

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»

Кафедра обогащения полезных ископаемых

Составители
М. С. Клейн
Т. Е. Вахонина

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ТВЕРДОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Методические указания к лабораторным работам

Рекомендованы учебно-методической комиссией
специализации 06 Обогащение полезных ископаемых
в качестве электронного издания
для использования в образовательном процессе

Кемерово 2019

Рецензент:

Удовицкий В. И., профессор, зав. кафедрой обогащения полезных ископаемых КузГТУ

Клейн Михаил Симхович

Вахонина Татьяна Евгеньевна

Технология обогащения твердого минерального сырья: методические указания к лабораторным работам [Электронный ресурс]: для обучающихся специальности 21.05.04 Горное дело, специализации Обогащение полезных ископаемых, всех форм обучения / сост. М. С. Клейн, Т. Е. Вахонина; КузГТУ. – Электрон. издан. – Кемерово, 2019.

Содержат общую характеристику исследуемых процессов, обоснование методики проведения экспериментального исследования, изложен ход выполнения работ и даны требования к оформлению отчетов по выполненным работам.

© КузГТУ, 2019

© Клейн М. С., Вахонина Т. Е.
составление, 2019

Выполнение лабораторных работ закрепляет теоретический материал, приобщает студентов к самостоятельной работе.

Лабораторные работы проводят в течение всего семестра бригадой из 3–4 человек.

Подготовка к каждой лабораторной работе производится до начала занятий и состоит в изучении соответствующего раздела дисциплины. Перед началом работы студент должен знать: цель и безопасные методы работы, последовательность операций, перечень необходимых материалов, приборов.

Каждого студента допускает к выполнению лабораторных работ преподаватель, ведущий лабораторный практикум, после ознакомления с правилами техники безопасности в лаборатории обогащения и записи в журнале о прохождении инструктажа и сдачи его преподавателю.

Приступая к выполнению работы, студент должен изучить ее описание и составить конспект содержащий цель работы, теоретическое введение, схемы лабораторных установок, технологические параметров основных процессов. В начале каждого лабораторного занятия студенты должны защитить отчет по предыдущей работе и получить допуск к выполнению следующей. После окончания работы студенты наводят порядок на рабочем месте и сдают его лаборанту; предъявляют преподавателю на подпись таблицы с результатами опытов. По каждой лабораторной работе оформляется отчет, который, кроме составленного ранее конспекта, включает в себя результаты измерений, расчетов и выводы.

Студент полностью завершил лабораторный практикум, если выполнил лабораторные работы, предусмотренные рабочей программой, представил все отчеты, объяснил полученные результаты и ответил на вопросы преподавателя.

Лабораторная работа № 1

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ,
СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА
ДРОБЛЕННОГО ПРОДУКТА ЩЕКОВОЙ ДРОБИЛКИ

Цель работы: Изучить технологию, схемы дробления, основные типы дробилок, методы отсева материалов и показатели, определяющие эффективность процесса дробления.

Теоретические положения

Размеры кусков руды при открытой добыче могут быть до 1500 мм, при подземной – до 300 мм, поэтому для последующего обогащения и окускования рудные материалы необходимо подвергать дроблению и измельчению. В зависимости от размеров получаемых кусков различают четыре стадии дробления: крупное – 100–300; среднее – 40–60; мелкое – 8–25 и тонкое – менее 1 мм. Мелкое и тонкое дробление называют измельчением и применяют только для руд, идущих на обогащение. Технологически-

ми показателями процесса дробления (измельчения) являются степень и эффективность дробления (измельчения). Степень дробления (измельчения) – отношение размеров кусков материала до и после дробления (измельчения), определяется выражением

$$i = D_{\max} / d_{\max}, \quad (1)$$

где D_{\max} и d_{\max} – максимальные размеры куска материала соответственно до и после дробления (измельчения). Эффективность дробления определяется массой раздробленного материала, получаемого при расходе единицы электроэнергии. Она, в основном, зависит от прочности дробимого материала. В зависимости от величины сопротивления при раздавливании, руды классифицируют по твердости: мягкие (менее 10 МПа); средней твердости (10–50 МПа); твердые (более 50 МПа); весьма твердые (более 100 МПа). При дроблении руды проявляются упругая и пластическая деформации дробимого тела, образуются новые поверхности, преодолеваются силы внутреннего и внешнего трения. В связи со сложностью процесса дробления пока нет единой универсальной теории дробления, однако, существуют две гипотезы – поверхностная и объемная. Согласно поверхностной гипотезе работа, затраченная при дроблении пропорциональна величине вновь полученной поверхности. Согласно объемной гипотезе, работа, затраченная при дроблении, пропорциональна объему тела. Сравнивая обе гипотезы, можно заметить, что поверхностная более соответствует процессам, где дробление осуществляется истиранием и отчасти раскалыванием; объемная же гипотеза – процессам при дроблении тел раздавливанием и ударом. Дробление и измельчение энергоемкие процессы. До 10 % всей вырабатываемой электроэнергии расходует на дробление и измельчение. Стоимость дробления и измельчения в себестоимости рудного концентрата составляет до 40 %.

