



**Негосударственное частное образовательное учреждение
высшего образования
«Технический университет УГМК»**

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
К ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ
ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Направление подготовки

22.03.02 Metallurgy

Профиль подготовки

Metallurgy of non-ferrous metals

Уровень высшего образования

Applied Bachelor

Рассмотрено на заседании кафедры Metallurgy

Одобрено Методическим советом университета 30 июня 2021 г., протокол № 4

г. Верхняя Пышма
2021

Задания и методические указания к выполнению практических работ составлены в соответствии с рабочей программой дисциплины «Обогащение полезных ископаемых».

Код направления и уровня подготовки	Название направления	Реквизиты приказа Министерства образования и науки Российской Федерации об утверждении и вводе в действие ФГОС ВО	
		Дата	Номер приказа
22.03.02	Металлургия	04.12.2015	1427

Автор – разработчик /Дата создания/	Дегодя Елена Юрьевна, Шавакулева Ольга Петровна	
Эксперт	Скопов Геннадий Вениаминович, главный специалист Управления стратегического планирования ООО «УГМК-Холдинг», д-р техн. наук, ст.науч.сотр.	
Заведующий кафедрой «Металлургия» /Дата утверждения/	Мастюгин Сергей Аркадьевич, д-р техн. наук, доцент	
Продолжительность модуля/дисциплины	108 часов (3 ЗЕ)	
Место проведения	Специализированные аудитории НЧОУ ВО «Технического университета УГМК»	
Цель дисциплины	По окончании обучения бакалавры будут способны: - понимать роль и место обогащения полезных ископаемых в горно-металлургическом комплексе; - знать теоретические основы подготовительных основных обогатительных, вспомогательных процессов; - понимать принцип работы оборудования для дробления, измельчения, классификации, гравитационного, магнитного, электрического, флотационного обогащения, обезвоживания; - знать технологические схемы переработки и обогащения минерального сырья, пути повышения комплексности и полноты его использования.	

Практические работы по дисциплине предусмотрены в объеме 28 часов (очная форма обучения) и в объеме 8 часов (заочная форма). Они имеют целью под руководством преподавателя на практике закрепление обучающимися, полученных на лекциях теоретических знаний.

Практические работы для очной формы обучения

Код раздела	темы	Номер работы	Тема практической работы	Время на проведение (час.)
P1		1	Изучение процесса измельчения руд в шаровой мельнице.	4
P2		2	Обогащение полезных ископаемых на концентратном столе	4
P2		3	Изучение работы центробежного концентратора	4
P2		4	Обогащение полиметаллических руд по схеме прямой селективной флотации	4
P2		5	Обогащение полиметаллической свинцово-цинково-баритовой руды по коллективно-селективной схеме флотации	4
P2		6	Обогащение железных руд на магнитном сепараторе	4
P2		7	Выбор метода доводки грубого цинкового концентрата до кондиционного	4
Всего:				28

Практические работы для заочной формы обучения

Код раздела	темы	Номер работы	Тема практической работы	Время на проведение (час.)
P1		1	Изучение процесса измельчения руд в шаровой мельнице.	4
P2		4	Обогащение полиметаллических руд по схеме прямой селективной флотации	4

Работа №1 «Изучение процесса измельчения руд в шаровой мельнице»

Целью работы является ознакомление с подготовительным процессом измельчения полезных ископаемых в лабораторной шаровой мельнице, методикой выполнения мокросухого ситового анализа и определение удельной производительности мельницы.

1. Теоретическое введение

Измельчение является подготовительным процессом при обогащении и гидрометаллургической обработке руд. В процессе измельчения происходит не только уменьшение размеров руды, но и высвобождение зерен, раскрытие сростков ценных минералов друг с другом и с сопутствующими минералами. После измельчения руда выходит крупностью 0,1-0,05 мм.

Для измельчение руд наибольшее применение получили барабанные, центробежные, вибрационные и струйные мельницы. В зависимости от вида измельчающей среды различают мельницы: стержневые, шаровые, рудного самоизмельчения и галечные.

Размеры и тип мельницы характеризуются внутренним диаметром D барабана (при снятой футеровке), рабочей длиной L и способом разгрузки продукта из барабана (через решетку и с центральной разгрузкой). Стержневые и шаровые мельницы с разгрузкой через решетку применяются в первых стадиях измельчения, а шаровые с центральной разгрузкой – для получения окончательного тонкого помола (рис. 3.1).

Дробленая руда подается конвейером в рудные мельницы, установленные в первой стадии измельчения. Оптимальный максимальный кусок для стержневой мельницы равен 15-16 мм, а для шаровой – 10-12 мм. Измельчение производится стержнями и шарами, которые занимают объем, несколько меньший половины объема барабана. Вращение мельницы осуществляется электромотором через редуктор и венцовую шестерню. Мельницы, работающие во второй и третьей стадиях измельчения, питаются песками классификатора или гидроциклона.

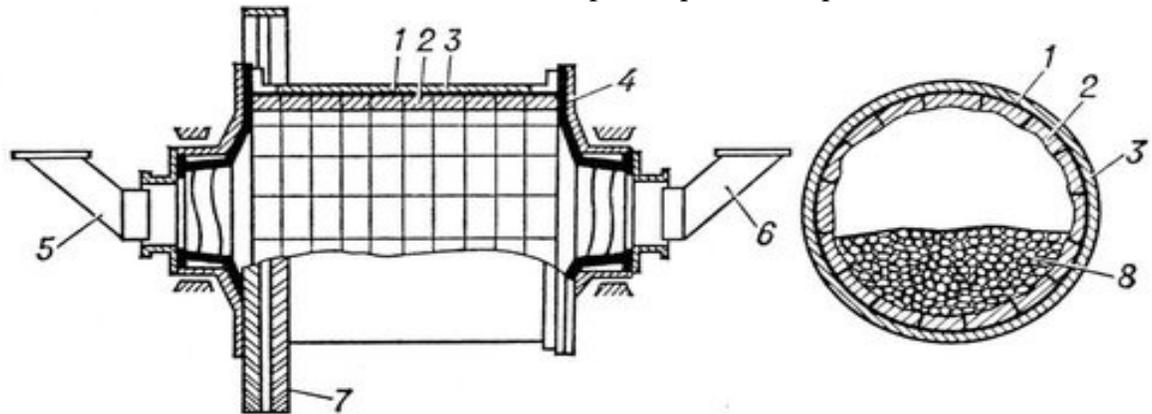


Рис. 1. Схема барабанно-шаровой мельницы:

1 – барабан; 2 – броневые плиты; 3 – изоляция (от шума и тепловая); 4 – торцовый фланец мельницы; 5 – входной патрубок; 6 – выходной патрубок; 7 – ведомая шестерня; 8 – шары

Основными факторами, влияющими на производительность мельницы, являются:

характер исходной руды по измельчаемости (твердость, плотность и пр.);

крупность исходной руды и измельченного продукта;

конструктивные особенности мельниц;

степень заполнения мельницы дробящими телами;

разжижение пульпы (отношение Ж:Т в пульпе при мокром измельчении);

крупность шаров шаровой загрузки;

величина циркулирующей нагрузки при работе мельницы в замкнутом цикле с классифицирующими аппаратами (механические классификаторы, гидроциклоны).

Эффективность измельчения материала в мельницах определяется:

скоростью вращения барабана,

физическими характеристиками материала и пульпы,

способом соединения мельницы в схеме «измельчение-классификация».

Работу барабанных мельниц оценивают по удельной производительности по вновь образованному (готовому или расчетному) классу крупности (обычно – 0,074 мм). Удельная производительность по расчетному классу крупности показывает массу полученного расчетного класса крупности на единицу объема мельницы в единицу времени $g, т/м^3 \cdot ч$.

2. Порядок выполнения работы

Для расчета удельной производительности мельницы по готовому классу крупности необходимо определить массовую долю готового (расчетного) класса крупности в исходной руде и в измельченном продукте. В данной работе готовым классом считают продукт крупностью минус 0,25 мм. Для определения массовой доли этого класса в исходной руде и построения ее гранулометрической характеристики выполнить мокросухой ситовый анализ по схеме, приведенной на рис. 3.2. Масса навески 300 г. Пробу засыпают на сито с размером отверстий 0,25 мм и отмывают мелкий класс слабой струей воды. Операция промывки на самом тонком сите позволяет повысить точность анализа, так как при сухом расसेве тончайшие частицы руды прочно удерживаются на поверхности крупных зерен, будут переходить с ними в крупные классы.

Выход класса минус 0,25 мм γ_6 , % (см. рис..2) определяют по разности

$$\gamma_6 = 100 - (\gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3 + \gamma_4 + \gamma_5).$$

Это есть массовая доля готового класса крупности в исходной руде $\sigma_u^{-0,25}$.

Результаты мокросухого ситового анализа занести в табл. 1.

