

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

**ТАШКЕНТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ
имени АБУ РАЙХАНА БЕРУНИ**

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
по выполнению лабораторных работ по курсу «Исследование
на обогатимость» для магистров специальности
5A540205 «Обогащение полезных ископаемых»**

Ташкент - 2006

Составитель: к.т.н. доц. Умарова И.К.

Методические указания содержат 10 лабораторных работ по основным разделам курса «Исследование на обогатимость». В них приведены основные методики исследований на обогатимость руд цветных и черных металлов.

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: Попов Е.Л.
Валиев Х.Р.

Курс «Исследование на обогатимость», изучающих оценки обогатимости различных руд, стадии исследования, методы отбора проб гранулометрические анализы, фракционный анализ, распределение продуктов по фракциям, определение физических свойств минералов, также определение технологических показателей обогащения. Курс «Исследование на обогатимость» является дисциплиной специальности для магистров специальности 5A540205 «Обогащение полезных ископаемых».

В пособии 10 работ, каждая работа рассчитана на 2 часа. Выполнения нижеследующих лабораторных работ помогает магистрам овладеть методикой исследования различных процессов обогащения, техникой обработки экспериментальных данных.

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 δ , одна из основных характеристик тела (вещества), равная пределу отношения массы Δm элемента тела к его объему ΔV 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 - $\text{кг}/\text{м}^3$.

Удельный вес - физическая величина ρ , равная пределу отношения силы тяжести ΔP элемента тела к его объему ΔV при $\Delta V \rightarrow 0$: $\rho = \lim_{\Delta V \rightarrow 0} \Delta P / \Delta V = dP / dV$. Удельный вес ρ и

плотность δ связаны соотношением $\rho = \delta g$, где g - это масса в единице объема абсолютно сухого вещества полезного

ископаемого при данной плотности. Единицы удельного веса в СИ - $\text{Н}/\text{м}^3$ удельный объем плотности $\text{кг}/\text{м}^3$.

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

Насыпная плотность δ_n - масса единицы объема разрыхленной горной породы в ее естественном состоянии:

$$\delta_n = \delta / K_p, (1)$$

где K_p - коэффициент разрыхления, доли ед. Единица насыпной массы в СИ - $\text{кг}/\text{м}^3$.

Коэффициент разрыхления определяется из соотношения:

$$K_p = V_p / V_u (2)$$

где V_p и V_u - объем соответственно разрыхленной и горной массы в целике, м^3 .

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

$$\delta = (A - B) / [(C + A) - (D + B)], \quad (3)$$

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

Знаменатель формулы (3) 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 δ определяется как среднее арифметическое значение из плотностей двух смежных жидкостей при условии $\Delta_i < \delta < \Delta_{i+1}$:

$$\delta = (\Delta_i + \Delta_{i+1})/2 \quad (4)$$

где Δ_i - и Δ_{i+1} ,— плотности растворов тяжелой жидкости, в которых минеральное зерно тонет и всплывает, кг/м³.

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	δ , кг/м ³		δ_n , кг/м ³	Кр	П, %	p , Н/м ³	δ_0 , Н/м ³	V_i , м ³ /кг
	по пик-нометру	по погружению в тяжелую жидкость						
1	2	3	4	5	6	7	8	9

Уголь Порода угольная Кварц Магнетитовый кварцит								
--	--	--	--	--	--	--	--	--

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Марганцевая руда Россыпь песков редких металлов Серная руда								

Насыпную плотность рассчитывают по формуле:

$$\delta_n = (m_i - m_{ц}) / V_i \quad (5)$$

где m_i и $m_{ц}$ — масса цилиндра с полезным ископаемым и цилиндра, кг; V_i — занимаемый объем полезным ископаемым, м³.

Коэффициент разрыхления определяют расчетным путем

$$K_p = \delta / \delta_n \quad (6)$$

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 - по формуле:

$$\delta = \sum_1^n V_M \delta_M,$$

где n — число минералов, входящих в полезное ископаемое; V_M , δ_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 ВЛИЯНИЯ СОСТАВА И РАСХОДА СОБИРАТЕЛЯ НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ

Цель работы. Ознакомление с наиболее часто применяемыми в практике флотации собирателями.

Теоретические сведения. Собирателями, или коллекторами, называют флотационные реагенты, закрепляющиеся на поверхности минералов и усиливающие её гидрофобность (несмачиваемость). Из многочисленных собирателей наиболее часто в практике флотации применяют: аполярные вещества, например, керосин для флотации природногидрофобных минералов; гетерополярные анионные собиратели, например, ксантогенаты для флотации сульфидных минералов, жирные кислоты и их мыла для флотации несulfидных минералов, не содержащих кремнезема;

катионные собиратели для флотации силикатов и растворимых солей.

Оборудование и материалы:

- лабораторная флотомашина с камерами 0,3-0,5л;
- комплекты посуды для приготовления пульпы и сбора продуктов флотации;
- технические и аналитические весы с разновесами;
- различные минералы узких классов крупности –0,125мм; 0,125-0,4мм; кварц крупностью 0,18-0,4мм, масса пробы 200-250 гр;
- флотореагенты: керосин, бутиловый ксантогенат, олеат натрия.

Порядок проведения работы. Каждая подгруппа студентов выполняют исследования с одним определенным минералом, но с одинаковыми остальными условиями флотации. В серию опытов входят исследования по влиянию расхода реагента.

Опыты по влиянию расхода реагента на флотируемость минерала проводят в лабораторной флотомашине. Для каждого опыта готовят навески искусственной смеси с заданным содержанием исследуемого минерала узкого класса крупности (0,125-0,4мм). Готовят пульпу из каждой навески следующим образом:

1. Для этого исходную навеску помещают 0,5-2 литровую кружку и заливают водой до объема равного 0,5-0,7 необходимого рабочего объема пульпы. Замачивают её в воде в течение 15-20 минут. Замоченную пробу переводят в камеру флотомашины, смывая оставшиеся частицы в кружке водой из промывалки или резиновой грушей. Добавляют воду в камеру до риски, соответствующей рабочему уровню пульпы.

2. Для минералов хорошо смачиваемых водой, пульпу приготавливают непосредственно в камере флотомашины. Для этого заполняют камеру водой на высоту 0,5-

0,7 её объёма, включают привод импеллера при закрытых вентилях подачи воздуха. Небольшими порциями засыпают исходную навеску в камеру и после полного её перемешивания останавливают привод импеллера. Доливают в камеру воды до риски рабочего уровня пульпы.

Проводят четыре опыта с различными удельными расходами реагента. Включают привод импеллера при закрытых вентилях подачи воздуха и вводят необходимый объем флотореагентов в начале и в конце необходимого контактирования, т.е. сначала собиратель, а затем пенообразователь.

По истечении времени контактирования медленно открывают вентили подачи воздуха и устанавливают заданный расход воздуха. Включают привод пеногонов и секундомер. Гидроаэрационные условия в каждой серии для всех опытов поддерживаются одинаковыми. Пенный продукт собирается в различные емкости отдельно для каждого опыта.