Существуют следующие способы дробления: раздавливание, истирание, раскалывание, удар, раздавливание совместно с раскалыванием, раздавливание совместно с изгибом.

Наиболее дешевым методом дробления является раздавливание, а наиболее дорогим – истирание, связанное с наибольшим расходом энергии. По принципу истирания производится тонкое измельчение. На выбор метода дробления большое влияние оказывают свойства материалов. Дробление и измельчение могут быть сухими и мокрыми. Обычно крупное, среднее и мелкое дробление осуществляют сухим способом. При дроблении глинистых руд в рабочую зону дробилок иногда подают воду для обеспечения лучшей проходимости руды в процессе дробления, но такой метод нельзя отнести к мокрому дроблению.

Мелкое дробление и измельчение осуществляют сухим или мокрым способом в зависимости от характера последующих процессов обогащения и свойств полезных ископаемых. Процесс дробления очень сложный и за-

висит от следующих факторов: размеров, формы и взаимного расположения отдельных кусков материалов в рабочей зоне дробилки, физических свойств руды (прочность, твердость, вязкость, плотность, однородность, трещиноватость, влажность), а также конфигурации рабочих органов оборудования, траектории их движения, массы, скорости и угла встречи с обрабатываемыми рудами. Существуют следующие схемы дробления: открытая, открытая с предварительным грохочением, замкнутая с предварительным и поверочным грохочением.

Выбор способа дробления и типа дробилок зависит от физических свойств материала, начальной и конечной крупности его кусков. Твердые и вязкие материалы рациональнее дробить раздавливанием, ударом и истиранием; хрупкие – раскалыванием. Дробилки бывают щековые, конусные, грибовидные, молотковые, валковые.

Дробление также широко применяется в различных отраслях промышленности: в строительстве – при подготовке строительных материалов: щебня, гравия; в металлургии – для дробления шихтовых материалов (флюсов): доломитов, известняков; для дробления угля перед коксованием на коксохимических предприятиях.

На обогатительных фабриках дробление и измельчение руд обычно производят последовательно в несколько приемов (стадий), т. к. получить необходимую степень дробления для полного раскрытия минерала в одной дробильной машине не представляется возможным. Оценка результатов дробления и измельчения производится по степени дробления (измельчения) и эффективности работы дробилок (мельниц).

Оборудование и материалы

Лабораторная щековая дробилка со сложным качанием щеки; тахометр; набор стандартных лабораторных сит размером 10, 7, 5, 3, 2, 1, 0,5 мм; линейка и кронциркуль; технические весы, разновесы; секундомер; механический встряхиватель; пробы руды.

Схема лабораторной дробилки представлена на рис. 1. Дробление проводится в соответствии с заданием.

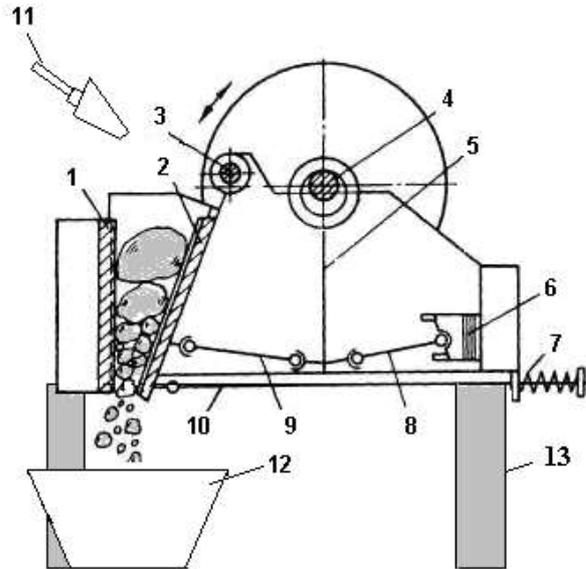


Рисунок 1 – Лабораторная щековая дробилка со сложным качанием щеки для среднего дробления: 1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – ось подвижной щеки; 4 – эксцентриковый вал; 5 – шатун; 6 – механизм изменения ширины разгрузочной щели; 7 – замыкающая пружина; 8 – задняя распорная плита; 9 – передняя распорная плита; 10 – тяга замыкающего устройства, 11 – загрузочный совок; 12 – приемный короб; 13 – опорные стойки