Таблица 1

Результаты ситового анализа исходной руды

Размер класса, мм	Частный выход		Суммарный выход по плюсу, %
	г	%	
+3			100,0
-3+2			
-2+1			
-1+0,5			
-0,5+0,25			
-0,25+0			
Всего		100	

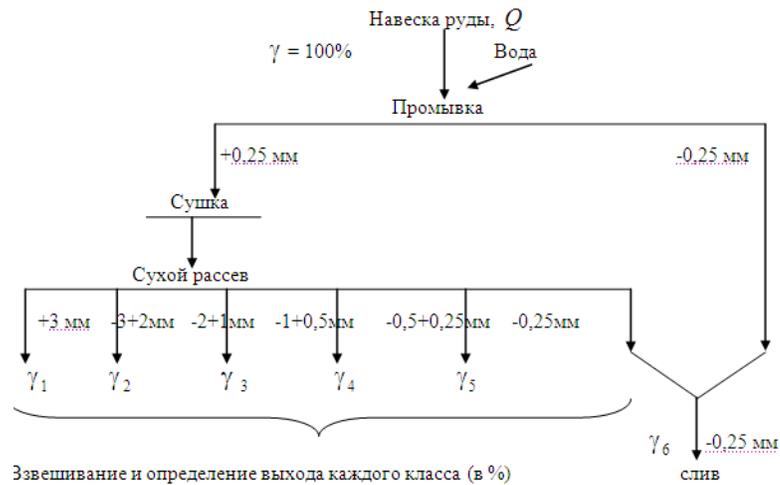


Рис. 2. Схема мокросухого ситового анализа

Замерить размеры лабораторной мельницы D и L и рассчитать массу шаровой нагрузки (кг) по формуле

$$G_{ш} = \varphi V \gamma = \varphi \frac{\pi D^2}{4} L \gamma,$$

где V - объем мельницы, м;

D - внутренний диаметр мельницы, м;

L - рабочая длина барабана мельницы, м;

φ - степень заполнения объема мельницы шарами в долях единицы, $\varphi = 0,3 - 0,5$ (задается преподавателем);

γ - плотность шаровой загрузки, принять равной 4800 кг/м^3 .

Оптимальным для измельчения в лабораторной шаровой мельнице принимают соотношение $T : Ж : Ш = 1 : 0,5 : 6$, где T - масса руды (Q); $Ж$ - масса воды (W); $Ш$ - масса шаровой загрузки ($G_{ш}$). Из приведенного соотношения рассчитать навеску руды для измельчения и массу (объем) воды, добавляемой в мельницу.

Провести измельчение навески руды в лабораторной мельнице. Порядок загрузки следующий: в мельницу засыпают шары, затем заливают половину объема воды, засыпают навеску руды и заливают оставшуюся воду. Мельницу закрывают крышкой с замком и ставят на рольганг (валки). Время измельчения задается преподавателем.

По окончании времени измельчения рольганг остановить, снять мельницу. Содержимое мельницы разгрузить на решето с отверстиями 10 мм , установленное на поддоне, чтобы отделить пульпу от шаров. Шары промыть водой. Измельченный продукт из поддона промыть на контрольном сите ($0,25 \text{ мм}$) слабой струей воды. Промывку проводят до тех пор, пока промывная вода не станет прозрачной. Остаток на сите (класс плюс $0,25 \text{ мм}$) высушить и выполнить контрольный рассев высушенного продукта на сите $0,25 \text{ мм}$. Класс плюс $0,25 \text{ мм}$ взвесить, массу класса минус $0,25 \text{ мм}$ в измельченном продукте вычислить по разности. Рассчитать выход класса минус $0,25 \text{ мм}$. Это есть массовая доля готового класса крупности в измельченном конечном продукте $\sigma_k^{-0,25}$.

3. Обработка и оформление результатов

Данные эксперимента занести в табл.1 и.2.

По результатам ситового анализа (табл. 1) построить гранулометрическую характеристику исходной руды $\sum \gamma = f(d)$

Таблица 2

Результаты измельчения руды в шаровой мельнице

Показатели	Данные опыта
Масса исходной навески, кг	
Масса класса $-0,25$ в исходной руде, кг	
Массовая доля класса $-0,25 \text{ мм}$, ($\sigma_u^{-0,25 \text{ мм}}$), %	
Масса класса $-0,25$ в измельченном продукте, кг	
Массовая доля класса $-0,25 \text{ мм}$, ($\sigma_k^{-0,25 \text{ мм}}$), %	
Удельная производительность мельницы по классу $-0,25 \text{ мм}$, $\text{кг/м}^3 \cdot \text{ч}$	

По результатам опыта измельчения руды (табл. 2) рассчитать удельную производительность шаровой мельницы по вновь образованному классу крупности минус $0,25 \text{ мм}$, q ($\text{кг/м}^3 \cdot \text{ч}$):

$$q = \frac{Q \cdot (\beta_k - \beta_n)}{100 \cdot V \cdot t},$$

где Q - масса исходной навески, кг;

V - объем мельницы, м^3 ;

t - время измельчения, ч;

β_k - массовая доля класса -0,25 мм в измельченном продукте, %;

β_u - массовая доля класса -0,25 мм в исходной руде, %.

4. Необходимые материалы и оборудование

Мельница шаровая, лабораторная.

Рольганговый привод.

Весы технические, разновесы.

Мензурка.

Руда крупностью минус 3 мм.

Набор сит для гранулометрического анализа.

Работа №2 «Обогащение полезных ископаемых на концентрационном столе»

Целью работы является ознакомление с гравитационным методом обогащения полезных ископаемых на примере обогащения на концентрационном столе, с конструкцией и принципом работы стола, изучение влияния поперечного угла наклона стола на технологические показатели обогащения.

Теоретическое введение

Концентрация на столах является процессом разделения минеральных частиц по плотности и крупности в тонком слое воды, текущей по наклонной плоской деке, совершающей при помощи привода асимметричные возвратно-поступательные движения в горизонтальной плоскости перпендикулярно направлению движения воды (рис..1).

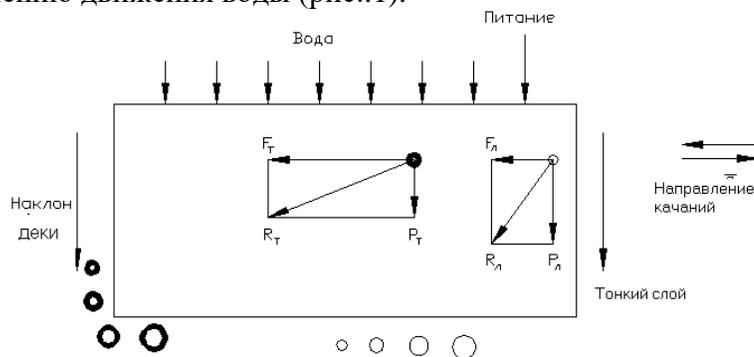


Рис.1. Направление движения частиц на гладкой деке концентрационного стола:

R_T, R_L - результирующие движения для тяжелой и легкой частиц;

F_T, F_L - сила инерции для тяжелой и легкой частиц;

P_T, P_L - сила гидродинамического давления потока воды для тяжелой и легкой частиц

При этом на частицу действуют: сила тяжести, сила гидродинамического давления потока воды, сила трения.

Асимметричность возвратно-поступательных движений деки (более быстрый ход деки назад) приводит к появлению значительной инерционной силы, превышающей силу трения зерен о поверхность деки стола, и к движению их вдоль деки. В результате движение зерен, различающихся плотностью и размерами, оказывается неодинаковым: на тяжелые зерна действует большая инерционная составляющая вектора скорости, и они более интенсивно перемещаются в продольном направлении вдоль желобов между рифлями, а крупные легкие зерна, находящиеся сверху, при этом испытывают большее гидродинамическое давление смывного потока воды вниз по уклону стола. В результате материал на деке стола образует веер из частиц различной плотности и крупности. Отдельные полосы этого веера собираются в разные приемники.

Для повышения эффективности разделения минеральных зерен на деке стола используется воздействие рифлей, расположенных поперек потока и обычно параллельно движению деки. Плотность расположения рифлей должна быть достаточной для возмущения потока и способствовать тому, чтобы поток оставался в верхней части слоя более или менее ламинарным и превращался в турбулентный на дне между рифлями (рис.6.2 б). В восходящих струях водного потока происходит взвешивание зерен по глубине потока под действием подъемной силы, т.е. разрыхление частиц в межрифельном пространстве и расслоение их по плотности: в нижнем слое находятся мелкие тяжелые зерна, над ними крупные тяжелые зерна и мелкие зерна меньшей плотности, в верхнем слое располагаются мелкие и крупные легкие зерна.

Крупность обогащаемых на концентрационных столах руд менее 3 мм, углей менее 10 мм. Основными факторами, влияющими на процесс разделения на столе, являются: угол продольного и поперечного наклона деки стола, амплитуда и частота колебаний, расход смывной воды.

