растворы флотореагентов. Делают расчеты по расходу флотореагентов.

**Исходные данные к опытам:** медная руда с содержанием 0,8% меди. Навеска 500г. Собиратель - бутиловый ксантогенат (расход 50, 150, 200 г/т); вспениватель Т-66 (расход 100 г/т); депрессор - сернистый натрий (70 г/т); регулятор среды (известь СаО – 300 г/т).

На технических весах взвесить 1,5 кг руды и в течение 15-20 мин измельчать в виброистирателе до крупности зерен 0,1 мм. Методом квартования разделить пробы на три части по 0,5 кг.

Приготовить 1% - ные растворы бутилового ксантогената, сернистого натрия, извести. Далее рассчитывают расходы реагентов.

Варианты.

Таблица 2

Режим флот., руда	Крупность част, мм	Т: Ж	Собиратель	Регулятор	Время флотац ии	рН среды	Вспениватель
1	2	3	4	5	6	7	8
Cu	-1 -0,1 -0,01	1:5	Бутиловый ксантогенат 50 г/т	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 300 г/т	5 7	8 9 10	Т-66 100 г/т
Cu	-1 -0,1 -0,01	1:5	Этиловый ксантогенат 50г/т	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 300 г/т	5 7	8 9 10	Т-66 100 г/т
Cu	-1 -0,1 -0,01	1:1 0	Бутиловый ксантогенат 50 г/т	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 300 г/т	5 7	8 9 10	Т-66 100 г/т
Cu	-1 -0,1 -0,01	1:2 0	Бутиловый ксантогенат 50 г/т	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 300 г/т	5 7	8 9 10	Т-66 100 г/т

**Порядок проведения флотации.** В поллитровую флотомашину заливают около 0,3 л воды, включают импеллер перемешивания, затем медленно, тонкой струей, загружают пробу (0,5 кг) при сильном перемешивании (для предотвращения

образования комков концентрата) и доливают водой до постоянного уровня, поддерживаемого в течение всей флотации. После этого начинают добавлять реагенты:

- 1) раствор (или в сухом виде) извести 3кг/т (агитация в течение 5мин);
- 2) сернистый натрий – 70 г/т (агитация 2 мин);
- 3) бутиловый ксантогенат – 50 г/т (агитация 1 мин);
- 4) Т- 66 – 100 г/т (агитация 1 мин);
- 5) воздух (агитация 1 мин);

После подсчета технологических показателей обогащения полученные результаты записывают в виде таблицы 3.

Таблица 3

Продукты	Выход, $\gamma$		Содержание, $\beta$		Извлечение, $\varepsilon$	
	в гр.	в %	в гр.	в %	в гр.	в %
1	2	3	4	5	6	7
Концентрат Хвосты						
Исх. руда	к-т+хв	100	к-т+хв	100	к-т+хв	100

## ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №3 ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОМОЛИБДЕНОВЫХ РУД.

**Цель работы.** Приобретение навыков по изучению технологии обогащения медномolibденовых руд, приготовление растворов флотореагентов, составлению качественно – количественной схемы обогащения.

**Краткие теоретические сведения для выполнения работы.**  
В природе молибден находится главным образом в виде собственных минералов и в меньшей степени в рассеянном состоянии в каменных углях и глинистых сланцах. Всего известно

более 20 молибденовых минералов, но только три из них имеют в настоящее промышленное значение.

Молибденит  $\text{MoS}_2$  содержит 60% молибдена и 40% серы. Минерал мягкий, жирен на ощупь, на бумаге оставляет серую черту, по природе гидрофобен и может флотироваться без собирателя. Молибденит является наиболее распространенным молибденовым минералом, на долю которого приходится более 90% всего добываемого молибдена.

Повелит  $\text{CaMoO}_4$  содержит около 48% молибдена. Повелит является самым распространенным минералом в зоне окисления молибденовых месторождений. Флотируется значительно труднее, чем молибденит. Для его флотации необходим сильный собиратель – жирная кислота или мыла. Ферримолибденит  $3\text{MoO}_3 \cdot \text{FeO}_3 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$  содержит 39,7% молибдена в зоне окисления молибденовых руд совместно с оксидами и гидроксидами железа. Находится в руде в виде тонких прожилок и примазок. Трудно поддается флотации, вследствие чего получают бедные концентраты.

Собственно молибденовые руды.

Варианты.

Таблица 4

Реж. флотации Руда	Крупность частиц, мм	Т:Ж	Собиратель	Регулятор	Время флотации, мин	рН среды	Вспениватель
Cu - Mo	0,1	1:5	Бутиловый	$\text{Na}_2\text{CO}_3$	7	8	Сосновое масло
Cu - Mo	0,01	1:5	ый		7	8	
Cu - Mo	0,1	1:10	ксантогенат		7	8	
Cu - Mo	0,01	1:10	нат		7	8	
Cu - Mo	0,1	1:5	Бутиловый	$\text{Na}_2\text{CO}_3$	9	9	Сосновое масло
Cu - Mo	0,01	1:5	ый		9	9	
Cu - Mo	0,1	1:10	ксантогенат		9	9	
Cu - Mo	0,01	1:10	нат		9	9	

В данном случае изучаются зависимости извлечения ценных компонентов тонины помола, плотности пульпы от времени флотации и т.д.