Порядок выполнения работы

Взвесьте на технических весах по 1,5–2 кг (с точностью до 10 г) исходный материал с различной твердостью (известняк, железная руда, агломерат, кокс). Каждый материал отдельно пропустите через дробилку, полученные дробленые продукты рассыпьте на ситах (10; 7; 5; 3; 2; 1; 0,5 мм) и взвесьте каждую фракцию отдельно. Определите длительность и степень дробления. Полученные данные занесите в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Показатели дробления для некоторых материалов

Показатель	Материалы		
Размер, мм: исходный $D_{\text{ср}}$ конечный $d_{\text{ср}}$			
Время дробления, мин			
Степень дробления i			
Производительность Q , т/ч			

Таблица 2

Результаты ситового анализа

Класс крупности, мм	Выход		Суммарный выход, %	
	г	%	по плюсу	по минусу
+10				
-10 + 7				
-7 + 5				
-5 + 3				
-3 + 2				
-2 + 1				
-1 + 0,5				
-0,5 + 0				
Итого				

Выход каждого класса крупности от массы исходной пробы определяют по формуле

$$\gamma_i = Q_i / Q_{\text{исх}}, \quad (2)$$

где γ_i – выход каждого класса, %; $Q_{\text{исх}}$ – масса исходной пробы, кг; Q_i – масса данного класса крупности, кг.

Суммарный выход классов крупности по плюсу рассчитывают последовательным сложением выходов отдельных классов, начиная с наиболее крупного класса (сверху вниз), суммарный выход классов по минусу – сложением выходов отдельных классов, начиная с наиболее мелкого класса (снизу вверх).

На основании данных табл. 2 строят суммарные характеристики крупности в прямоугольной системе координат ($d-\Sigma\gamma$).

Контрольные вопросы

1. Охарактеризуйте процессы дробления и измельчения, в чем состоят их отличия.
2. Как классифицируются рудные материалы по твердости и, какие существуют гипотезы дробления?
3. Перечислите основные способы дробления, типы дробилок, их преимущества и недостатки.
4. Какие схемы дробления и измельчения применяются в черной металлургии?
5. Для каких целей применяются операции дробления на обогатительных фабриках (угольных, рудных)?
6. Что такое степень дробления частная и общая?

Лабораторная работа №2

ИЗУЧЕНИЕ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ СИЛЬНО И СЛАБОМАГНИТНЫХ РУД

Цель работы: Изучить технологию и схемы обогащения железных руд методом магнитной сепарации, конструкции различных сепараторов сухого и мокрого обогащения, научиться определять показатели эффективности процессов обогащения.

Теоретическое положения

Обогащение является операцией, в результате которой повышается концентрация полезного элемента (железа, марганца и др.) в результате удаления максимально возможного количества пустой породы. Иногда при обогащении руды одновременно с пустой породой удаляется часть вредных примесей. Для разделения используют различия свойств рудного минерала и пустой породы: цвет, блеск, твердость, плотность, смачиваемость, оптические, электрические, магнитные и другие характеристики. Существуют следующие методы обогащения: рудоотборка, промывка, гравитационное, флотационное, магнитная сепарация. Продуктами обогащения являются: концентрат – материал, содержащий полезного минерала больше, чем его было в исходной руде; хвосты – материал, состоящий в основном из пустой породы и содержащий небольшое количество полезного минерала. В сложных схемах обогащения получают продукт, занимающий по содержанию полезного элемента промежуточное положение между концентратом и хвостами – промпродукт, который подвергают дополнительному обогащению. Эффективность процесса обогащения характеризуется комплексом показателей.