2. Устройство концентрационного лабораторного стола

Концентрационный стол (рис. 2,а) состоит из деки 1 с питающим устройством 2 и устройством для распределения воды по деке 3. Дека стола покрыта линолеумом и имеет нарифления высотой 5 мм у загрузочного конца и 0,3 мм с разгрузочной стороны. Дека устанавливается на раме и имеет устройства для регулирования ее поперечного и продольного наклона.

Дека приводится в возвратно-поступательное движение от электродвигателя 5 через приводной механизм 4. Приводной механизм имеет устройство для регулирования амплитуды колебаний.

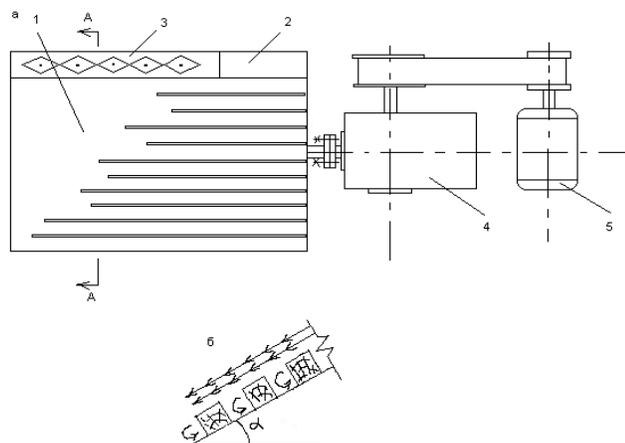


Рис. 2. Схема лабораторного концентрационного стола
а) вид сверху; б) увеличенное поперечное сечение по А-А:

1 - дека; 2 - загрузочное устройство; 3 - устройство для распределения воды; 4 - приводной механизм; 5 - электродвигатель

3. Порядок выполнения работы

Изучить конструкцию концентрационного стола и выполнить эскиз установки.

Исходным материалом для проведения опытов является искусственная смесь кварца, угля и магнетита крупностью - 2+0,5 мм.

Навеска руды для проведения одного опыта 1 кг. Проводится три опыта. Переменным фактором является угол наклона деки стола, который принимается равным 4,7 и 10°. Угол наклона определяют транспортиром с отвесом. Частота и амплитуда колебаний стола, угол продольного наклона, расход смывной воды (10 л/мин), производительность остаются постоянными. Расход смывной воды определяется наполнением литровой кружки за определенное время.

Установив требуемый расход смывной воды и угол поперечного наклона деки, включить стол.

Исходную навеску равномерно загрузить в приемное устройство деки стола в течение 5 мин. Стол должен работать пока его поверхность полностью не освободится от материала. Во

время работы стола наблюдайте за веером продуктов на столе и установите, в какие приемники продуктов разгружаются тяжелые зерна магнетита, легкие зерна угля и зерна кварца промежуточной плотности. Отметьте в какую сторону смещается веер продуктов при увеличении поперечного угла наклона деки.

По окончании опыта слить воду из приемников и объединить в одну кастрюлю влажный материал из приемников для тяжелого продукта, во вторую кастрюлю – из приемников для легкого продукта, в третью – из приемников для промпродукта. Влажные продукты высушить, взвесить и сдать на химический анализ.

4. Обработка и оформление результатов

Результаты опытов и химического анализа занести в табл. 1.

По уравнениям баланса компонента определить массовую долю железа в исходной руде для каждого опыта:

$$100 \cdot \alpha = \gamma_{т.фр.} \cdot \beta_{т.фр.}^{Fe} + \gamma_{л.фр.} \cdot \beta_{л.фр.}^{Fe} \cdot$$

Для определения массовой доли железа в продуктах обогащения выполнить магнитный анализ с помощью ручного магнита и рассчитать массовую долю магнитной фракции β , %

$$\beta = \frac{q \cdot 72,4}{Q},$$

где q - масса магнитной фракции, выделенной из продукта, г,

Q – масса продукта, г.

Рассчитать извлечение железа в продукты обогащения.

Таблица 1

Результаты обогащения смеси минералов на концентрационном столе

№ п/п	Продукты	Выход		Массовая доля железа в ^{Fe} , %	Извлечение железа ϵ^{Fe} , %	Угол наклона деки, град.
		г	%			
1	Тяжелая фракция					4
	Промпродукт					
	Легкая фракция					
	Исходный					
2	Тяжелая фракция					7
	Промпродукт					
	Легкая фракция					
	Исходный					
3	Тяжелая фракция					10
	Промпродукт					
	Легкая фракция					
	Исходный					

Построить зависимости выхода тяжелой и легкой фракций, массовой доли и извлечения железа в тяжелую и легкую фракции от угла поперечного наклона деки стола.

Проанализировать полученные данные, сделать вывод об оптимальном угле наклона деки.

5. Необходимые материалы и оборудование

Лабораторный концентрационный стол.

Приемники продуктов.

Технические весы и разновесы.

Мерная кружка.

Транспортер с отвесом.

Руда (смесь кварца, угля и магнетита) крупностью -2+0,5 мм.

Работа №3 «Изучение работы центробежного концентратора»

Целью работы является изучение конструкции центробежного концентратора, динамики разделения в нем зерен и факторов, влияющих на процесс обогащения.

Особенности движения зерен в центробежных концентраторах.

Аппараты, в которых центробежная сила, действующая на тело в криволинейном потоке, во много раз больше силы тяжести называются центробежными аппаратами. Наиболее известными центробежными аппаратами с высокими факторами разделения являются гидроциклоны и центробежные концентраторы. В гидроциклонах создание центробежного поля осуществляется за счет тангенциальной подачи пульпы под давлением в закрытый, неподвижный цилиндрикоконический сосуд, а в случае концентраторов - закручиванием свободно подаваемого потока в открытом вращающемся сосуде.

Необходимым условием для центробежного гравитационного обогащения является наличие транспортно (смывного) потока в направлении, не совпадающем с вектором силы центробежного поля. Эффективность разделения зерен по плотности во вращающемся потоке зависит от соотношения угловой скорости вращения или тангенциальной скорости вращающегося потока, скорости продольного перемещения пульпы и гидравлической крупности разделяемых зерен.

Центробежные концентраторы типа гидроциклона имеют верхнюю часть цилиндрическую, в которую под напором тангенциально к стенке подается пульпа, и нижнюю в виде короткого (тупого) конуса или полусферы или составленную из нескольких усеченных конусов с различными углами конусности. В цилиндрической части аппарата за счет сильного центробежного поля зерна частично распределяются по радиусу в соответствии с их гидродинамическими характеристиками, образуя в пульпе слои с нарастающей сплоченностью в направлении к стенке.

Центробежные концентраторы являются безнапорными аппаратами, питание в которые подается сверху по центральной трубе. Центробежное поле создается при вращении ротора и поступающей в него по трубе поток пульпы после выхода из трубы вниз изменяет направление движения на обратное и, двигаясь вверх к сливному краю ротора, закручивается вращающейся стенкой ротора. Таким образом, жидкость вместе с частицами, находящимися в ней, образует восходящий асимметричный трехмерный спиральный поток. При этом пристеночные слои жидкости вращаются с той же угловой скоростью, что и стенка ротора. Окружное смещение жидкости (отставание ее от стенки ротора) зависит не только от интенсивности вращения, радиуса вращения жидкости, ее вязкости, но и интенсивности потока, т.е. производительности концентратора. Если у поверхности ротора окружное смещение жидкости составляет несколько процентов, то окружное смещение поверхностного слоя жидкости доходит до 30 % и более.

Отставание поверхностного слоя вращающейся жидкости в роторе концентратора зависит от угловой скорости вращения ω и объемной производительности Q и определяет, в основном, режим работы концентратора. Отношение Q/ω отражает соотношение осевой и радиальной скоростей жидкости в роторе. Высокие значения этого параметра свидетельствуют о высоких осевых скоростях, и обуславливают транспортный режим работы концентратора. Малые значения этого параметра характеризуют работу концентратора в режиме центробежного осаждения (обезвоживания). Успешное разделение зерен может быть реализовано только в определенном среднем интервале значений параметра Q/ω , при котором обеспечивается движение зерен в полувзвешенном состоянии, характерном для процессов гравитационного обогащения.

Смывная сила потока по мере прохождения его по стенке ротора вверх резко снижается, в то время как центробежная сила во вращающемся потоке возрастает. Таким образом, обогащение материала в безнапорных центробежных концентраторах с коническим или сферическим ротором протекает при переменном параметре Q/ω .