**Подготовка к экспериментам.** Получив задание из перечисленных вариантов от преподавателя. Студент должен подготовиться к выполнению эксперимента. Подготовка начинается со сбора необходимой химической посуды, оборудования, отбора проб руды, флотореагентов. Затем готовят растворы флотореагентов и делают расчеты по расходу флотореагентов.

Исходные данные к опытам: медно – молибденовая руда с содержанием меди 1,0%, и молибдена 0,2%. Навеска руды 1,0 кг. Собиратель бутиловый ксантогена – расход 130- 200 гр/т, вспениватель – Т- 66 – 120 г/т, депрессор для депрессии медных минералов – сернистый натрий или цинковый купорос – расход – 150 г/т.

**Порядок проведения флотации.** В трехлитровую флотомашину заливают около 1,5 л воды, включают импеллер перемешивания, затем медленно, тонкой струей, загружают пробу (1,0 кг) при сильном перемешивании (для предотвращения образования комков концентрата) и доливают водой до постоянного уровня, поддерживаемого в течение всей флотации. После этого начинают добавлять реагенты:

- 1) сернистый натрий – 150 г/т (агитация 2 мин);
- 2) бутиловый ксантогенат – 130-200 г/т (агитация 1 мин);
- 3) Т- 66 – 120 г/т (агитация 1 мин);
- 4) воздух (агитация 1 мин);

После подсчета технологических показателей обогащения полученные результаты записывают в виде таблицы 5.

Таблица 5

Продукты	Выход, $\gamma$		Содержание, $\beta$		Извлечение, $\varepsilon$	
	в гр.	в %	в гр.	в %	в гр.	в %
1	2	3	4	5	6	7
Концентрат Хвосты						
Исх. руда	к-т+хв	100	к-т+хв	100	к-т+хв	100

## ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 4

### ТЕХНОЛОГИЯ ИЗУЧЕНИЯ ОБОГАЩЕНИЯ СВИНЦОВЫХ РУД

**Цель работы.** Приобретение навыков по изучению технологии обогащения свинцовых руд, составление качественно – количественной схемы обогащения, изучение факторов, влияющих на процесс флотации свинцовых руд.

**Краткие теоретические сведения для выполнения работы.**

Основное количество свинца в настоящее время получают из полиметаллических свинцово – цинковых руд. Монометаллические руды свинца встречаются редко и промышленные месторождения их насчитываются единицами. Полиметаллическими называются свинцово – цинковые руды, часто содержащие помимо свинца и цинка медь, железо, серебро, золото и другие металлы. Присутствие в полиметаллических рудах одновременно нескольких компонентов обуславливает весьма сложный минералогический состав этих руд.

В зависимости от минерального состава различают свинцовые, цинковые и комплексные свинцово – цинковые руды. Руды всех типов бывают сульфидными, окисленными и смешанными. Галенит – основной свинцовый минерал сульфидных и смешанных руд. Окисленными минералами свинца является церуссит и англезит.

Основным методом обогащения полиметаллических руд является флотация.

Флотация сульфидных полиметаллических руд может проводиться по двум принципиально различным схемам:

1) прямой селективной флотацией с последовательным выделением свинцового, цинкового и пиритного концентрата; если в руде много меди по этой схеме выделяют сначала свинцово – медный концентрат, который затем разделяют на свинцовый и медный.

2) коллективной флотации всех сульфидов с последующим разделением коллективного концентрата на свинцовый, медный, цинковый и пиритный.

По схеме селективной флотации вначале в пенный продукт выделяется галенит. При этом сфалерит депрессируется смесью цинкового купороса и сульфита натрия. Флотация осуществляется в щелочной среде, создаваемой содой или известью. В качестве собирателя применяют ксантогенаты.

После выделения свинцового концентрата ранее депрессированный сфалерит активируют медным купоросом и приводят цинковую флотацию.

По схеме коллективно – селективно флотации в коллективный концентрат выделяют сразу галенит и сфалерит. Пустая порода при этом удаляется с отвальными хвостами. Затем коллективный концентрат разделяют на свинцовый и цинковый в той же последовательности, как и при селективной флотации.

**Подготовка к экспериментам.** Подготовка к экспериментам начинается с подготовки руды к обогащению, отбора проб руды, приготовления растворов флотореагентов, делают расчеты по расходам флотореагентов и т.д.

**Исходные данные к опытам.** Свинцовая руда с содержанием свинца – 2,2%. Навеска руды – 1,5кг.

Собиратель – бутиловый ксантогенат (расход 100 г/т, 150 г/т, 200 г/т); вспениватель – Т – 66 (расход 70 г/т); депрессор – цинковый купорос (расход 120 г/т); регулятор среды – известь (расход 2кг/т).

На технических весах взвесить 1,5 кг руды и в течение 15-20 минут измельчать в виброистирателе до крупности 0,1мм. Методом квартования разделить на три части по 0,5кг.

Приготовить 1% растворы флотореагентов: бутилового ксантогената, цинкового купороса, извести.

Варианты.