1. *Содержание* полезного элемента в руде (α), концентрате (β) и хвостах (ν). Чем выше содержание элемента в концентрате и ниже в хвостах, тем лучше качественные показатели обогащения.
2. *Выход* концентрата γ (%), или соотношение масс концентрата (M_K) и руды, пошедшей на его получение (M_P). Выход концентрата показывает, какое его количество получается из 1 т руды

$$\gamma_K = \frac{M_K}{M_P} \cdot 100\%, \quad (3)$$

Выход концентрата можно также выразить через содержание полезного элемента в руде и продуктах обогащения. Для этого используют баланс металла

$$M_P \alpha = (M_K \beta + M_K \nu), \quad (4)$$

После преобразований получаем

$$\gamma_K = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu} \cdot 100\%, \quad (5)$$

3. *Степень сокращения* показывает, во сколько раз уменьшается количество концентрата по сравнению с количеством израсходованной на его получение руды, т. е. сколько требуется переработать тонн руды для получения 1 т концентрата

$$K_c = \frac{1}{\gamma} = \frac{\beta - \nu}{\alpha - \nu}, \quad (6)$$

4. *Степень обогащения*, или соотношение содержаний элемента в концентрате и исходной руде, показывает, во сколько раз концентрат богаче исходной руды по содержанию полезного компонента

$$K_o = \frac{\beta}{\alpha}, \quad (7)$$

5. *Степень извлечения* полезного элемента в концентрат (ε) показывает, какая его часть, содержащаяся в руде, перешла в концентрат

$$\varepsilon = \gamma \frac{\beta}{\alpha} = \frac{(\alpha - \nu)\beta}{(\beta - \nu)\alpha}. \quad (8)$$

Наиболее эффективным методом обогащения железных руд является магнитная сепарация, основанная на различии магнитных свойств некоторых железосодержащих минералов и пустой породы. Магнитное обогащение состоит в разделении минеральных зерен руды в сепараторах по их магнитной восприимчивости. Измельченная руда вводится в магнитное поле, в котором зерна магнитного минерала притягиваются к полюсам магнита и, преодолевая постоянно действующие силы (гравитация, центробежные, сопротивление водной среды и др.), перемещаются в одном направлении, в то время как немагнитные зерна под действием этих сил движутся в другом направлении. На зерно минерала, помещенное в магнитном поле, действует магнитная сила

$$F_{\text{маг}} = \mu_0 \cdot \chi \cdot H,$$

где $F_{\text{маг}}$ – сила магнитного притяжения, кгс/кг; μ_0 – магнитная постоянная, $1,26 \cdot 10^{-6}$ Н/м; χ – удельная магнитная восприимчивость, мЗ/кг; H – напряженность магнитного поля, А/м. Следовательно, эта сила определяется магнитной восприимчивостью минерала и напряженностью магнитного поля. Удельная магнитная восприимчивость некоторых минералов и их свойства приведены в табл. 3. Магнитной сепарацией в основном обогащают руды с сильномагнитными свойствами, в состав которых входят минералы магнетит и маггемит.

Таблица 3

Основные минералы железных руд и их свойства

Минералы	Химическая формула и состав	Плотность, г/см ³	Твердость по шкале Мооса	Цвет	Удельная магнитная восприимчивость $\times 10^{-7}$
Гематит	$\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$, Fe-70%	5,0-5,2	5,5-6,0	Вишнево-красный	38-6
Гётит	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, Fe – 62,9%	4,0-4,4	4,5-5,5	Темно-бурый до черного	около 3
Гидрогётит	$3\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$, Fe – 60,8%	3,3-4,0	1,0-4,0	светло-бурый, желто-бурый	10-3
Лимонит	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, Fe – 59,8%	3,3-4,0	4,0	темно-бурый	10-3
Магнетит	Fe_3O_4 , Fe – 72,4%	4,9-5,2	5,5-6,0	Черный	500-250
Ильменит	$\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$	4,5-5,0	5,0-6,0	Черный	300-150
Маггемит	$\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$, Fe-70%				250-100
Мартит	Fe_2O_3 , Fe-70%	4,0-5,0	4,0-6,0	Темно-вишневый	880-25
Сидерит	Fe_2CO_3 , Fe – 48,3%	3,9	3,5-4,5	Желтовато-белый, сероватый	19-4,5