Состояние пристеночных слоев потока по высоте ротора неодинаково. В нижней его части образуется незначительный слой постели. Все зерна, за исключением лишь самых тяжелых, испытывая сильное действие смывного потока и слабое действие центробежных сил, уносятся

потоком вверх. Смывное действие усиливается за счет подачи воды через отверстия ротора. Одновременно по мере продвижения потока вверх центробежные силы увеличиваются. Таким образом, расход воды является наряду с угловой скоростью вращения ротора определяющими факторами при разделении зерен в центробежном концентраторе.

Порядок выполнения работы

1. Изучить конструкцию центробежного концентратора и сделать эскиз с указанием основных частей.
2. Взвесить при пробе, состоящих из смеси магнетита и кварца, массой по 1000 г.
3. Загрузить пробу материала в мешалку и добавить 200 мл воды.
4. Установить давление воды, подаваемой в ротор, включить ротор и мешалку и выполнить опыт при трех значениях давления воды.
5. Продукты обезвоживаются, сушатся, взвешиваются и анализируются на содержание в них железа с помощью магнита.
6. Результаты заносятся в таблицу.

Таблица 1.

№ опыта	Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля железа, %	Извлечение железа, %	Давление воды, кг/см ²
1	Тяжелый	-	-	-	
	Легкий	-	-	-	
	Исходный	100	-	100	
2	Тяжелый	-	-	-	
	Легкий	-	-	-	
	Исходный	100	-	100	

7. По результатам опытов необходимо сделать выводы и объяснить полученные закономерности.

Необходимые материалы и оборудование

1. Смесь магнетита с кварцем крупностью 0,3 – 0,04 мм в соотношении 1:1;
2. Центробежный концентратор;
3. Аналитические весы;
4. Мерный цилиндр;
5. Магнит;
6. Кастрюли;
7. Мешалка.

Работа №4 «Обогащение полиметаллических руд по схеме прямой селективной флотации»

Целью работы является ознакомление с флотационным методом обогащения полезных ископаемых, схемой и реагентным режимом флотации сплошных сульфидных медно-цинковых руд, приобретение навыков по выполнению флотационных опытов.

Теоретическое введение

Флотационный процесс обогащения полезных ископаемых основан на избирательном прилипанию частиц минералов к поверхности раздела двух фаз. При пенной флотации гидрофобные частицы закрепляются на вводимых в пульпу пузырьках воздуха или газа и поднимаются с ними вверх, образуя устойчивую минерализованную пену, а гидрофильные частицы остаются взвешенными в пульпе и образуют камерный продукт.

Степень гидрофобности поверхности минералов оценивают величиной краевого угла смачивания θ или $\cos\theta$ (рис..1).

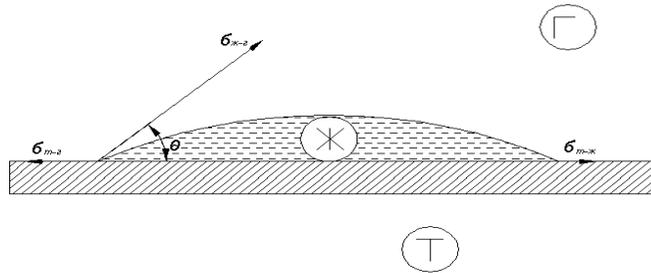


Рис. 1. Равновесное состояние капли воды на твердой поверхности:
 $\sigma_{т-г}$, $\sigma_{ж-г}$, $\sigma_{т-ж}$ - поверхностное натяжение на разделе фаз – твердое-газ, жидкость-газ, твердое-жидкость

Из равновесного состояния капли воды на твердом теле значение краевого угла смачивания определяется уравнением:

$$\cos \Theta = \frac{\sigma_{т-г} - \sigma_{т-ж}}{\sigma_{ж-г}} .$$

При полном растекании капли жидкости краевой угол равен 0° и $\cos \Theta = 1$. В случае абсолютной несмачиваемости минерала водой $\Theta = 180^\circ$ и $\cos \Theta = -1$.

Избирательность и эффективность процесса обеспечивается добавлением в пульпу флотореагентов. В зависимости от назначения флотационные реагенты классифицируются на:

- 1) *собиратели* – органические вещества, избирательно закрепляющиеся на поверхности минералов и повышающие ее гидрофобность;
- 2) *пенообразователи* – поверхностно-активные вещества, адсорбирующиеся на воздушных пузырьках, способствуя их дисперсности и прочности;
- 3) *подавители* – реагенты, которые избирательно увеличивают или создают гидрофильность минерала, препятствуют закреплению собирателя;
- 4) *активаторы* – реагенты, способствующие закреплению собирателя на минерале;
- 5) *регуляторы среды* – регулируют ионный состав пульпы, величину pH пульпы, влияют на процессы взаимодействия собирателей, подавителей, активаторов с поверхностью минералов.

Флотация – основной метод обогащения полиметаллических руд цветных металлов, позволяющий извлекать в самостоятельные концентраты ценные минералы из руд.

В работе обогащению подвергается сплошная медно-цинковая руда. Основными минералами являются халькопирит, сфалерит и пирит, содержание которых в руде превышает 80 %.

Обогащение руды производится по схеме прямой селективной флотации (рис. 5.3), заключающейся в последовательном выделении ценных минералов в соответствующие концентраты. В результате обогащения сплошной медно-цинковой руды получают медный и цинковый концентраты и пирит содержащие хвосты.

Прямая селективная схема флотации применяется в случае одинаковой тонкой вкрапленности ценных минералов во вмещающей породе и их тесного взаимного прорастания.

2. Описание и принцип работы лабораторной механической флотомашины

Лабораторная механическая флотомашина (рис. 2) состоит из камеры 1, закрепленной в корпусе 2 при помощи винта 3. В камеру помещен блок, состоящий из статора 4 и импеллера 5. Вращение импеллера осуществляется от электродвигателя 8.

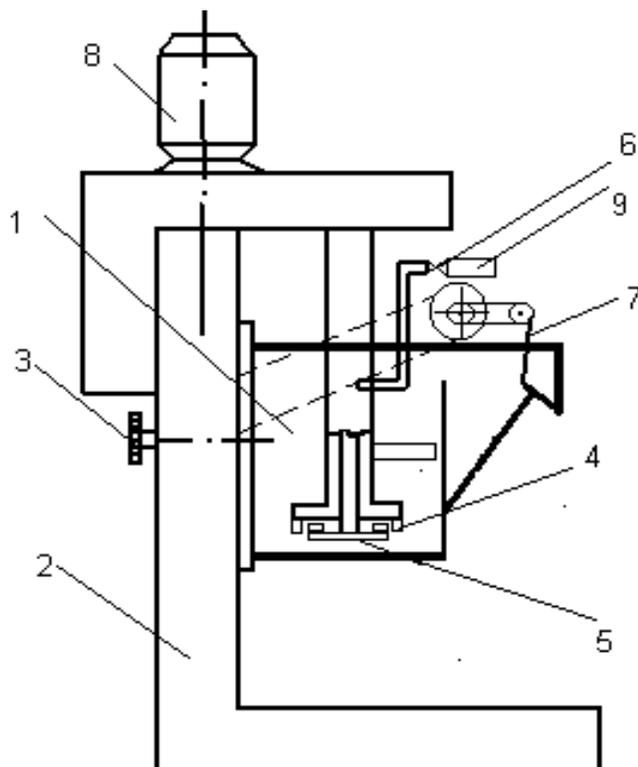


Рис. 5.2. Схема лабораторной механической флотомашины Механобр":
 1 -камера флотомашины; 2 -корпус; 3 -винт крепления; 4 -статор; 5 - импеллер; 6 -кран; 7 -
 пеногон; 8 –электродвигатель;
 9 – труба для подачи воздуха

Импеллер, представляющий собой диск с радиально расположенными лопатками, перемешивает пульпу в камере флотомашины и, создавая разрежение в надимпеллерном пространстве, всасывает и диспергирует воздух. Воздух засасывается в камеру из атмосферы через трубку 9. Статор выполняет роль направляющего аппарата, обеспечивая свободный выход пульпы из импеллера и тем самым, увеличивая в 1,5 - 2 раза количество засасываемого воздуха без увеличения мощности двигателя.

Регулирование количества поступающего в камеру воздуха осуществляется краном 6. Разгрузка пенного продукта производится при помощи пеногона 7.

Если реагенты используются в виде растворов, то их масса пересчитывается в мл (см^3) раствора заданной концентрации по формуле:

$$V = \frac{100 \cdot g}{C},$$

где V - объем раствора заданной концентрации, см^3 ;

C - концентрация раствора, %.

Формула 5.4 справедлива для растворов низкой концентрации.