Таблица 6

Реж. флотации Руда	Крупность частиц, мм	Т: Ж	Собиратель	Регулятор	Время флотации, мин	рН среды	Вспениватель
1	2	3	4	5	6	7	8
Pb	0,1	1:5	Бутиловый ксантогенат 100 г/т	Цинковый купорос 120 г/т	7	8	Т-66 70 г/т
Pb	0,1	1:5	Бутиловый ксантогенат 150 г/т	Цинковый купорос 120 г/т	7	8	Т-66 70 г/т
Pb	0,1	1:5	Бутиловый ксантогенат 200 г/т	Цинковый купорос 120 г/т	7	8	Т-66 70 г/т
Pb	0,1	1:1 0	Бутиловый ксантогенат 100 г/т	Цинковый купорос 120 г/т	7	8	Т-66 70 г/т
Pb	0,1	1:1 0	Бутиловый ксантогенат 100 г/т	Цинковый купорос 120 г/т	7	8	Т-66 70 г/т

### ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №5

## ИЗУЧЕНИЕ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ СИЛЬНО И СЛАБОМАГНИТНЫХ РУД

**Цель работы.** Ознакомление с технологией сухой магнитной сепарации сильно- и слабомагнитных руд и сравнение качественно-количественных показателей при различных режимах сепарации.

**Краткие теоретические сведения.** Сухая магнитная сепарация применяется для кусковых (до —50 мм) и зернистых (—3 мм) материалов. При повышенных требованиях к качеству

продуктов для устранения влияния тонких ( $\sim 30$  мкм) частиц (их адгезии к крупным) исходный материал перед сепарацией обеспыливается или промывается с последующей сушкой.

Сепараторы со слабым магнитным полем используются в основном для предобогащения магнетитовых и титано-магнетитовых руд с целью удаления отходов и использования их в качестве строительного материала, для удаления окалины из флюсов, очистки окалины от немагнитных примесей, обезжелезнения слабомагнитных, обогащения обожженных руд и т. п.

Для первой из названных целей используются одно- и много-барабанные сепараторы с верхней подачей питания и 3—5-полюсной системой постоянных магнитов чередующейся полярности и электромагнитные с монополярной системой. Для мелкозернистых материалов при верхней подаче питания применяют 20—30-полюсные чередующейся полярности магнитные системы с вмонтированной в резиновое покрытие барабана индукционной решеткой или высокоскоростным (центробежным) режимом работы (до 300 1/мин), а также с монополярной электромагнитной системой, но при нижней подаче питания вибропитателем и сухом противоточном режиме работы.

Слабомагнитные крупнозернистые и кусковатые руды (до  $\sim 35$  мм), мартитовые, гематитовые и другие обогащаются в сильномагнитных сепараторах с верхним питанием, торцевым подводом магнитного потока к валкам, прямоугольными выступами на них и впадинами — полуокружностями на неподвижном полюсе.

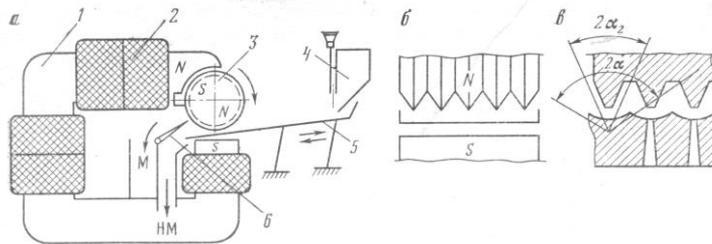


Рис. 1 Схема сепаратора с сильным магнитным полем (а) и сочетания полюсов: б – зубчатый ролик – плоский неподвижный полюс; в – выступы на валке – впадины на неподвижном полюсе в форме софокусных гипербол:

1-магнитопровод; 2-обмотки электромагнитной системы; 3-индукционный транспортирующий ролик (валок); 4- бункер с дозатором; 5- вибролоток; 6 – делительная перегородка.

Мелкозернистые (редкометалльные, оолитовые бурожелезняковые и другие слабомагнитные) руды обогащаются в сепараторах с нижней подачей питания, формой полюсов выступ — впадина и щелями для удаления немагнитного продукта (см. рис. 1, в) или при такой же подаче питания, но при форме полюсов плоскость — выступ (см. рис. 1,а,б), а также с верхней подачей питания при наборных валках из электротехнической стали (для снижения потерь мощности на вихревые токи) при плоском неподвижном полюсе (обезжелезнение кварцевых песков, пегматитов и пр.) (рис. 2).

Для лабораторных работ по сухой сепарации сильномагнитных минералов необходимы сепараторы с различными режимами работы или, как минимум, барабан с поворотной магнитной системой, устанавливаемой вниз при проведении опытов в режиме извлечения и в сторону для режима удерживания. Для каждого режима сепаратор должен быть оборудован в необходимом месте бункером-дозатором исходного материала, вибролотком, регулируемыми делительными перегородками и емкостями сбора продуктов

сепарации. Желателен привод барабана через редуктор от двигателя постоянного тока, обеспечивающего плавную регулировку числа оборотов.