По истечении заданного времени флотации останавливают привод импеллера, ход секундомера. В специальную ёмкость сливают отфлотируемую пульпу из камеры, смывая при этом остатки минеральных частиц в камере.

Пробы камерного и пенных продуктов, после предварительной декантации воды, высушивают в сушильном шкафу и взвешивают.

Все проводимые опыты заносят в таблицу 2.

Таблица 2

№ опыта	Флотируемый минерал	Постоянные опыта для минералов в серии				Удельный расход собирателя в опытах, q_p , г/т		
		Т, г/т	Сорбитель	Время, мин		1	2	3
				Контакт ирвани я, t_k	Флотац ии, t_f			

Графит	175	Керосин					
Галенит	175	Бутиловый ксантогенат					
Халькопирит	175	Бутиловый ксантогенат					

Обработка результатов: Студенты заполняют таблицу, в порядке выполнения работы.

Показатели обогащения определяются по формулам:

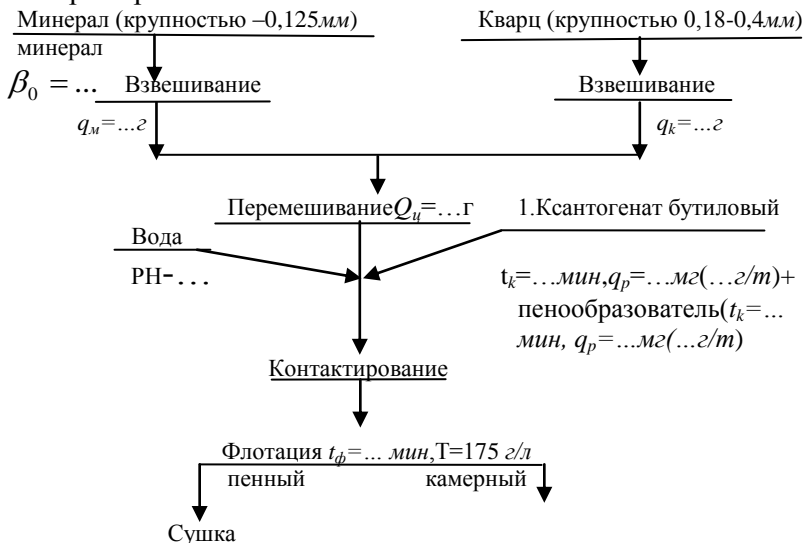
$$\gamma = 10^2 Q_k / Q_u$$

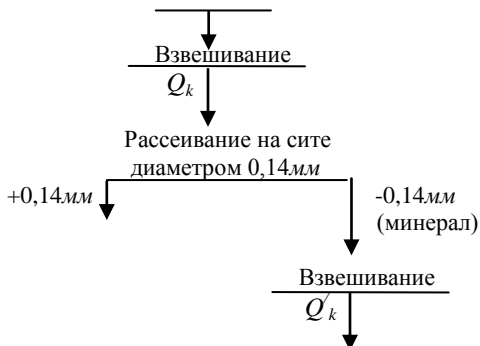
$$\beta = 10^2 Q'_k / Q_k$$

$$\varepsilon = \gamma\beta / \beta_u$$

Для всех проводимых опытов построить режимные карты схемы рис.1:

Например:





ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №3

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ РАЗЛИЧНЫХ ЗНАЧЕНИЙ pH НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ

Цель работы. Изучение влияния pH пульпы на флотуемость минералов.

Теоретические сведения. Регуляторы среды воздействуют на жидкую фазу флотационной пульпы. С их помощью регулируется pH жидкой фазы пульпы, снижается содержание в пульпе ионов, нарушающих ход флотации, диспергируются или коагулируются шламы, затрудняющие флотацию минералов. Для кислых сред $\text{pH} < 7$, а для щелочных $\text{pH} > 7$. От концентрации водородных ионов (величины pH) в пульпе зависит гидратированность поверхности минералов, устойчивость и эффективность действия многих реагентов, т.е. зависят результаты флотации. Для этого систематически контролируют pH жидкой фазы пульпы и заданную щелочность поддерживают добавкой реагентов. Для создания кислой среды применяют серную кислоту, а для создания щелочной – известь, соду, реже едкий или сернистый натрий.

Порядок выполнения. Опыты по влиянию pH пульпы на показатели флотации проводят на лабораторной флотомашине с камерой объемом 0,3-0,5л, согласно методике проведенной в

лабораторной работе №1, готовят пульпу. Для опытов используют искусственные смеси различных минералов с кварцем. Во всех опытах крупность минералов менее 0,125 мм, крупность зерен кварца – 0,18 – 0,4мм.

Проводят три опыта с одинаковыми режимными условиями, но с различными рН пульпы. В одном опыте используют водопроводную воду, в двух других водопроводную воду, но с измененным рН за счет подкисления и подщелачивания. Для этого при помощи лакмусовой бумаги определяется рН водопроводной воды, затем с помощью ввода кислоты H_2SO_4 или щелочи $NaOH$ приготавливают для каждой серии опытов по 1,5-2 литра воды отличающейся от водопроводной на $\pm (1,8-2,2)$ рН и на этой воде проводят соответствующие опыты флотации.

В таблице 2 заданы условия флотации.

Таблица3

№ опыта	Флотируемый минерал, содержание $\beta_0, \%$	Раздел яемая смесь	Постоянные опыта в серии			рН в опытах			
			Т, г	Реагенты		1	2	3	
				Наименование	Удельный расход $q, \text{г/т}$				Время контактирования, $t_k, \text{с/т}$
1				Керосин	1000	5			
				Т-66	150	1			
2				Бутиловый,ксантогенат,	200	0,5			
				Т-66	60	1			
3				Олеат натрия	200	3			
				Т-66	60	1			

Время флотации во всех опытах $t_{\phi}=5$ мин.

Обработка результатов. Для всех опытов строится режимная карта схема опытов флотации для всех минералов при различных рН (аналогично лаб.№2 рис.1). Заполняются таблицы 3 и 4.

Расчетные показатели рассчитываются по формулам:

$$\begin{aligned} \gamma &= 10^2 Q_k / Q_u \\ \beta &= 10^2 Q'_k / Q_k \\ \varepsilon &= \gamma\beta / \beta_u \\ \varepsilon_n &= \gamma(100 - \beta) / (100 - \beta_u) \end{aligned} \quad (7)$$

где Q_u, Q_k, Q'_k - масса соответственно исходной навески, пенного продукта, зерен минерала в пенном продукте, гр.; β_u, β_0 - содержание минерала соответственно в исходной смеси и пенном продукте, %; γ - выход пенного продукта, %; $\varepsilon, \varepsilon_n$ - извлечение минерала и кварца в пенный продукт, %.

Таблица 4

№ серии, разделяемая смесь.	№ опыта	рН	Исх. продукт		Пенный продукт				$\beta_x, \%$	
			$Q_w, \text{г}$ p	Содержание материала β_u	Выход		Содержание минерала			$\varepsilon, \%$
					$Q_k, \text{г}$	$\gamma, \%$	$Q_{k, \text{г}}$ p	$\beta, \%$		
	1									

	2										
	3										

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №4

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ СОСТАВА И КОНЦЕНТРАЦИИ АКТИВАТОРА НА ПРОЦЕСС ФЛОТАЦИИ

Цель работы: Ознакомление с наиболее часто используемыми при флотации реагентами активаторами. Изучение влияния активаторов на флотируемость минерала.