Продолжение таблицы 3

Минералы	Химическая формула и состав	Плотность, г/см ³	Твердость по шкале Мооса	Цвет	Удельная магнитная восприимчивость $\times 10^{-7}$
Пирит	FeS ₂ , Fe – 46,6%	4,9-5,2	6,0-6,5	Светлый, латунно-желтый	5-1
Пирротин	FeS	4,6	4,0	Желтый, до красного	75-35
Апатит	Ca ₅ [PO ₄] ₃ (F,OH,Cl)	3,2	5,0	Бесцветный, белый, бледно-зеленый	до 3
Доломит	(Ca, Mg)CO ₃	2,8-3,9	3,5-4,0	Серовато-белый	до 3
Кварц	SiO ₂	2,65	7,0	Бесцветный, молочно-белый	до 6
Магнезит	MgCO ₃	2,9-3,1	4,0-4,5	Белый с желтоватым или сероватым оттенком	12-3

Для других минералов необходимо создавать магнитное поле с высокой напряженностью, что технически трудно достигается. Поэтому в зависимости от химического состава обогащаемой руды применяют сепараторы с разной напряженностью магнитного поля. Сильномагнитные руды обогащают на сепараторах с магнитным полем напряженностью $(32-95) \cdot 10^3$ А/м, слабомагнитные – $(143-1270) \cdot 10^3$ А/м. Магнитное поле создается электромагнитами, а его напряженность регулируется силой тока. Материал в сепаратор можно подавать в сухом или в мокром виде (пульпа), в последнем случае устраняется пылеобразование, поэтому этот метод получил большее распространение. Для обогащения руд крупностью более 6 мм применяется сухая магнитная сепарация. Руды крупностью менее 0,1 мм обогащаются только мокрым способом. Кроме подавления пылеобразования это позволяет повысить эффективность обогащения, т. к. в водной среде разделение мелких частиц более полное. При мокром обогащении процесс проходит в 2–4 стадии, на каждой из которых руда дробится и подвергается магнитной сепарации. Это позволяет избежать больших расходов на измельчение пустой породы. На первых стадиях для руды крупностью 5–50 мм применяется сухая сепарация, при этом удаётся значительная часть немагнитных компонентов. Промпродукт сухой сепарации для более полного раскрытия зерен руды направляют на мокрое измельчение и магнитную сепарацию в водной среде. Совершенствование магнитного обогащения идет по двум направлениям: – более тонкое измельчение исходного материала, что повышает степень раскрытия зерен рудного минерала и содержание железа в концентрате; – повышение напряженности магнитного поля в рабочем пространстве сепараторов (*полиградиентные сепараторы* – с изменяющимся в пространстве магнитным полем). Последние возможно применять для обогащения окисленных кварцитов и бедных гематито-мартитовых руд, которые, несмотря на огромные запасы, практически не используются.

Доля магнитного обогащения железных руд среди других способов составляет более 80 %, на промывку и отсадку приходится около 15 %, остальное – на другие методы. Магнитной сепарацией практически невозможно обогащать слабомагнитные и окисленные руды из-за больших потерь железа с немагнитными оксидами железных руд. В связи с этим магнитная сепарация применяется не только как самостоятельный метод обогащения, а входит в состав комбинированных схем: магнитно-гравитационные, магнитно-флотационные и др. Для обогащения магнитной сепарацией немагнитных (слабомагнитных) железных руд (гематиты, бурые железняки) их переводят в магнитное состояние восстановительным магнетизирующим обжигом по схеме: $Fe_2O_3 \rightarrow Fe_3O_4$ или $\gamma - Fe_2O_3$ маггемит. Магнетизирующий обжиг проводят в шахтных и трубчатых вращающихся печах в восстановительной атмосфере, для получения которой сжигают с недостатком кислорода природный газ или твердое топливо (бу-

рый уголь, антрацит и др.). При этом в зависимости от условий (температура, состав атмосферы, крупность кусков руды, распределение газового потока) можно получить продукты обжига с различной магнитной восприимчивостью. Наибольшей магнитной восприимчивостью обладают оксиды железа, восстановленные при температуре 570–800 °С.

Обоженную железную руду затем измельчают для раскрытия рудного зерна и обогащают магнитной сепарацией.