**Оборудование и материалы.** Лабораторные сепараторы сухого обогащения со слабым магнитным полем и режимами извлечения, удержания и центробежным; лабораторные сепара-

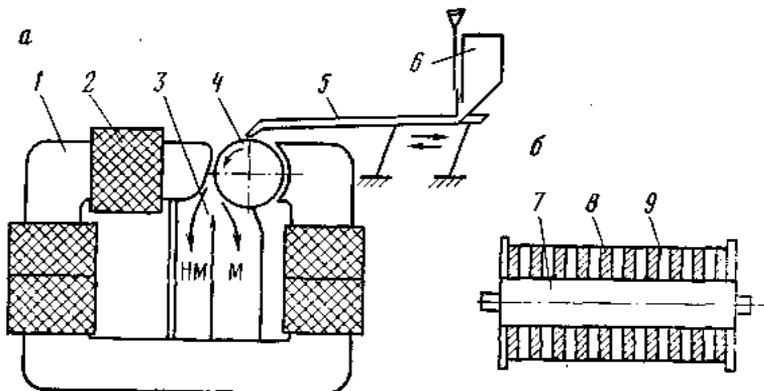


Рис. 2. Схемы сепаратора с сильным магнитным полем и верхней подачей питания (а) и набора индукционного валка (б):

1 — магнитопровод; 2 — обмотки электромагнитной системы; 3 — делительная перегородка; 4 индукционный транспортирующий валок; 5 — виброток; 6 — бункер с дозатором; 7 — вал; 8 — магнитопроводящие диски; 9 — немагнитные диски (текстолит, листовая резина)

торы с сильным магнитным полем (тип 138Т-СЭМ и т. п.) и режимами удержания и извлечения; пробы сильномагнитной руды: крупностью — 10 мм — 6 шт. по 3 кг, крупностью 0,05— 1 мм — 6 шт. по 0,5 кг; пробы слабомагнитных руд узких классов крупности (0,05—0,1; 0,1—0,2; 0,2—0,5; 0,5—1,0 мм) массой не менее 200 г каждая; весы лабораторные с разновесами; емкости, совки, подстилочный материал для подготовки и разделки проб; прибор магнитного экспресс-анализа (тип «Феррит», «Магнит-6» и т. д.).

**Методика проведения работ.** В работах исследуются зависимости качественно-количественных показателей от следующих факторов:

1. Для сильномагнитных минералов: а) применяемого режима сепарации (удержания, извлечения или центробежный); б) гранулометрического состава исходного материала в каждом из режимов; в) частоты вращения барабана.
2. Для слабомагнитных минералов: а) напряженности магнитного поля в рабочем зазоре сепаратора (ток подмагничивания); б) гранулометрического состава исходного материала; в) режима сепарации (удержания, извлечения).

**Последовательность выполнения работ для руд любого типа.**

1. Определить переменные параметры режимов работы сепараторов и последовательность исследований.
2. Подготовить необходимые исходные пробы по гранулометрическому составу, массе и расходу.
3. Подготовить таблицы регистрации параметров и качественно-количественных показателей сепарации.
4. На сепараторе соответствующего типа установить требуемый режим и провести опыт.
5. Собрать, взвесить и зарегистрировать массу полученных продуктов, определить их выхода.
6. Каждый из продуктов подвергнуть магнитному анализу или квартованием отобрать аналитические пробы, подготовить и сдать на химанализ, после их проведения результаты занести в таблицы.
7. По результатам опытов построить графики экспериментальных зависимостей, а после математической обработки определить аналитические зависимости.
8. По экспериментам сделать выводы о закономерностях магнитной сепарации и оптимальных режимах сепарации данного сырья.

## ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №6

### ИЗУЧЕНИЕ МОКРОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ СИЛЬНОМАГНИТНЫХ РУД

**Цель работы.** Ознакомление с конструкциями, режимами работы, регулировками мокрых магнитных сепараторов для сильномагнитных руд и освоение методики проведения магнитной сепарации.

**Общие сведения.** Мокрой магнитной сепарации подвергаются руды, требующие для раскрытия минералов тонкого измельчения. Связанное с этим шламообразование (появление частиц диаметром менее 30 мкм) вследствие их адгезии к более крупным не позволяет в сухом виде получать концентраты высокого качества. Повышение коэзитивной силы со снижением средней крупности сильномагнитных частиц приводит к интенсивной магнитной флокуляции с заземлением породных частиц. Для их удаления требуется не только многократное магнитное перемешивание с помощью многополярных систем чередующейся полярности, но и воздействие среды. Вода снижает силы адгезии между твердыми телами и благодаря вязкостному сопротивлению способствует повышению различий в траекториях движения немагнитных и магнитных частиц в зоне извлечения последних из потока. Динамическое сопротивление среды приводит к вымыванию илов из флокул при перемещении магнитной фракции барабаном.

Исследования на мокрых сепараторах рекомендуется проводить с использованием установки конструкции ДГИ для подготовки, подачи, плавной регулировки расхода и размагничивания пульпы в замкнутом цикле (рис. 3). В емкости 1 прямолопастной турбинной обеспечивается интенсивное перемешивание пульпы с одновременным созданием давления для ее подъема к формирователю потока 7. Регулировка расхода подаваемой на сепаратор 5 пульпы осуществляется поворотной зигзагообразной делительной перегородкой 8. Продукты сепарации возвращаются в

емкость через желоб 2. Для сохранения минерального состава исходного материала проба продуктов сепарации должна отбираться за одинаковый промежуток времени.