Оборудование и материалы: флотационная машина с камерой объёмом (0,3-0,5 л), комплекты посуды для приготовления пульпы и сбора продуктов флотации, технические и аналитические весы, с разновесами, различные минералы классов крупности –0,125мм, кварц крупностью 0,18-0,4мм массой по 200-250гр, флотационные реагенты: известь, серная кислота, медный купорос, бутиловый ксантогенат, олеат натрия, Т-66.

Порядок проведения: каждая подгруппа студентов выполняет одну серию опытов, рекомендуемые варианты которых приведены в таблице 5:

Таблица 5

№	Разделяемая смесь(содержани	Т, г/л	Собиратель,пенообразователь			Условия активации		
			наименован	удельный расход	время контакт	Известь	H_2SO_4	$CuSO_4 \cdot 5H_2O$

	е мин.) $\beta_0, \%$		ие	$q_p, \text{г/т}$	тирова ния $t_{\text{к}}, \text{мин}$	q_a г/т	t_k мин	q_a г/т	t_k мин	q_a г/т	t_k мин
1	2		4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	Кварц (100)	20	Олеа т натр ия								

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
2	Пирит (20) кварц (80)	150	Бут. ксанто генат, Т-66								
3	Сфалерит (10) кварц (90)	150	Бут. ксанто генат								

Первая серия опытов предусматривает исследование влияния концентрации активатора CuSO_4 на флотуемость кварца. Опыты проводят во флотомашине, порядок проведения опыта и приготовления пульпы описан в лабораторной работе №2.

Вторая серия опытов предусматривает исследование влияния концентрации серной кислоты на показатели флотации пульпы из искусственной смеси: пирит – кварц, предварительно обработанной известью.

В третьей стадии опытов исследуют влияние концентрации активатора CuSO_4 на показатели флотации пульпы из искусственной смеси: сфалерит – кварц.

Подученные пенные продукты всех опытов сушат, взвешивают и получают значения Q_k , затем пенный продукт рассеивают на сите, продукт со знаком минус и есть концентрат, его взвешивают и получают Q'_k .

Перед выполнением исследований на основании таблицы, составленной самими студентами (таб. 4) и подготовленных расчетов масс навесок, расходов реагентов, составляют соответствующую режимную карту – схему опытов флотации рис.1 аналогично тому, что было в лабораторной работе № 2.

Обработка результатов: результаты опытов заносят в таблице 6:

Таблица 6

№ серии, разделя емая смесь	№ опыта	Исходный продукт		Пенный продукт				$\varepsilon, \%$	$\beta_x, \%$	
		Q_u	Содержание минерала		Выход		Содержание минерала			
			$q_m, \%$	$\beta_0, \%$	$Q_k, \%$	$\gamma, \%$	$Q_{kx}, \%$			$\beta, \%$

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №5

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ ПОДАВИТЕЛЯ НА РЕЗУЛЬТАТЫ ФЛОТАЦИИ

Цель работы: Ознакомление с наиболее часто используемыми при флотации реагентами подавителями. Изучение влияния подавителей на флотируемость минерала.

Теоретические сведения. *Подавителями* являются флотационные реагенты, уменьшающие гидрофобность поверхности минералов или препятствующие ее увеличению. Применение подавителей позволяет повысить селективность разделения минералов с близкими флотационными свойствами. Механизм действия подавителей заключается в растворении пленок собирателя с поверхности минерала, либо увеличении гидрофобности поверхности минералов без растворения собирателя. Наиболее широко в качестве подавителей применяют цианиды, цинковый купорос, серноокислый натрий, жидкое стекло, крахмал, карбоксилметилцеллюлозу (КМЦ).

Оборудование и материалы. Лабораторная флотационная машина с камерой объемом 0,3 – 0,5 л; комплект посуды для приготовления пульпы и сбора продуктов флотации; технические весы и разновесы; различные минералы классов крупности – 0,125 мм; кварц крупностью 0,18 – 0,4 мм массой по 200 – 250 гр; флотационные реагенты : хромпик, жидкое стекло, сернистый натрий, бутиловый ксантогенат, олеат натрия, Т-66.

Порядок проведения работы. Каждая подгруппа студентов выполняет одну серию опытов, рекомендуемые варианты которых приведены в табл.7.

В первой и второй сериях опытов исследуется влияние концентрации подавителя на технологические показатели флотации: хромпика на флотацию пульпы из искусственной смеси галенит – кварц, жидкого стекла на флотацию пульпы из искусственной смеси кальцит – кварц.

Порядок проведения каждого опыта, составление режимной карты – схемы и обработка результатов аналогичны методикам, проведенным в работах №2 и №3 рис.1.

В третьей серии опытов изучают влияние расхода сернистого натрия на время подавления, которое изменяется с момента подачи воздуха во флотомашину до момента начала образования минерализованной пены. Продукты флотации не подвергаются анализу. В опытах всех серий подавитель загружают перед подачей собирателя. Порядок проведения каждого опыта, составление режимной карты – схемы аналогичны предыдущим сериям опытов.

Обработка и оформление полученных результатов. Результаты опытов первой и второй серии опытов заносят в таблицы, аналогичные таблице 3 (переменные параметры – расходы хромпика или жидкого стекла). Эффективность действия подавителей оценивают по качественно – количественным показателям $(\gamma, \rho, \varepsilon)$, коэффициентам эффективности η и селективности. Строят графики зависимости ε, η, c от удельного расхода подавителя q_d .

Результаты опытов третьей серии представляют в виде табл.8, на основе которой строят график зависимости изменения времени подавления t от удельного расхода подавителя q_d . Делают выводы о характере действия подавителей при изменении их концентраций.

Таблица 7

Варианты серий опытов флотации при различных условиях депрессирования минералов во всех опытах первой и второй серий (время флотации $t_{\phi}=5$ мин)

№ серии	Разделяемая смесь (содержание минерала, $\beta_0, \%$)	T, $^{\circ}C$	Собиратель, пенообразователь			Подавитель			
			Наименование	Удельный расход, $g_p, \text{л/л}$	Время контактирования $t_{к-мин}$	Наименование	№ опыта	Удельный расход, $q_d, \text{л/т}$	Время контактирования $t_k, \text{мин}$
1	Галенит (10) Кварц(90)	175	Бутиловый ксантогенат, Т-66	200 60	0,5 1	Хромпик	1.1	0	—
							1.2	1000	1
							1.3	2500	1
2	Кальцит (25) Кварц (75)	175	Олеат натрия, Т-66	200 60	3 1	Жидкое стекло	2.1	0	—
							2.2	1000	1
							2.3	5000	1
3	Галенит (10) Кварц(90)	175	Бутиловый ксантогенат, Т-66	200 60	0,5 1	Сернистый натрий	3.1	0	—
							3.2	750	1
							3.3	1000	1
							3.4	2000	1
							3.5	3000	1

Таблица 8

Результаты опытов флотации искусственной смеси галенит – кварц при различной концентрации подавителя
 (Постоянные опытов: $T = 2/л$; собиратель – $g_p = 2/м$; $t_k = 2/мин$; пенообразователь $g_p = 2/л$, $t_k = 2/мин$)

Параметры	№ опыта в серии				
	3.1	3.2	3.3	3.4	3.5
Расход подавителя, $q_d, г/м$	0	750	1000	2000	3000
Время подавления $t, мин$					

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №6

ИЗУЧЕНИЕ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ НА КОНЦЕНТРАЦИОННОМ СТОЛЕ

Цель работы: Ознакомление с принципом работы концентрационного стола и разделение минеральных частиц по плотности и крупности.