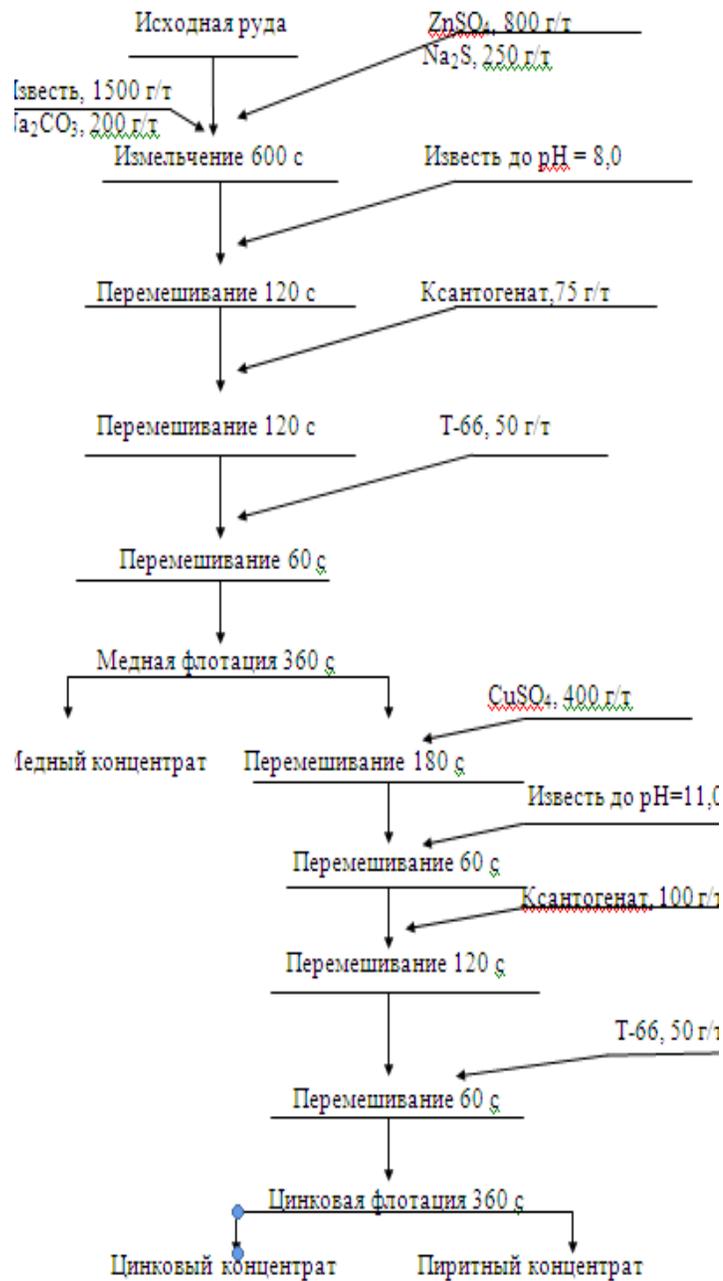


Рис. 5.3. Схема флотации медно-цинковой руды

Для маслообразных реагентов, подаваемых с помощью пипетки, масса реагента пересчитывается в число капель:

$$n = \frac{g}{m_k},$$

где m_k - масса одной капли реагента, г.

Если необходимое количество реагента меньше одной капли, то каплю помещают на фильтровальную бумагу и отрезают необходимую часть капли.

Расходы реагентов приведены на схеме флотации (рис. 2). Рассчитанные значения количества реагентов занести в табл. 5.1.

pH раствора определяется при помощи индикаторной бумаги.

Результаты расчета расхода реагентов в опыте

Наименование реагента	Концентрация раствора, %	Расход		
		г/т	г/на навеску	см ³ раствора (число капель)
Измельчение				
Известь	естественная	1500		
Цинковый купорос	5	800		
Сернистый натрий	1	250		
Кальцинированная сода	2	200		
Медная флотация				
Известь	естественная	до pH = 8		
Бутиловый ксантогенат Т-80	1	75		
	естественный	50		
Цинковая флотация				
Медный купорос	5	400		
Известь	естественная	до pH=11		
Бутиловый ксантогенат Т-80	1	100		
	естественный	50		

Провести флотационный опыт по схеме, приведенной на рис. 5.2. Перед флотацией руду измельчить в лабораторной шаровой мельнице в течение 10 мин. Условия измельчения Т : Ж : Ш = 1: 0,5 : 6. После измельчения мельницу разгрузить, отделить шары, пульпу перенести в камеру флотомашины. Камеру установить в корпус и включить электродвигатель. Уровень пульпы в камере должен быть на 1см ниже уровня сливного порога.

Перемешивание пульпы с реагентами производится без доступа воздуха (кран 6 закрыт) и при выключенном пеногоне.

Во время медной и цинковой флотации пульпа насыщается воздухом (кран 6 открыт), а пенные продукты снимаются пеногоном в отдельные приемники. Отмечается характер и цвет пены в медной и цинковой фракции

Полученные медный и цинковый концентраты высушить, взвесить, пробы сдать на химический анализ.

4. Обработка и оформление результатов

Выполнить эскиз лабораторной механической флотомашины.

Результаты флотационного опыта и данные химического анализа занести в табл. 5.2.

Массу оставшегося в камере пиритного концентрата определить по разности.

Рассчитать показатели обогащения медно-цинковой руды по формулам:

$$\gamma_k = \frac{Q_k}{Q} \cdot 100;$$

$$\varepsilon_{Cu_k-t}^{Cu} = \frac{\gamma_{Cu_k-t} \cdot \beta_{Cu_k-t}^{Cu}}{\alpha^{Cu}}; \quad \varepsilon_{Zn_k-t}^{Zn} = \frac{\gamma_{Zn_k-t} \cdot \beta_{Zn_k-t}^{Zn}}{\alpha^{Zn}};$$

$$\varepsilon_{Zn_{k-t}}^{Cu} = \frac{\gamma_{Zn_{k-t}} \cdot \beta_{Zn_{k-t}}^{Cu}}{\alpha^{Cu}} ; \quad \varepsilon_{Cu_{k-t}}^{Zn} = \frac{\gamma_{Cu_{k-t}} \cdot \beta_{Cu_{k-t}}^{Zn}}{\alpha^{Zn}} ;$$

$$\varepsilon_{Py_{k-t}}^{Cu} = 100 - \varepsilon_{Cu_{k-t}}^{Cu} - \varepsilon_{Zn_{k-t}}^{Cu} ;$$

$$\varepsilon_{Py_{k-t}}^{Zn} = 100 - \varepsilon_{Cu_{k-t}}^{Zn} - \varepsilon_{Zn_{k-t}}^{Zn} ;$$

$$\beta_{Py_{k-t}}^{Cu} = \frac{\varepsilon_{Py_{k-t}}^{Cu} \cdot \alpha^{Cu}}{\gamma_{Py_{k-t}}} ; \quad \beta_{Py_{k-t}}^{Zn} = \frac{\varepsilon_{Py_{k-t}}^{Zn} \cdot \alpha^{Zn}}{\gamma_{Py_{k-t}}} .$$

Результаты расчетов занести в табл. 5.2 и сделать выводы по работе.

При низких показателях обогащения указать возможные причины и мероприятия, необходимые для повышения показателей флотации.

Таблица 2

Результаты флотации медно-цинковой руды

Продукты	Выход		Массовая доля		Извлечение, %	
	г	%	Cu	Zn	Cu	Zn
Медный концентрат						
Цинковый концентрат						
Пиритный концентрат						
Исходная руда						

5. Необходимые материалы и аппаратура

Флотационная машина "Механобр".

Мельница с шарами.

Кастрюля - 4 шт.

Резиновые груши - 2 шт.

Весы.

Мерные цилиндры.

Реагенты.

Проба сплошной медно-цинковой руды крупностью 2-0 мм.

Работа №5 «Обогащение полиметаллической свинцово-цинково-баритовой руды по коллективно-селективной схеме флотации»

Обогащению подвергается полиметаллическая свинцово-цинково-баритовая руда. Ценные минералы представлены галенитом, сфалеритом и баритом. Вмещающая порода представлена, в основном, кварцем.

Коллективно-селективная схема флотации заключается в том, что вначале в общий пенный продукт выделяется несколько полезных компонентов (в данном случае свинец и цинк), которые затем отделяются друг от друга. Барит извлекается из хвостов коллективной свинцово-цинковой флотации.

Коллективно-селективные схемы флотации применяются в том случае, когда полезные минералы имеют тонкое взаимопрораствание, но их сростки относительно крупно вкраплены во вмещающей породе. Применение таких схем позволяет снизить потери за счет уменьшения переизмельчения хрупких минералов, увеличить производительность флотационных машин и

оборудования для сгущения, фильтрации и сушки, а также снизить расход электроэнергии на измельчение.

Основным недостатком схемы является сложность селекции коллективного концентрата из-за активации минералов собирателем, ввиду этого депрессия минералов подавителями значительно менее эффективна. Поэтому основным условием успешного проведения коллективно-селективной схемы флотации является минимальный расход собирателя при коллективной флотации.

Целью работы является ознакомление со схемами и реагентными режимами флотации свинцово-цинково-баритовых руд и приобретение навыков по выполнению флотационных опытов.