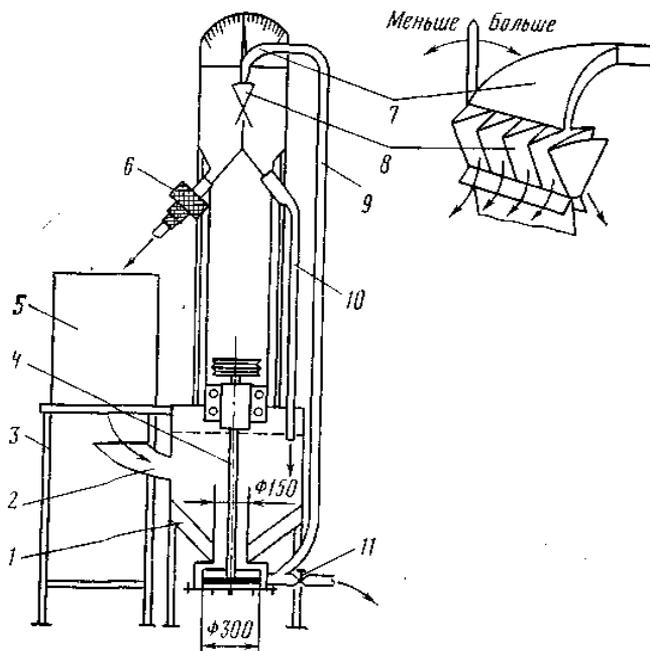


Рис. 3. Схема установки конструкции ДГИ для исследований лабораторных сепараторов мокрого обогащения в замкнутом цикле: 1- цилиндро-коническая емкость подготовки пульпы с успокоительными ребрами; 2 — желоб возврата продуктов; 3 - стол установки испытуемых аппаратов; 4 – вал насоса с турбинкой с прямыми лопатками; 5 - испытуемый аппарат; 6 - размагничивающий аппарат; 7 - формирователь потока; 8 — пульподелитель для плавной регулировки подачи питания с сохранением минерального и гранулометрического состава исходного продукта; 9 - труба подачи питания; 10 - труба возврата; 11- кран слива

При отсутствии установки для подготовки и дозирования пульпы возможно использование механической мешалки или ёмкости (не менее 10 л) с конусным днищем, патрубком в нем с калиброванным отверстием (жиклером) или пробковым краном для регулирования расхода пульпы.

Для опытов используется модернизированный лабораторный сепаратор с электромагнитной системой чередующейся полярности типа 120Т-У42 (237-СЭ) со съёмными ваннами, обеспечивающими прямо-, противо- и полупротивоточный режимы его работы (или различные сепараторы с указанными режимами).

**Оборудование и материалы.** Лабораторные сепараторы для сильномагнитных руд типа 120Т-У42 (237-СЭ): магнитные анализаторы: трубчатый 25Т-СЭМ и с пульсирующим магнитным полем конструкции ГМУО; пробы измельченной (—1,0; —0,5; —0,1 или —0,074 мм) сильномагнитной руды; сушильный шкаф; емкости для отбора, обезвоживания, сушки и разделки проб продуктов (ведра, тазы, миски); весы лабораторные с разновесами; установка конструкции ДГИ для подготовки и дозированной подачи пульпы (рис. 3) или мешалка.

**Методика проведения работы.** 1. Подготовить установку ДП! и сепаратор к работе: подключить шланг подачи исходного питания к сепаратору, установить сепаратор таким образом, чтобы продукты сепарации сливались в приемный желоб 2 (рис. 3), залить в емкость 1 объем воды, обеспечивающий для принятой массы пробы необходимое отношение Т:Ж=1:3 (1 :4).

2. Рукоятку пульподелителя установить в положение нулевой подачи питания на сепаратор, включить двигатель насоса-мешалки 4, загрузить исходную пробу руды в емкость 1.

3. Включить питание размагничивающего аппарата 6, привода сепаратора 5 и установить ток подмагничивания электромагнитной системы сепаратора.

4. Перемещением рукоятки пульподелителя 8 отрегулировать подачу исходного питания на сепаратор и за равные промежутки времени (или одновременно) отобрать пробы продуктов сепарации.

5. Установить нулевую подачу исходного питания, изменить режим работы сепаратора (напряженность магнитного поля, сменить ванну сепаратора или положение магнитной системы) и повторить опыт.

6. Продукты сепарации после отстоя и декантации излишней воды (отсифонивания с помощью резинового шланга) подвергнуть магнитному анализу, сушке, взвешиванию фракций магнитного анализа. Результаты опытов занести в таблицы, в которых отразить режимы работы сепаратора, напряженность его магнитного поля, массы и выхода продуктов, их качество и извлечение в них магнитной фракции.

Отчет по работе должен содержать: краткое описание и эскиз установки и сепаратора, методику проведения работы, таблицы режимов работы сепаратора и результатов сепарации, графики зависимостей между параметрами сепарации и ее результатами, выводы по оптимальным параметрам и рациональном месте

установки сепаратора с данным режимом в технологической схеме.

**Устройство анализаторов и магнитный анализ продуктов.**

Мокрый магнитный анализ измельченных сильномагнитных руд и продуктов их сепарации производят на анализаторах типа 25Т-СЭ и конструкции

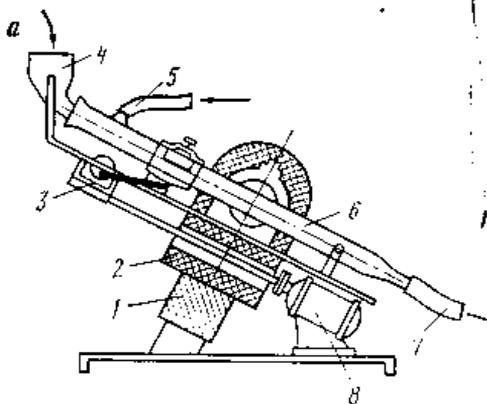


Рис. 4. Мокрые анализаторы измельченных сильномагнитных руд:  
*a* — типа 25Т-СЭ: 1 — сердечник; 2 — обмотки электромагнитной системы (ЭМС); 3 — механизм привода трубки; 4 — приемное устройство (воронка); 5 — шланг подачи воды; 6 — трубка; 7 — сливной шланг; 8 — электродвигатель:

Гипромашуглеобогащения с пульсирующим магнитным полем. Анализатор 25Т-СЭ состоит из сердечника и обмоток замкнутой электромагнитной системы с конусными полюсными наконечниками, между которыми с помощью электродвигателя и кривошипно-шатунного механизма вращательно-возвратно-поступательно движется стеклянная трубка (рис. 4, а). В трубку подают промывочную воду, расход которой регулируется по I установленному сливу через шланг удаления продуктов. Уровень воды в трубке поддерживается выше полюсных наконечников. Анализируемую пробу (масса не более 20 г) смачивают в стаканчике, постепенно заливают в трубку через приемное устройство и грушей вымывают из стаканчика при этом сливной шланг направляют в емкость для сбора немагнитной фракции.

Магнитная фракция при напряженности установленной током электромагнитной системы притягивается к стенкам трубки у полюсов. Сложное движение трубки способствует вымыванию немагнитных частиц из флокул. Анализ продолжают до получения чистой сточной воды в нижней части трубки, после чего сливной шланг переносят в емкость для сбора магнитной фракции и выключают ток электромагнитной системы. Подачу воды прекращают после полного смыва магнитной фракции. Полученные продукты отстаивают, воду декантируют, продукты высушивают и взвешивают.

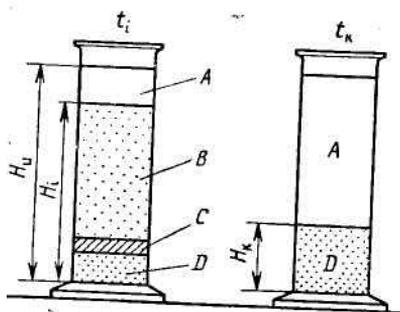
## ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 7

### **ИССЛЕДОВАНИЕ СГУЩЕНИЯ ПУЛЬПЫ И ОСВЕТЛЕНИЯ ШЛАМОВЫХ ВОД ПОД ВОЗДЕЙСТВИЕМ КОАГУЛЯНТОВ И ФЛОКУЛЯНТОВ.**

**Цель работы.** Определение влияния концентрации твердых частиц в пульпе, коагулянтов и флокулянтов на процесс сгущения. Определение удельной площади сгущения, эффективности действия коагулянтов и флокулянтов.

**Краткие теоретические сведения.** Сгущением называется процесс осаждения твердой фазы и выделения жидкой фазы из пульпы. При сгущении получают два продукта: сгущенный, с концентрацией твердых частиц выше, чем в исходном питании, и слив. Если основная цель получения сгущенного продукта с максимально возможной концентрацией твердой фазы, то такой

Рис. 5. Процесс сгущения пульпы в мерном цилиндре:  
I – промежуточное положение;  $t_k$  – критическая точка



процесс называют обычно сгущением, если основная цель — получение слива с минимальной концентрацией твердых частиц, то называют осветлением.

Сгущение пульпы и осветление шламовых вод является сложной операцией вследствие высокой дисперсности твердой фазы. Для ускорения осаждения твердых частиц в пульпу добавляют специальные химические вещества (реагенты), которые способствуют агрегации твердых частиц. Агрегирование может происходить за счет коагуляции – укрупнения частиц под действием молекулярных сил сцепления и уменьшения сил отталкивания и флокуляции – укрупнения в результате гидрофобизации поверхности частиц.

В качестве реагентов-коагуляторов применяют: известь, крахмал, едкий натр, хлорное железо, квасцы. Для флокуляции применяют высокомолекулярные углеводородные соединения: полиакриламид (ПАА), «Метас», «Комета», гипан, поли-флоки и др.

Одним из методов изучения процесса сгущения, определения требуемой удельной поверхности сгущения — наблюдение за осаждением твердых частиц пульпы в стеклянном цилиндре (рис. 5). В начальный период осаждения частиц в цилиндре наблюдаются увеличение зоны осветленной жидкости *A* и уменьшение объема сгущенной пульпы, состоящего из зон осаждения твердых частиц *B*, переходной *C* и накопления и уплотнений осадка *D*. По истечению некоторого времени зоны *B* и *C* исчезают, а зона *A* соприкасается с зоной *D*. Положение поверхности раздела в этот момент времени называют критической точкой, а время осаждения соответственно критическим  $t_k$ . Дальнейшее перемещение раздела зон *A* и *D* будет замедленным и происходит в результате уплотнения осадка.

**Оборудование и материалы.** На каждом рабочем месте должны быть: исходный материал (полевой шпат) или угольный шлам, руда, хвосты флотации рудных и угольных пульп) крупностью 70% класса—0,074 мм массой 600—800 г, коагулянты (1%-е растворы извести, алюминиевых квасцов, железного купороса); флокулянт (раствор ПАА, концентрацией 0,1%), мерные цилиндры объемом 250 (500) мл — 8 шт., технические весы и разновесы, бюретки (на 20—25 мл)—3 шт., секундомер.