Общие сведения. Разделение минералов полезных ископаемых на концентрационном столе является гравитационным процессом обогащения. Минералы разделяются в потоке воды малой толщины, текущей по наклонной плоскости.

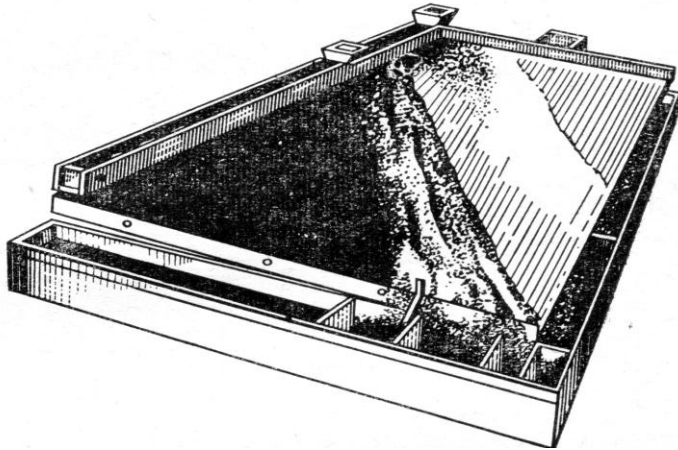


Рис.2. Схема распределения зерен минералов на деке концентрационного стола

Основные отличительные особенности концентрационного стола – наличие рифлей на рабочей поверхности (деке), образующих ряд параллельных каналов (желобков), сообщение деке асимметричных возвратно – поступательных движений, перпендикулярных линий и параллельных направлению каналов (желобков). В результате асимметричных движений дека движется с переменным ускорением при прямом и обратном ходе.

На минеральные зерна, находящиеся на деке стола, действуют силы тяжести, смывающей воды, инерции и трения о поверхность. Равнодействующая сила для минеральных зерен с различными коэффициентами трения и различными плотностями направлена под разными углами (рис.2) и зерна будут двигаться по разным траекториям, образуя веер зерен, однородных по плотности. Критическое ускорение зерна зависит от плотности и коэффициента трения.

Зерна разной плотности, находящиеся на деке концентрационного стола, движутся равномерно и с неодинаковыми начальными ускорениями по разным траекториям (диагональным) и расслаиваются. При движении в межрифельных каналах их минеральные зерна разрыхляются, разделяются по плотностям и избирательно транспортируются в зависимости от их плотности, формы, коэффициента трения, крупности.

Концентрационные столы нашли применение при обогащении редкометальных, вольфрамовых, оловянных, золотосодержащих руд крупностью зерен от 0,04 до 3мм.

Стол обеспечивает большое извлечение полезных (тяжелых) минералов, незначительные их потери в отходах производства, высокую степень концентрации. Однако концентрационные столы имеют относительно низкую удельную производительность.

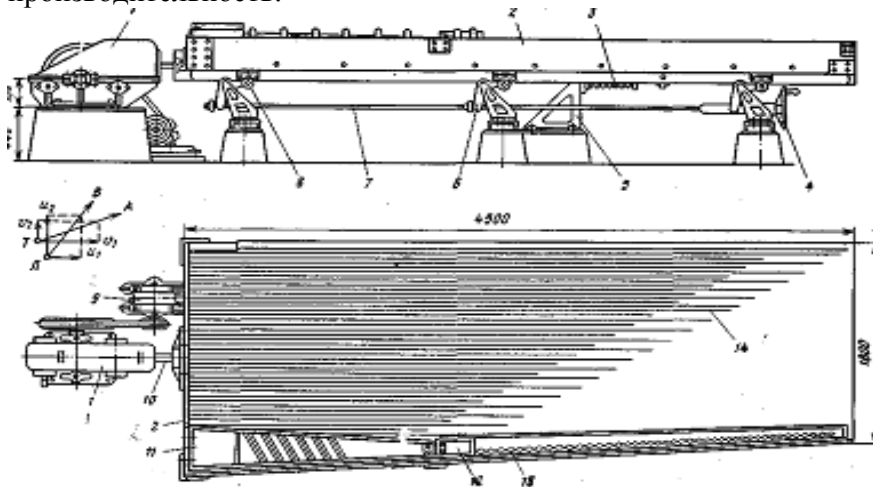


Рис.3. установка с концентрационным столом:

1-трубопровод для подачи технической воды; 2-вентиль для регулирования расхода технической воды; 3-вентиль для регулирования расхода воды по длине деке; 4-распределитель воды; 6-трубки для подачи воды в приемник исходного продукта; 7-бункер для аккумуляции и дозирования исходного продукта; 8-

устройство для регулирования расхода исходного продукта; 9-приемник исходного продукта; 10 и 11-устройство для изменения амплитуды и частоты колебаний деки; 12-привод; 13, 14 и 15-емкость для легкого, промежуточного и тяжелого продуктов; 16-приемник для тяжелого продукта; 17,18-приемник для промпродукта; 19-приемник для легкого продукта.

Цель работы. Изучение конструкции концентрационного стола и визуальное наблюдение за разделением минеральных зерен по плотностям, определение показателей и эффективности обогащения в зависимости от частоты и амплитуды колебаний (качаний) деки.

Описание установки. Установка (рис.3) состоит из концентрационного стола СКЛ2 лабораторного, бункера для аккумуляции и дозирования исходного продукта, трубопроводов для подачи технической воды, емкостей для сбора продуктов разделения. Концентрационный стол имеет деку, приемник исходного продукта, распределитель воды, привод с панелью управления. Частота и амплитуда колебаний деки стола регулируется в пределах соответственно 200-600 *колеб/мин* и 2 – 12 *мм*. Наклон деки относительно горизонтальной плоскости перпендикулярно направлению колебаний регулируется специальным устройством (креновым механизмом) в пределах 0 – 10°. На концентрационном столе можно обогащать полезные ископаемые с зернами крупностью более 1 *мм*. Производительность стола не более 15 *кг/ч*.

Порядок проведения работы. Сначала необходимо ознакомиться с конструкцией и регулированием концентрационного стола, составить его техническую характеристику и эскиз, схему экспериментальной установки.

Исходным продуктом для проведения опытов является механическая смесь ильменита и кварца с зернами крупностью – 1 + 0,1 *мм* или же смесь магнетита и кварца. Большая разница в плотностях ильменита (магнетита) и кварца позволяет разделять их на концентрационном столе с высокой эффективностью. Кроме этого, можно визуально наблюдать разделение минералов

по плотностям и проводить магнитный анализ продуктов разделения с целью установления степени засорения продуктов обогащения посторонними минералами.