1. Порядок выполнения работы

1. Для определения объема камеры флотомашины рассчитать навеску, исходя из условия, что содержание твердого при флотации составляет 33 %, а плотность руды 2900 кг/м³.

2. Произвести расчет потребного количества реагентов. Расход реагентов (г/т) указан на рис 1.

3. Выполнить флотационный опыт. Условия измельчения: Т : Ж : Ш = 1 : 0.5 : 6. Пенный продукт коллективной флотации сразу снимается в мельницу. Выход пенного продукта – 15 % от исходной навески.

4. Полученные свинцовый, цинковый, баритовый концентраты, а также хвосты селекции высушить, взвесить и сдать на химический анализ лаборанту.

2. Обработка и оформление результатов

Полученные результаты флотации и данные химического анализа занести в табл. 1.

Таблица 1

Результаты флотации полиметаллической руды

Продукт	Выход		Массовая доля, %			Извлечение, %		
	г	%	свинца	цинка	барита	свинца	цинка	барита
Свинцовый концентрат								
Цинковый концентрат								
Баритовый концентрат								
Хвосты селекции								
Отвальные хвосты								
Исходная руда								

Сделайте выводы по полученным результатам. Если получены низкие показатели, укажите причины и возможные мероприятия для повышения показателей. Сделайте эскиз флотационной машины.

3. Необходимые материалы и аппаратура

Флотомашина.

Мельница с шарами.

Свинцово-цинково-баритовая руда.

Реагенты (Na₂CO₃, CuSO₄, ZnSO₄, Na₂S, ксантогенат, олеат натрия, известь, флотомасло, жидкое стекло, аэрофлот).

Мерные цилиндры.

Кастрюли – 6 шт.

Резиновые груши – 2 шт, весы.

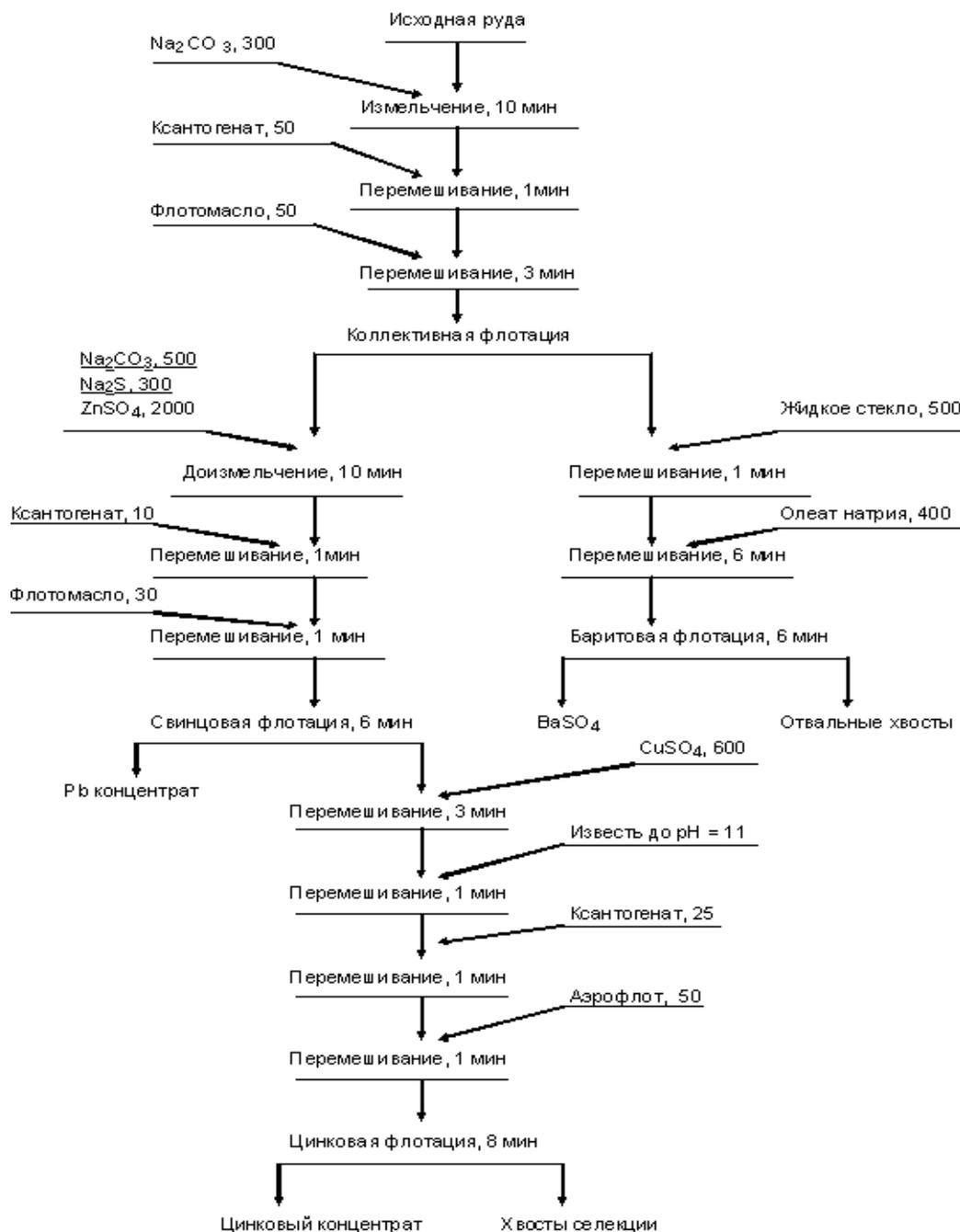


Рис. 1. Схема и реагентный режим флотации свинцово-цинково-баритовой руды

Работа №6 «Обогащение железных руд на магнитном сепараторе»

Целью работы является ознакомление с процессом магнитного обогащения полезных ископаемых: конструктивными особенностями, принципом работы электромагнитного сепаратора для обогащения железосодержащих руд; изучение влияния напряженности магнитного поля на технологические показатели обогащения.

1. Теоретическое введение

Магнитные методы обогащения основаны на различии в магнитных свойствах разделяемых минералов, главным образом на различии в их магнитной восприимчивости.

По величине удельной магнитной восприимчивости χ все минералы условно делятся на следующие группы:

1) сильномагнитные ($\chi > 3,8 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$) – магнетит, франклинит, маггемит, титаномагнетит, моноклинный пирротин и др.;

2) слабомагнитные ($\chi = 1,26 \cdot 10^{-7} - 7,5 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{кг}$) – окислы, гидроокислы железа и марганца, ильменит, вольфрамит, гранат, биотит, гексагональный пирротин и др.;

3) немагнитный ($\chi < 1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$) – кварц, полевошпат, кальцит, касситерит, апатит и др., а также диамагнитные ($\chi < 0$) – цинк, медь, золото, серебро, кремний и другие минералы.

Чем больше различаются минералы по величине магнитной восприимчивости, тем легче осуществить их разделение в магнитном поле. Средой разделения минералов может быть вода или воздух. В соответствии с этим процесс называется мокрой или сухой магнитной сепарацией.

Разделение минералов осуществляется в рабочей зоне магнитных сепараторов (рис. 1).

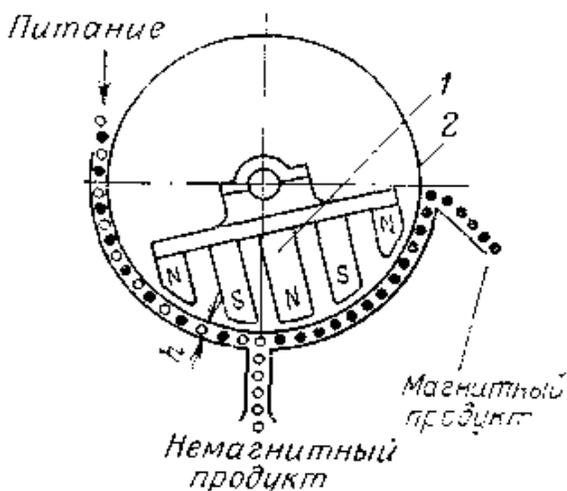


Рис.1. Принципиальные схемы процесса магнитной сепарации:
1- магнитная система; 2-барабан; h- рабочая зона сепаратора

Исходный материал при верхней подаче поступает непосредственно на рабочий орган – барабан 2. Магнитные частицы под действием магнитного поля притягиваются к поверхности рабочего органа и выносятся за пределы действия магнитных сил, где разгружаются в приемники для магнитного продукта. Немагнитные частицы скользят под действием центробежных сил и сил тяжести по поверхности рабочего органа, полюсного наконечника, лотка или дну ванны и разгружаются в приемники для немагнитного продукта.

Магнитное поле в рабочей зоне сепаратора создается системами 1 из постоянных магнитов или электромагнитными системами с обмоткой, питаемой постоянным или переменным током, вызывающим соответственно образование постоянного или переменного магнитного поля. В настоящее время наиболее широко используется обогащение в постоянном магнитном поле.