**Порядок проведения работы.** Каждая подгруппа студентов выполняет пять опытов осаждения на одном из исходных материалов с заданным разжижением  $R_n$  (Ж:Т) 20:1, 10:1, 5:1, 1:1, 1:2, три опыта осаждения с применением реагентов для агрегации при одном разжижении, принятом в предыдущих опытах. Варианты применения реагентов могут быть различны.

Рекомендуемые варианты исследований:

коагулянт известь (или алюминиевые квасцы, железный купорос) с удельным расходом 0, 75, 1500, 2500 г/г. Флокулянт ПАА с удельным расходом 0, 40, 80, 120 г/г.

Коагулянты известь—1500 (2500) г/т, алюминиевые квасцы 1500 (2500) г/т, флокулянт ПАА 40 (80) г/т и другие сочетания.

Каждый опыт I серии ведут в следующей последовательности. По известным  $R_n$  и объему цилиндров  $V_n$  определяют массу исходных навесок  $Q$  (г) по формуле

$$Q = V_n \delta / (\delta R_n + 1) \quad (5)$$

где  $V_n$  — объем исходной пульпы,  $\text{см}^3$ ,  $\delta$  — плотность зерен исходного материала,  $\text{г/см}^3$ .

Навеску исходной пробы засыпают в мерный цилиндр, в который доливают воду до заданного объема. Приготовленную пульпу тщательно перемешивают, после чего начинают вести наблюдение в течение времени  $t_i$  за нижней границей осветленного раствора  $H_i$ . Примерные периоды времени 0,5; 1, 2, 4, 8 мин и т. Д. до прекращения осаждения твердой фазы в цилиндре. В процессе опыта желательно зафиксировать время достижения уровня критической точки. Данные измерений заносят в табл. 7

Для опытов II серии (с применением реагентов) определяют требуемые объемы растворов применяемых реагентов по формуле:

$$V_p = Qg10^{-4}/C \quad (6)$$

где  $g$  — удельный расход реагента, г/т;  $C$  — концентрация раствора реагента, %;  $Q$  — масса исходной навески, г.

В подготовленную в цилиндре пульпу, перемешивая,вливают с помощью бюретки требуемый объем раствора реагента и далее аналогично описанному опыту ведут наблюдение. Данные измерений заносят в табл. 8. В эту же таблицу переносят данные наблюдений из табл. 7 для опыта с аналогичным разжижением, что и для опытов с применением реагентов.

Таблица 7

**Результаты сгущения пульпы без агрегации частиц (состав пульпы: руда 70% класса —0,074 мм)**

Время от начала наблюдений $t$ , мин	№ опыта (условия опыта)								
	1( $R_{и=}$ )			2( $R_{и=}$ )					
	$H_i$ , см	$V_i$ , см <sup>3</sup>	$R_i$	$H_i$ , см	$V_i$ , см <sup>3</sup>	$R_i$			
0 0,5 1 2 и т. д.									
Время от начала наблюдений $t$ , мин	№ опыта (условия опыта)								
	3( $R_{и=}$ )			4( $R_{и=}$ )			5( $R_{и=}$ )		
	$H_i$ , см	$V_i$ , см <sup>3</sup>	$R_i$	$H_i$ , см	$V_i$ , см <sup>3</sup>	$R_i$	$H_i$ , см	$V_i$ , см <sup>3</sup>	$R_i$
0 0,5 1 2 и т. д.									

**Обработка и оформление полученных результатов.** Для каждой точки измерения в опыте рассчитывают  $R_i$  в сгущенном продукте по формуле:

$$R_i = (V_i \delta - Q) / (Q \delta) \quad (7)$$

где  $V_i$  — объем зоны сгущения пульпы, к данному моменту времени  $t_i$ , см<sup>3</sup>.

На основании данных табл. 6 строят графические зависимости изменения границы раздела осветленной жидкости от времени  $H = f(t)$  (рис. 6, а), разжижения сгущенного продукта от времени  $R = f(t)$  (рис. 6, б). Аналогичные зависимости строят отдельно и для серии опытов с применением реагентов (по данным табл. 8).

На каждой кривой сгущения отмечают положение критической точки  $H_k, t_k$  (если ее положение удалось зафиксировать в процессе опыта) или определяют ее положение по методу Телмеджа и Фитча. Пример определения приведен на рис. 6, а (кривая 1). Прямые, характеризующие зоны осаждения  $AL$  и сжатия осадка  $DC$ , продлеваются до взаимного пересечения; из точки пересечения  $B$  проводится биссектриса  $BK$  угла  $ABC$  до кривой осаждения. Точка  $K$  является критической.