Перед проведением опытов от исходного продукта отбирают пробу для магнитного анализа. Исходный продукт должен содержать 10-15% ильменита. Пробу массой 2-3 кг загружают в бункер, регулируют расход смывной и транспортной воды. Вода должна стекать спокойным ровным слоем по деке стола. Распределение воды по деке стола регулируется кранами на распределителе воды и углом наклона (поперечным) деки. Амплитуду и частоту колебаний деки устанавливают соответственно 6 мм и 400 колеб/мин. включают в работу деку концентрационного стола и регулируют расход исходного продукта, визуально наблюдают разделение минералов на деке стола. При проведении опыта могут регулироваться расход воды и исходного продукта, угол наклона деки. На этом контрольный опыт заканчивается.

После проведения контрольного опыта устанавливают минимальную амплитуду колебаний деки 2 мм, максимальную частоту колебаний 600 в 1 мин и разделяют исходный продукт, отбирают пробы легкого, промежуточного и тяжелого продуктов. Затем устанавливают частоту колебаний деки 400 и 200 колеб/мин и опыты повторяют с отбором проб тех же продуктов разделения. После этого амплитуду колебаний деки устанавливают 6 и 10 мм и проводят аналогичные опыты. Всего опытов должно быть 9.

При проведении каждого опыта определяют секундомером время работы концентрационного стола, измеряют расход воды объемным методом. Массовый расход исходного продукта (производительность) определяют при проведении контрольного опыта. При необходимости в бункер установки добавляют исходный продукт.

Обработка и оформление результатов. Рассчитывают общую $Q=360m_u/t$ и удельную $q=Q/S$ производительности (m_u –

массовый расход исходного продукта за время t ; t – время работы концентрационного стола при проведении опыта, c ; S – площадь рабочей поверхности (деки) концентрационного стола, m^2).

Полученные опытные данные сравнивают с расчетными. Расчетные общую и удельную производительности определяют по эмпирическим формулам: $Q_P=0,2Sd_M$, $m/ч$; $q_P=0,2d_M$, $m/(ч m^2)$. Здесь d_M - максимальный размер зерен в исходном продукте, mm .

Пробы продуктов разделяют на магнитном анализаторе, отстаивают, высушивают и взвешивают. Магнитную и немагнитную фракции 2-3 раза перечищают с целью полного разделения ильменита и кварца. Исходный продукт может не подвергаться магнитному анализу при условии, что содержание ильменита в нем известно. Составляют балансовые уравнения и определяют выходы продуктов разделения.

Выходы продуктов можно определить непосредственным взвешиванием. В этом случае после каждого опыта продукты разделения из каждой емкости собирают, отстаивают, деконтируют, высушивают и взвешивают. По массе каждого продукта и исходного поступающего на обогащение, рассчитывают выхода продуктов обогащения в процентах.

По данным магнитного анализа, выходам продуктов обогащения и содержанию ильменита в исходном продукте определяют извлечение ильменита в продукте разделения:

$$\varepsilon_i = \gamma_i \beta_i / \alpha, \quad (8)$$

где γ_i - выход продукта, %; β_i - содержание ильменита в соответствующем i -м продукте; α - содержание в исходном продукте.

Результаты опытов оформляют в виде таблицы 9.

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА № 7

ИЗУЧЕНИЕ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ НА ВИНТОВОМ СЕПАРАТОРЕ

Цель работы: Ознакомление с работой винтового сепаратора и принципом разделения минеральных зерен по крупности и плотности.

Общие сведения. Разделение минералов полезных ископаемых на винтовом сепараторе происходит по плотностям в безнапорном криволинейном потоке малой глубины. Этот поток можно рассматривать как сложное трехмерное движение жидкости (воды) и твердой фазы. В потоке пульпы происходят разрыхление твердой фазы, ее перераспределение по ширине желоба на фракции, отличающиеся по плотности и крупности.

В потоке пульпы на винтовом желобе при взвешивании минералов в потоке и разделении по плотностям условно можно выделить три зоны: зона транспортирования тяжелого продукта (концентрата при обогащении руд), расположенного у внутренней границы потока; зона расслоения и перераспределения минеральных зерен (средняя часть потока),

Таблица 9

Показатели обогащения ильменитосодержащей россыпи на концентрационном столе

Показатели	Амплитуда колебаний деки, λ , мм			Частота колебаний деки n , мин^{-1}		
	λ_1	λ_2	λ_3	n_1	n_2	n_3
Q , кг/ч q , т/(ч м ²) Выход продуктов γ, % : легкий (отходы) промпродуктовый тяжелый (концентрат) Содержание ильменита β, % : легкий продукт (отходы) промпродукт тяжелый продукт (концентрат) исходный продукт α Извлечение ильменита ε, % : легкий (отходы) промпродуктовый тяжелый (концентрат)						

имеет наиболее важное значение для процесса концентрации; зона формирования потока, которая расположена во внешней части поперечного сечения винтового желоба. Тяжелые минеральные зерна концентрируются у внутреннего борта винтового желоба, а легкие – у внешнего.

Разделение минеральных зерен по плотностям в криволинейном потоке происходит в результате сложного взаимодействия гидродинамических сил потока пульпы, центробежной силы, сил трения и тяжести, сил за счет поперечной циркуляции потока вследствие винтового характера его движения. Основная масса твердой фазы (примерно 75%) при заданной производительности винтового сепаратора сосредоточена в средней части поперечного сечения винтового желоба, примерно 10% твердой фазы находится в области внутреннего борта и 15% - у внешнего. При этом наиболее крупные зерна (0,1 – 0,2) мм концентрируются в средней части желоба, а зерна менее 0,1 мм в основном сосредоточены у внешнего борта.

Винтовые сепараторы применяются для обогащения руд и россыпей на драгах, передвижных и стационарных обогатительных фабриках. На винтовых сепараторах обогащаются руды редких и благородных металлов, россыпи редких металлов, содержащие циркон, ильменит, рутил; железные, хромитовые и фосфоритовые руды и др.

Цель работы. Изучение процесса разделения минеральных зерен полезных ископаемых по плотностям на винтовом сепараторе, его конструкции и режимных технологических параметров.

Описание установки. Винтовой сепаратор или винтовой шлюз (взаимозаменяемые рис.4) диаметром 400 -500мм с пульпоприемником 2, водораспределителем 3 и струйчатым делителем 4, бункер с дозирочной воронкой 1, приемники 5

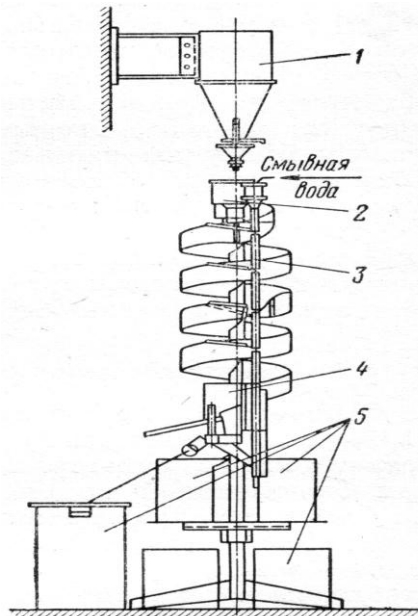


Рис.4. Лабораторная установка с винтовым шлюзом и сепаратором.