В магнитных сепараторах применяются только неоднородные магнитные поля, поскольку только они позволяют получить направленную магнитную силу притяжения минерального зерна:

$$F_M = m_0 \cdot \chi \cdot m \cdot \text{grad}H,$$

где m_0 - магнитная проницаемость среды, равная $1,26 \cdot 10^{-6} \text{ Гн/м}$;

m – масса зерна, кг;

χ - удельная магнитная восприимчивость тела, $\text{м}^3/\text{кг}$;

H - напряженность магнитного поля, А/м;

$\text{grad}H$ - градиент напряженности, А/м².

Магнитный метод широко применяется для обогащения руд черных металлов, при доводке концентратов редких и цветных металлов, для регенерации магнитных утяжелителей при обогащении в тяжелых суспензиях, удаления магнитных примесей из фосфоритовых руд, кварцевых песков и других материалов.

2. Описание работы и конструкции магнитного сепаратора

Лабораторный электромагнитный однороликовый сепаратор предназначен для сухого разделения минеральных смесей на магнитную и немагнитную фракции. В магнитную фракцию выделяются сильномагнитные и слабомагнитные минералы с удельной магнитной восприимчивостью не ниже $15 \cdot 10^{-9} \text{ м}^3/\text{кг}$. Крупность исходного материала на более 5 - 7 мм/

3. Порядок выполнения работы и оформление результатов

Ознакомиться с конструкцией сепаратора и его электрической схемой, выполнить эскиз установки.

В работе необходимо изучить влияние напряженности магнитного поля сепаратора на технологические показатели обогащения железной руды. Руда содержит как сильномагнитные (магнетит), так и слабомагнитные минералы железа (гидрогетит, гетит), а также немагнитные минералы породы.

Определение качества исходной руды и концентрата выполняется студентом с помощью ручного магнита, при этом из продуктов извлекается только зерна сильномагнитных минералов железа.

Тщательно перемешать исходную руду. Взвесить навеску руды массой 50 г. и выполнить магнитный анализ с помощью ручного магнита. Рассчитать массовую долю магнитной фракции в исходном продукте α , %. Поскольку железо представлено сильномагнитным минералом магнетитом, а теоретически возможное содержание железа в минерале магнетите Fe_3O_4 72,4%, то массовая доля железа в продуктах обогащения приблизительно может быть найдена по формуле:

$$\alpha = \frac{q_1 \cdot 72,4}{50},$$

где q_1 - масса магнитной фракции в исходном продукте, г.

Объединить магнитную и немагнитную фракции, тщательно перемешать их и использовать для последующего обогащения. Магнитное обогащение проводят на лабораторном сепараторе при различной напряженности магнитного поля. Напряженность поля регулируют, изменяя силу тока в обмотках (показания амперметра выпрямителя):

1 опыт – $I_1=0,5 \text{ А}$, $H_1= 38 \text{ кА/м}$;

2 опыт – $I_2=1,0 \text{ А}$, $H_2= 56 \text{ кА/м}$;

3 опыт – $I_3=1,5 \text{ А}$, $H_3= 80 \text{ кА/м}$.

Установив на амперметре требуемую силу тока, а также приемники для магнитного и немагнитного продуктов, включить привод сепаратора и загрузить навеску руды в бункер. Из бункера руда при помощи шибера тонким слоем подается на лоток и далее в зону сепарации. По окончании опыта отключить сначала питание катушек магнитной системы. При этом сильномагнитные частицы, притянувшиеся к выступам магнитной системы и к делительной перегородке, будут сыпаться в приемник магнитного продукта. Щеточкой очистить полюсные наконечники и делительную перегородку и только после этого отключить привод сепаратора.

При проведении опытов скорость вращения ролика, положение делительной перегородки, производительность сепаратора остаются постоянными.

Взвесить магнитный продукт (концентрат) и определить его выход γ_k , %

$$\gamma_k = \frac{Q_k}{50} 100,$$

где Q_k - масса концентрата, г.

Выполнить магнитный анализ концентрата с помощью ручного магнита и рассчитать массовую долю магнитной фракции β_k , % в нём

$$\beta_k = \frac{q_2 \cdot 72,4}{Q_k},$$

где q_2 - масса магнитной фракции, выделенной из концентрата, г.

Рассчитать извлечение магнитной фракции в концентрат ε_k , %:

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k \cdot \beta_k}{\alpha},$$

Технологические показатели для немагнитного продукта (хвостов) рассчитать по уравнениям баланса:

$$\gamma_{xb} = 100 - \gamma_k;$$

$$\varepsilon_{xb} = 100 - \varepsilon_k;$$

$$\beta_{xb} = \frac{\varepsilon_{xb} \cdot \alpha}{\gamma_{xb}};$$

или

$$\beta_{xb} = \frac{100 \cdot \alpha - \gamma_k \cdot \beta_k}{\gamma_{xb}}.$$

Результаты опытов занести в табл. 4.1.

Таблица 1

Технологические показатели обогащения руды
на сепараторе 138Т-СЭМ

Номер опыта	Ток, А	Напряженность, кА/м	Продукт	Выход		Массовая доля магн. фракции, %	Извлечение магн. фракции, %	Магнитный анализ	
				г	%			продукт	масса, г
1	0,5	38	Концентрат (магн. продукт)					Магн. фр.	
			Хвосты (немагн. продукт)					Исходный	
			Исходный	50				Магн. фр.	
							Исходный	50	
2	1	56	Концентрат (магн. продукт)					Магн. фр.	
			Хвосты (немагн. продукт)					Исходный	
			Исходный	50				Магн. фр.	
							Исходный	50	
3	1,5	80	Концентрат (магн. продукт)					Магн. фр.	
			Хвосты (немагн. продукт)					Исходный	
			Исходный	50				Магн. фр.	
							Исходный	50	

Аналогично провести второй и третий опыты, увеличивая силу тока в обмотках сепаратора.

На основании полученных экспериментальных данных построить зависимости выхода концентрата, извлечения и массовой доли магнитной фракции в концентрате от напряженности магнитного поля сепаратора. Сделать выводы по работе.

4. Необходимые материалы и оборудование

Магнитный сепаратор.

Железная руда крупностью -2+0,1 мм.

Весы.

Разновесы.

Ручной магнит.

Приемники для продуктов разделения.

Работа № 7 «Выбор метода доводки грубого цинкового концентрата до кондиционного»

Цинковые концентраты обогатительных фабрик Урала из колчеданных медно-цинковых руд по схемам коллективно-селективной и прямой селективной флотации получают некондиционными (20 – 28 % цинка).

Кондиционный цинковый концентрат по ОСТ 48–31–72 должен содержать 40 – 56 % цинка. Доводка грубого цинкового концентрата возможна двумя методами:

- прямой флотацией, т. е. к основному циклу флотации добавить дополнительные перечистные операции;
- обратной флотацией по методу Конева-Дебровиной, когда после сгущения и десорбции проводится медно-пиритная флотация; кондиционный цинковый концентрат получается камерным продуктом.

Целью работы является сравнение результатов доводки некондиционного цинкового концентрата методом прямой и обратной флотации и выбор оптимального режима доводки.

1. Порядок выполнения работы

1. Определить объём камеры флотомашин и рассчитать навеску, если содержание твёрдого составляет: при обратной флотации – 45 %, при прямой флотации – 32 %, плотность руды 4000 кг/м³.
2. Рассчитать потребное количество реагентов для двух схем. Расход реагентов (г/т) указан на рис. 1.1 и 1.2.
3. Провести флотационный опыт по доводке цинкового концентрата методом обратной флотации. Наблюдать за составом пены.
4. Провести флотационный опыт по доводке цинкового концентрата методом прямой флотации (перечистки). Наблюдать за пеной.
5. Высушить, взвесить и сдать на химический анализ концентраты и хвосты обоих опытов.
6. Результаты опытов представить в виде табл. 1.