Необходимую удельную площадь сгущения для условий каждого опыта определяют по формуле:

$$f = (R_{и} - R_{к}) / v_{к} \quad (8)$$

где  $f$  — удельная площадь сгущения, м<sup>2</sup>/(г\*сут);  $R_{и}, R_{к}$  — разжижение соответственно исходной пульпы и в момент окончания осаждения частиц, м<sup>3</sup>/г;  $v_{к}$  — средняя скорость сгущения (осветления) пульпы для критической точки, м/сут. Скорость осаждения пульпы рассчитывают по формуле:

$$v_{к} = 1440 H_p / t_k \quad (9)$$

Таблица 8

**Результаты сгущения пульпы с применением коагулянтов (флокулянтов)  
(состав пульпы: руда 70% кл. — 0,074 мм)**

Время от начала наблюдения $t$ , мин	№ опыта (условия опыта)					
	3 (1,2,4,5) ( $g = 0$ )			6(ПАА, $g =$ )		
	$H_i$ , см	$V_i$ см <sup>3</sup>	$R_i$	$H_i$ , см	$V_i$ см <sup>3</sup>	$R_i$
0 0,5 1,0 1,5 и т. Д.						
Время от начала наблюдения $t$ , мин	№ опыта (условия опыта)					
	7(ПАА, $g =$ )			8(ПАА, $g =$ )		
	$H_i$ , см	$V_i$ см <sup>3</sup>	$R_i$	$H_i$ , см	$V_i$ см <sup>3</sup>	$R_i$
0 0,5 1,0 1,5 и т. Д.						

Рис. 6. Зависимость изменения границы раздела осветленной жидкости (а) и разжижения сгущенного продукта (б) от времени

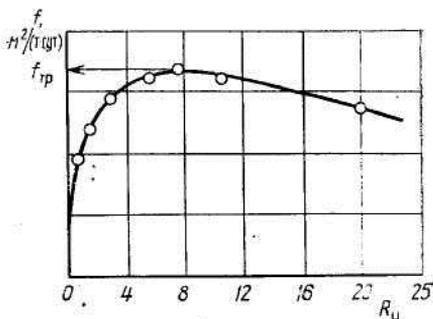
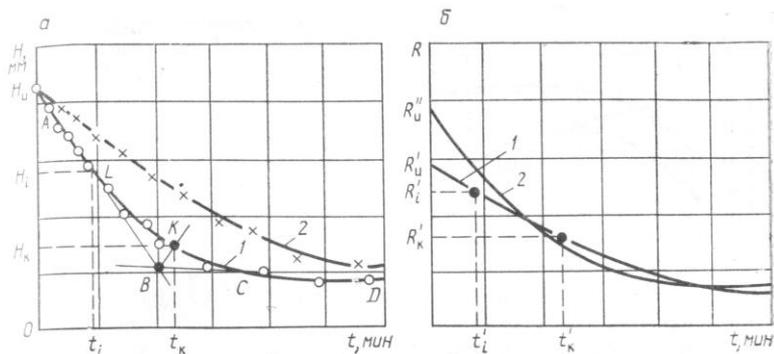


Рис. 7. Зависимость удельной площади сгущения от исходного разжижения суспензии

где  $H_p = H_u - H_k$  — высота осветленного раствора, м;  $t_k$  — время осаждения до критической точки, мин.

Строят график зависимости удельной площади сгущения от исходного разжижения суспензии (рис. 7) (по данным пяти опытов I серии). Максимальное значение удельной площади, определенное

по графику, соответствует концентрации суспензии с минимальной пропускной способностью и представляет собой требуемую удельную площадь для сгущения данного состава пульпы.

По данным II серии опытов определяют эффективность действия коагулянтов и флокулянтов по формуле

$$\mathcal{E} = (v_{к.ф} - v_{к.г}) / v_{к.г}, \quad (10)$$

где  $\mathcal{E}$  — критерий эффективности действия коагулянтов и флокулянтов, т/г;  $v_{к.ф}$ ,  $v_{к.г}$  — средние скорости сгущения (осветления) пульпы для критической точки соответственно флокулированных (коагулированных) и нефлокулированных частиц, м/сут;  $g$  — расход флокулянта или коагулянта, г/т.

Зависимости изменения удельных площадей сгущения, эффективности и разрыхления осадка  $R_k$  от режимов флокуляции (коагуляции) оформляются графически. Общий вид таких зависимостей (для примера  $f = F(g)$ ;  $\mathcal{E} = F(g)$ ;  $R_k = r(g)$ ) приведен на рис. 8.

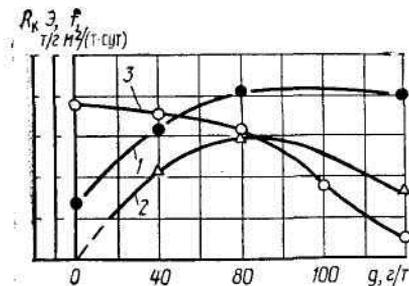


Рис. 8. Влияние расхода ПАА (пример) на результаты сгущения:

1-  $f = F(g)$ , 2-  $\mathcal{E} = P(g)$ ; 3-  $R_k = F(g)$

На основании сопоставления данных опытов делают выводы по закономерностям процесса для различных условий сгущения.

Список литературы:

1. В.Н. Шохин, А.Г. Лопатин «Гравитационные методы обогащения» М.: Недра, 1991г.
2. Б.В. Кизевальтер «Теоретические основы гравитационных процессов» -М.: Недра, 1980г.
3. Н.А.Самылин, А.А.Золотко, В.В. Починок. «Отсадка»- М.: - Недра 1995г
4. А.А. Абрамов «Флотационные методы обогащения» - М.: Недра, 2001г.
5. В.А.Глембоцкий, В.И. Классен «Флотационные методы обогащения»- М.: Недра, 1995г.
6. С.И. Митрофанов, Л.А. Барский, В.Д. Самыгин. «Исследование полезных ископаемых на обогатимость» М.: -Недра 1991г.
7. Богданова О.С. Теория и технология флотации руд. М.: Недра, 1992.