для продуктов обогащения с площадкой для их установки. Питание рудой винтовых аппаратов осуществляется в сухом виде с добавкой воды в пульпоприемник до требуемой плотности пульпы (20-30%). Установка работает в замкнутом цикле.

Порядок проведения работы. Для проведения опытов используют механическую смесь кварца и магнетита крупностью – $1 + 0,1$ мм. Содержание магнетита в механической смеси задается 30, 40 и 50%, массовая концентрация твердой фазы в исходном продукте (пульпе) на винтовом сепараторе 20 и 35%.

Сначала приготавливают пульпу с концентрацией твердой фазы 35% и содержанием магнетита в механической смеси 30%. Массы твердой фазы и воды в пульпе рассчитывают в зависимости от объема сборника и производительности насоса. Так, при подаче насоса $1 \text{ м}^3/\text{ч}$ объем пульпы составит 10 – 12 л.

В работу включают насос, регулируют объемный расход пульпы, устанавливают отсекатели для каждого продукта разделения визуалью по качеству тяжелой фракции (концентрата) и легкой фракции (отходы). При пуске насоса и поступлении пульпы на винтовой сепаратор (первый виток) отсчитывают секундомером время прохождения пульпы от начала первого до конца последнего витка. Определяют расход пульпы объемным методом. На этом контрольный опыт по разделению минералов механической смеси заканчивается.

Подготавливают пробы, емкости для отбора жидких проб, установку включают в работу и отбирают продукты разделения. Всего продуктов разделения в одном опыте 4 или 2 в зависимости от применяемого сепаратора.

После проведения первого опыта в сборник насосной установки добавляют магнетит из расчета, чтобы его содержание в механической смеси было равно 40 %. В этом случае пульпа в сборнике разбавляется до массовой концентрации твердой фазы 20% и опыт повторяют с отбором проб продуктов разделения. Аналогичные опыты проводят при содержании магнетита в механической смеси 50%. Всего опытов должно быть 6. При проведении каждого опыта определяют объемные расходы продуктов разделения, сумма которых составит производительность винтового сепаратора по исходному продукту.

Продукты разделения отстаивают, воду декантируют, твердую фазу высушивают и взвешивают. Перед отстаиванием жидких проб измеряют их объем для определения твердой фазы в продуктах разделения. После взвешивания твердой фазы продуктов разделения последние подвергают магнитному

анализу. Магнитная и немагнитная фракции высушивают и взвешивают. Засорение продуктов разделения можно определить посредством извлечения его из продуктов разделения ручным магнитом.

Обработка и оформление полученных результатов. По объемным расходам исходного продукта разделения, концентрации твердой фазы определяют выходы продуктов обогащения, а по результатам магнитного анализа – извлечение магнетита в соответствующие продукты.

Выход i -го продукта

$$\gamma_i = V_i C_i / (t_i W_u C_u); \quad (9)$$

где, V_i – объем i -го продукта, отработанный за время t ; W_u – производительность винтового сепаратора по пульпе, л/с; t_i – время отбора i -го продукта объемом V_i , с; C_i и C_u – концентрация твердой фазы в i -м и исходном продуктах, г/л;

α , β_i - содержание магнетита в исходном и i -м продуктах, %.

Рассчитывают скорость потока пульпы на винтовом желобе сепаратора:

$$U=L/t \quad (10)$$

где L - средняя длина винтовой линии желоба, м; t - время движения потока пульпы от начала первого и до конца последнего винта, с.

Определяют удельный расход воды на тонну исходного продукта:

$$q_W = (W_u - Q_u / \delta_u) / Q_u, \quad (11)$$

где W_u и Q_u – объемный и массовый расход исходного продукта, м³/ч и т/ч; δ_u - плотность исходного продукта (механической смеси магнетита и кварца), рассчитывается по долевному участию магнетита и кварца в смеси и их плотностям.

Например, при содержании магнетита в механической смеси 50% и кварца 50%, плотностях магнетита 5000 кг/м^3 и кварца 2650 кг/м^3 плотность механической смеси $\delta_u = 0,5 \cdot 5000 + 0,5 \cdot 2650 = 3825 \text{ кг/м}^3$.

Полученные опытные и расчетные данные оформляют в виде таблиц.

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №8

ИЗУЧЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЯЖЕЛОСРЕДНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Цель работы: Ознакомление с процессом тяжелосредного обогащения, принципом приготовления тяжелой суспензии на примере каменного угля.

Общие сведения. Обогащение полезных ископаемых в тяжелых средах – это процесс разделения минеральных зерен по плотностям. Если плотность тяжелой среды Δ_c , то минеральные зерна полезного ископаемого плотностью $\delta_l < \Delta_c$ будут всплывать, а минеральные зерна плотностью $\delta_T > \Delta_c$ - тонуть. Таким образом, минералы полезного ископаемого в тяжелой среде одной плотности можно разделить на легкий (всплывший) и тяжелый (утонувший) продукты. При разделении полезного ископаемого в тяжелых средах с n плотностями можно получить $n+1$ продуктов разделения.

Для разделения минеральных зерен по плотностям могут использоваться органические и неорганические жидкости, минеральные суспензии. Органические и неорганические жидкости из-за дороговизны, токсичности, взрыво- и пожароопасности, больших затрат на их регенерацию не

получили промышленного применения. Их используют в лабораторной практике при исследованиях полезных ископаемых на обогатимость, а также для разделения продуктов малых масс в специальных производствах. Широкое применение в промышленности для разделения минералов по плотностям получили минеральные суспензии, которые представляют собой механическую смесь твердой фазы (утяжелитель) и воды. Утяжелитель должен быть химически инертным к дисперсной среде (воде).

На разделение минералов полезного ископаемого по плотностям в минеральной суспензии определяющим образом влияет плотность Δ_c и вязкость μ_c тяжелой среды (суспензии). Плотность минеральной суспензии можно определить по зависимости:

$$\bar{a}_0 = K_{\text{вз}} U^3 / (g_0 R_{\Gamma}^{n_0})$$

а вязкость по зависимости:

$$\mu_c = \mu_0 (1 + 2,5C_V + 7,35C_V^2 + 16,2C_V^3)$$

В качестве утяжелителей для приготовления минеральных суспензий различных плотностей используют магнетитовый, баритовый, галенитовый концентраты, кварцевый песок, глину, ферросилиций и др. допустимая концентрация утяжелителя в минеральной суспензии не должна превышать 28-32% по объему. Это связано с началом образования структур, уменьшением текучести минеральной суспензии, увеличением ее вязкости и, как следствие, ухудшением показателей разделения при обогащении полезных ископаемых.