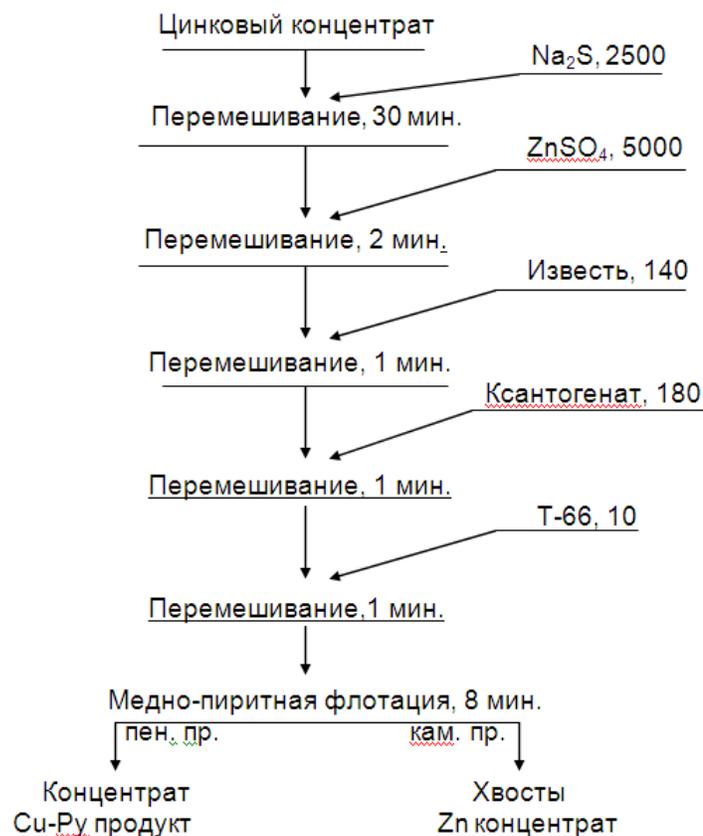


Рис. 1. Схема и реагентный режим обратной флотации (расход реагента в г/т)

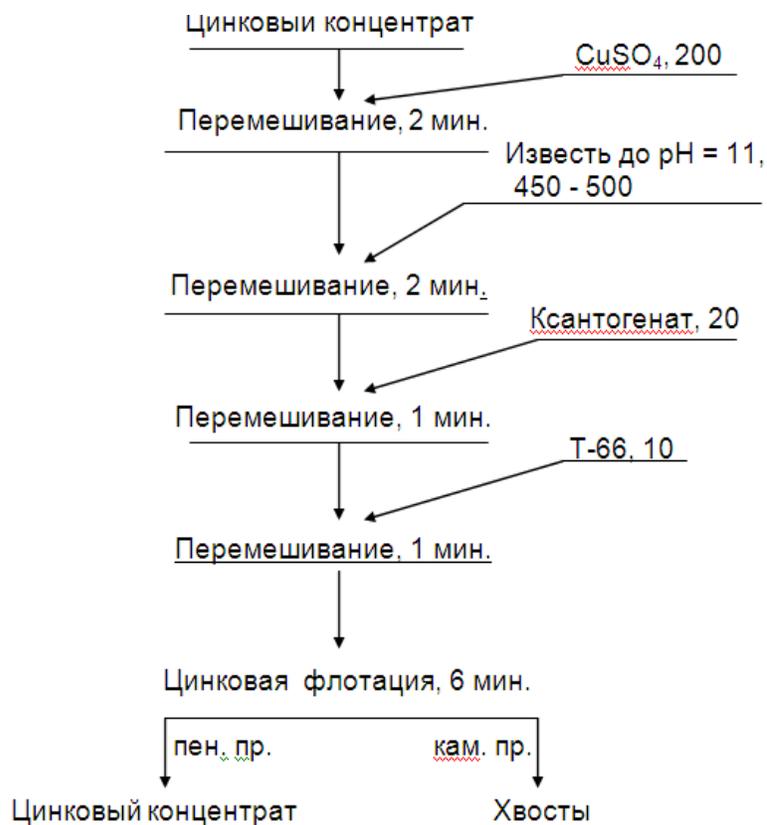


Рис. 2. Схема и реагентный режим прямой флотации (расход реагента в г/т)

2. Обработка и оформление результатов

Таблица 1

Результаты дофлотации некондиционного концентрата

Наименование операции, продукта	Выход		Содержание, %		Извлечение, %	
	г	%	Медь	Цинк	Медь	Цинк
1. Прямая флотация Цинковый Концентрат Хвосты Исходный Продукт						
2. Обратная флотация Медно- пиритный продукт Цинковый Концентрат Исходный Продукт						

Сделать выводы по полученным результатам.

3. Необходимые материалы и оборудование

Флотационная машина.

Кастрюля – 3 шт.

Резиновая груша – 2 шт.

Мерные цилиндры

Реагенты (.Na₂S, ZnSO₄, CuSO₄, Т-66, известь ксантогенат)

Некондиционный цинковый концентрат.

Весы

Правила оформления работы

Структура практической работы содержит обязательные элементы - титульный лист, оглавление, введение, основная часть, заключение, список использованной литературы (приложения).

- Оглавление.

- Введение. Обосновывается выбор темы, раскрывается ее научно-практическая актуальность, четко формулируются цели и задачи, преследуемые автором в работе. Рекомендуемый объем введения - 1-2 страницы.

Основная часть. Выполнение расчетов в соответствии с заданием.

Заключение: содержательные выводы по работе. Рекомендуемый объем - 1-2 страницы.

Список литературы. Список литературы включает все работы, ссылки на которые автор приводит в тексте. Недопустимо включать в список работу, если на нее нет ссылок. Не разрешается включать в список работы, которые автор сам не читал, ссылки, заимствованные из чужих статей и монографий, могут содержать опечатки, неточности, искажение смысла.

Работа может содержать таблицы и графики, которым присваивается номер из двух цифр. Первая из цифр указывает на порядковый номер, вторая - на номер главы (параграфа), к которой

относится материал. Например, таблица 1.3, то есть перед нами первая таблица, используемая в третьей главе работы. Табличный и графический материалы не могут составлять более 5% от всего содержания работы. Номер располагается слева над верхней границей таблицы или графика.

Оформление работы в соответствии с требованиями Госстандарта.

Чистовой вариант работы выполняют в одном экземпляре, на белой бумаге форматом стандартного писчего листа (формат А-4, 210 х 297 мм). Работа предоставляется в печатном варианте, на одной стороне листа. Приемлема печать черного цвета, шрифтом размером 14, предпочтительнее TNR, обычным начертанием и с обычным буквенным интервалом.

Весь текст набирается через полуторный междустрочный интервал. Отступ красной строки должен быть одинаковым по всей работе и равняться пяти знакам.

На каждой странице следует оставлять поля:

- левое – 30 мм;
- правое – 20 мм;
- верхнее – 15-20 мм;
- нижнее – 20-25 мм.

Минимальный объем работы составляет 10-12 страниц печатного текста (без учета приложений).

Возможно также оформление рукописного варианта работы.

Работа может быть выполнена на листах формата А-4 или в тетради.

Почерк должен быть разборчивым, легко читаемым.

Наличие полей в работе обязательно.

Все страницы работы, включая таблицы, графики, рисунки и приложения, нумеруются по порядку. Первой страницей считается титульный лист, на котором цифра «1» не проставляется. На следующей странице (оглавление) ставится цифра «2» и т. д. Номер страницы рекомендуется проставлять в середине верхнего поля

Оглавление, Введение, Разделы следует начинать с нового листа.

Текст отделяется от заголовка одной незаполненной строкой. Точки в конце заголовков не ставятся.

Оформление ссылок и цитат

При оформлении контрольной работы автор обязан давать ссылки на источники заимствования материала. Ссылки на литературу, использованную в работе, могут быть двух видов: внутритекстовые и подстрочные. В первом случае после упоминания источника или цитаты из него в скобках (обычно квадратных, но допускаются и круглые) проставляют номер, под которым данный источник расположен в списке литературы. Например,

«В. Д. Иванов [15], вслед за Б. М. Смирновым [31], считает.»

Если в работе приводится фрагмент (цитата) из определенного источника, то он выделяется кавычками, а оформление ссылки возможно двумя способами:

«А. Скороходов (8) отмечает, что «.....» (с. 150)».

«А. Скороходов отмечает, что «.....» [8, с. 150]».

Если ссылаются на несколько работ одного автора или на работы нескольких авторов, то в скобках указываются номера этих работ в порядке возрастания:

«Ряд авторов [15, 26, 48] считают...».

В подстрочных ссылках приводят либо полностью библиографическое описание источника, на которое дается ссылка, либо недостающие элементы описания:

[1] Лобанов Р. Металлургия благородных металлов. - М.: Прогресс, 1986. – 422 с.

Оформление библиографического списка

Все источники, на которые ссылается автор, включаются в Список литературы. Литературные источники приводятся в алфавитном порядке по фамилии автора или заглавной букве названия, если это сборник статей. Например,

1. Фамилия, инициалы автора. Основной заголовок работы. Место издания: Издательство, Год издания. - Количество страниц. Петрухин И.Л. Металлургия- Г.: Наука, 2012. – 167с.

Работа, оформленная с нарушением настоящих указаний, не принимается.

Порядок защиты работы регламентирован руководящими документами университета. Защита проводится в свободное от учебных занятий время и проводится, как правило в последнюю неделю семестра перед экзаменационной сессией. Расписание проведения защит руководители работ доводят до сведения студентов не позднее, чем за неделю до их проведения.

Студенты, не подготовившие или не защитившие в установленные сроки практическую работу, к экзаменационной сессии не допускаются.