Механизм разделения минеральных зерен в тяжелой среде сводится к гидродинамическому равновесию вдоль каждой элементарной струйки по уравнению Бернулли:

$$p / [\Delta_c + Z + U^2 / (2g)] = const.$$

так как скорость минеральной суспензии через заданный объем – величина постоянная, то $p / \Delta_c + Z = const.$

при движении тела в среде с ребром куба $l = 1$ и площадью сечения $S = l$ условия гидродинамического равновесия можно записать в виде

$$\begin{aligned} p_1 / \Delta_c + Z_1 &= p_2 / \Delta_c + Z_2 \\ p_1 - p_2 &= \Delta_c (Z_1 - Z_2). \end{aligned} \quad \text{или}$$

гидростатическое давление p_1 и p_2 можно представить в виде

$$p_2 - p_1 = \Delta_c S(l - h) = \Delta_c S l = \Delta_c V_3, \quad (12)$$

где $p_2 - p_1 = \Delta_c V_3$ - поддерживающая (выталкивающая) сила.

Если заменить Δ_c через объемную концентрацию утяжелителя C_v , а объем зерна V_3 через геометрические параметры, зерна будем иметь

$$p_2 - p_1 = [C_v \delta + (1 - C_v) \Delta] \pi d_3^3 / 6, \quad (13)$$

где δ - плотность утяжелителя.

Эффективность разделения минералов полезных ископаемых по плотностям количественно оценивается средним вероятным отклонением E_p , которое характеризует степень засорения продуктов разделения посторонними фракциями в пределах $\delta_p \pm 4E_p$. Вероятное отклонение E_p и плотность разделения δ_p определяются графоаналитически на основе

фракционного состава исходного продукта на обогащении и продуктов разделения.

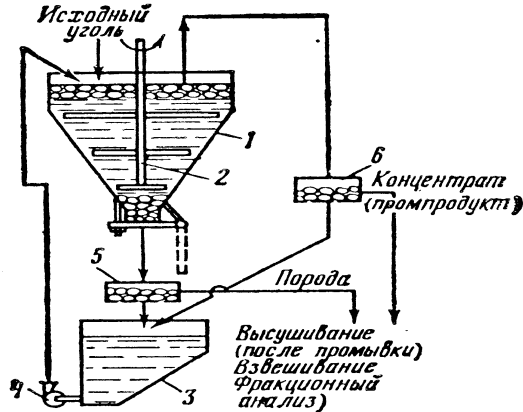


Рис.5 Схема установки для обогащения угля в минеральной суспензии

Описание установки. Минералы полезных ископаемых разделяются по плотности в лабораторном конусе или коротконусном гидроциклоне. Лабораторная установка состоит из конуса 1, мешалки 2, сборника минеральной суспензии 3, насоса 4, приемников (сит) 5 и 6 для отделения тяжелой и легкой фракции. Установка для обогащения полезных ископаемых в минеральной суспензии в центробежном поле сил приведена на рис.5. вместо гидроциклона для классификации измельченных продуктов здесь устанавливается гидроциклон с углом конусности $75 - 90^{\circ}$ диаметром 75 мм .

Порядок проведения работы. Разделение минеральных зерен полезного ископаемого по плотности осуществляют на примере каменного угля, содержащего зерен «чистого» угля, промежуточного продукта и породы. Масса пробы для проведения опытов на лабораторном конусе крупностью - $13 + 5$

(3) мм должна быть 2 кг, а если уголь будет разделяться в гидроциклоне 5 -6 кг. Крупность зерен рядового угля при обогащении в тяжелосреднем гидроциклоне рекомендуется - 3+5мм. пробы угля должны быть подготовлены к обогащению, промыты технической (водопроводной) водой, вода должна стечь.

При разделении каменного угля в лабораторном конусе приготавливают минеральную суспензию из магнетитового концентрата крупностью 50-60% класса 0, 04мм (сорт М) или 40 -50% класса 0,04мм (сорт К) плотностью 4300 - 5000 кг/м³. при достижении плотности минеральной суспензии 1500 кг/м³ и постоянном ее перемешивании мешалкой на поверхность суспензии загружают пробу угля. Всплывшую фракцию плотностью < 1500 кг/м³ с поверхностью минеральной суспензии тщательно удаляют перфорированным черпаком, промывают на сите с отверстием один мм водопроводной водой для удаления утяжелителя магнетита, высушивают, взвешивают. В конус добавляют магнетит и плотность материальной суспензии доводят до 1800 кг/м³ (массу магнетита на заданный объем минеральной суспензии рассчитывают предварительно). Всплывшую фракцию 1500 - 1800 кг/м³ удаляют из конуса, промывают, высушивают и взвешивают. Утонувшую фракцию плотностью >1800 кг/м³ с суспензией выпускают через нижнее отверстие конуса на сито с отверстиями 1мм, промывают, высушивают и взвешивают. На этом опыт по разделению каменного угля на концентрат и промпродукт в лабораторном конусе заканчивается.

При разделении каменного угля в гидроциклоне минеральную суспензию приготавливают из магнетитового концентрата крупностью 50-60% класса - 0,04мм (сорт М) или же крупностью 60-70% этого же класса крупности (сорт Т). массы воды и утяжелителя предварительно рассчитывают.

Сначала в сборник насосной установки заливают воду, включают в работу насос и загружают утяжелитель. При

установившемся гидродинамическом режиме установки в сборник загружают уголь, регулируют давление пульпы на входе в гидроциклон в пределах 0,04 - 0,06 МПа, определяют расход сливного и пескового продуктов объемным методом, отбирают пробы легкого (сливного) и тяжелого (пескового) продуктов. Пробы продуктов разделения обезвоживают на сите с размером отверстий 0,5 мм, промывают водой, высушивают и взвешивают.

Обработка и оформление полученных данных.

Рассчитывают выход продуктов разделения (концентрат, промпродукт и руда), полученные при обогащении каменного угля на лабораторном конусе и в гидроциклоне. От всех продуктов обогащения отбирают пробы массой 0,5-1,0 кг, которые подвергают фракционному анализу в растворах хлористого цинка плотностью 1400, 1500, 1600 и 1800 кг/м³. по данным фракционных анализов строят кривые распределения $\Pi_i(\delta_i)$, определяют плотность разделения δ_p , среднее вероятное отклонение E_p составляет материальный баланс продуктов обогащения, полученных при разделении каменного угля на конусном сепараторе и в гидроциклоне.

На основании объемов сливного и пескового продуктов гидроциклона, концентрации твердой фазы в продуктах разделения рассчитывают производительность гидроциклона по легкому и тяжелому продуктам, исходному продукту. Объемная и массовая производительность гидроциклона по исходному продукту:

$$W_H = W_L + W_T = 3600(V_L/t_L + V_T/t_T), \text{ мм/ч} \quad (14)$$

$$Q = W_H C_H, \text{ м/ч} \quad (15)$$

где, W_L и W_m - производительность гидроциклона соответственно по легкому (концентрат) и тяжелому (порода) продукту, м/ч; V_L и V_m - объем пульпы (легкого и тяжелого продукта) за время t_L и t_T , м³; t_L и t_m , - время заполнения емкости при изменении объема

пульпы легкого и тяжелого продуктов, c ; Q - массовая производительность гидроциклона по исходному продукту, $m/ч$; C_u - массовая концентрация угля в исходном продукте гидроциклона, $кг/м^3$; $C_u=200 кг/м^3$.

ЛАБОРАТОРНАЯ РАБОТА №9

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 (—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 титаномагнетитовых 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 многобарабанные 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 л/мин), а также с монополярной электромагнитной системой, но при нижней подаче питания вибропитателем и сухом противоточном режиме работы.

Слабомагнитные крупнозернистые и кусковатые руды (до —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.

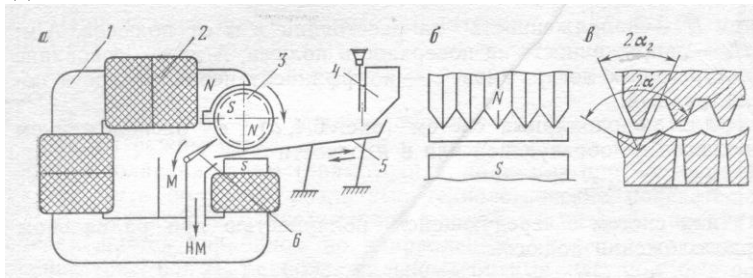


Рис. 6 Схема сепаратора с сильным магнитным полем (а) и сочетания полюсов: б – зубчатый ролик – плоский неподвижный полюс; в – выступы на валке – впадины на неподвижном полюсе в форме софокусных гипербол:

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. 6, в) или при такой же подаче питания, но при форме полюсов плоскость — выступ (см. рис. 6,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. 7).

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, вибротолчком, 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 сепараторы с сильным магнитным полем -

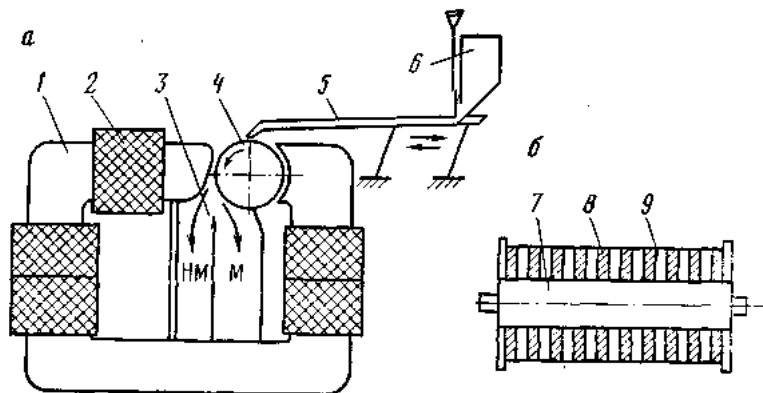


Рис.7. Схемы сепаратора с сильным магнитным полем и верхней подачей питания (а) и наборного индукционного валка (б):

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

(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 №10

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 коэргитивной силы со снижением средней крупности сильномагнитных частиц приводит к интенсивной магнитной флокуляции с защемлением 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. 8). 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.

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).

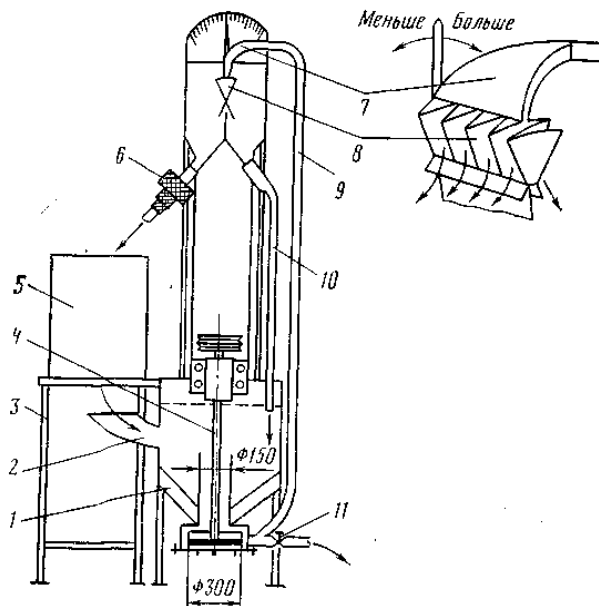


Рис. 8. Схема установки конструкции ДГИ для исследований лабораторных сепараторов мокрого обогащения в замкнутом цикле:

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 - формователь 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

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. 8) или мешалка.

Методика проведения работы. 1. Подготовить установку ДГИ и сепаратор к работе: подключить шланг подачи исходного питания к сепаратору, установить сепаратор таким образом, чтобы продукты сепарации сливались в приемный желоб 2 (рис. 8), залить в емкость 1 объем воды, обеспечивающий для принятой массы пробы необходимое отношение $T:Ж=1:3$ (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

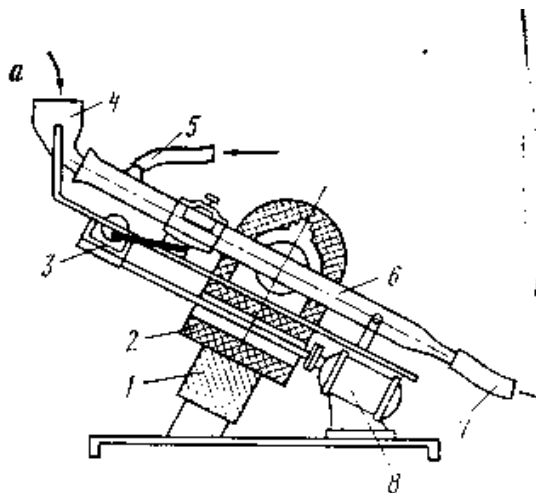


Рис. 9. Мокрый анализатор измельченных сильномагнитных руд: типа 25Т-СЭ: 1 — сердечник; 2 — обмотки электромагнитной системы (ЭМС); 3 — механизм привода трубки; 4 — приемное устройство (воронка); 5 — шланг подачи воды; 6 — трубка; 7 — сливной шланг; 8 - электродвигатель:

конструкции 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. 9). 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.

Оглавление	Стр.
Лабораторная работа №1	
Определение физических свойств минеральных зерен.....	4
Лабораторная работа №2	
Изучение влияния состава и расхода собирателя на показатели флотации.....	9
Лабораторная работа №3	
Изучение влияния различных значений рН на показатели флотации.....	13
Лабораторная работа №4	
Изучение влияния состава и концентрации активатора на процесс флотации.....	16
Лабораторная работа №5	
Изучение влияния концентрации подавителя на результаты флотации.....	19
Лабораторная работа №6	
Изучение обогащения полезных ископаемых на концентрационном столе.....	22
Лабораторная работа № 7	
Изучение обогащения полезных ископаемых на винтовом сепараторе.....	28
Лабораторная работа №8	
Изучение параметров тяжелосредного обогащения.....	34
Лабораторная работа №9	
Изучение сухой магнитной сепарации сильно и слабомагнитных руд.....	40
Лабораторная работа №10	
Изучение мокрой магнитной сепарации сильномагнитных руд	44
Литератур.....	51

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.