В прямоточных сепараторах направления движения барабана и потока пульпы совпадают, в противоточных – направлены навстречу друг другу, а в полупротивоточных – пульпа подается снизу и разделяется на два потока: по направлению движения барабана (магнитная часть) и против него (немагнитная часть). Наибольшее распространение имеют прямоточные сепараторы, в которых барабан изготовлен из немагнитного материала с резиновой обечайкой, а внутри его расположена неподвижная магнитная система. Исходный материал в виде пульпы подается на загрузочный лоток и направляется в магнитное поле. Немагнитные частицы (хвосты) под действием силы гравитации попадают вниз, а магнитные (концентрат) – притягиваются к барабану и увлекаются им до разгрузочного лотка. По выходу из зоны действия магнитного поля концентрат отстает от барабана и попадает на лоток, туда же подается струя воды для смыва оставшегося на барабане концентрата. Параметры сепаратора следующие: диаметр барабана 600, длина 1500 мм, скорость вращения 40 об/мин, производительность 12–45 т/ч (в зависимости от крупности частиц исходной руды), степень извлечения железа до 82 %. При обогащении тонкоизмельченного материала в прямоточных сепараторах не все частицы рудного минерала успевают притянуться к барабану и попадают в отходы. Применение противотока устраняет этот недостаток – поток исходного материала движется навстречу вращающемуся барабану. Он увлекает вверх концентрат, который сливается через специальный порог, а немагнитные частицы проходят под барабаном через ванну и сливаются вниз. Такие сепараторы позволяют повысить степень извлечения железа до 90 %. При наличии в пульпе крупных зерен они осаждаются на дне подающего лотка и нарушают нормальную работу сепаратора. Применение полупротивоточных сепараторов устраняет этот недостаток. В нем частицы «набрасываются» на барабан снизу и концентрат движется по ходу его вращения, а хвосты – против вращения. Каждый из этих типов сепараторов имеет свои области применения, где они наиболее эффективны: прямоточные – на первых стадиях обогащения крупнозернистых руд, противоточные – для руд с крупностью частиц менее 2–3 мм, полупротивоточные – с крупностью частиц менее 0,3 мм.

Оборудование и материалы

Лабораторный индукционно-роликовый сепаратор сухого обогащения с сильным магнитным полем и режимом извлечения (подача исследу-

емого материала осуществляется под ролик), магнит постоянный, пробы сильномагнитной руды массой не менее 200 г каждая; весы лабораторные с разновесами; емкости, совки.

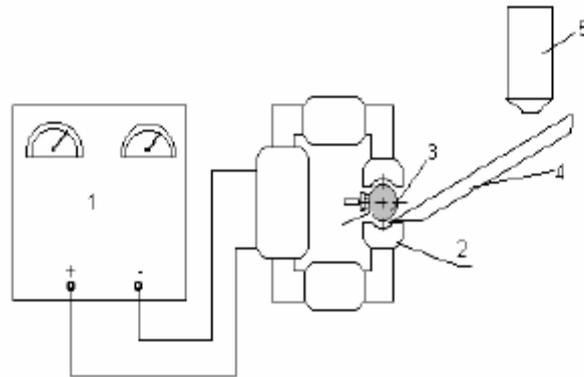


Рисунок 2 – Схема индукционного роликового сепаратора:
1 – выпрямитель; 2 – электромагнит; 3 – вторичный магнит;
4 – виброжелоб; 5 – бункер с материалом

От выпрямителя 1 постоянный ток подается на обмотку первичного электромагнита 2, который создает постоянное магнитное поле в зазоре сердечника. В зазоре вращается вторичный магнит 3, выполненный из мягкого железа. Материал из бункера 5 движется по виброжелобу 4 к вращающемуся вторичному магниту. Клинообразные выступы магнита концентрируют силовые линии. Частицы материала, имеющие большую магнитную проницаемость, намагничиваются и передвигаются в сторону концентрации магнитного силового поля, т. е. прилипают к выступам. Прилипшие магнитные частицы с вторичного магнита снимаются щетками и разгружаются в бункер отдельно от немагнитного материала.

Производительность сепаратора зависит от крупности частиц обогащаемой руды (степень извлечения железа до 82 %).

Лабораторная установка управляется автотрансформаторами, что позволяет изменять напряженность магнитного поля.

Порядок выполнения работы

В работе исследуются зависимости качественно-количественных показателей от следующих факторов:

- напряженности магнитного поля в рабочем зазоре сепаратора (ток подмагничивания);

- гранулометрического состава исходного материала;

Порядок проведения опытов:

- подготовьте навеску руды заданной массы и крупности;

- установите заданную напряженность магнитного

- проведите магнитную сепарацию;

- взвесьте продукты обогащения (концентрат, хвосты).

Определите основные показатели обогащения, а также влияние основных рассмотренных в работе параметров (вид, масса и крупность обогащаемого материала, напряженность магнитного поля) на показатели обогащения. Результаты расчетов занесите в табл. 4.

Таблица 4

Влияние различных параметров на показатели обогащения железной руды

	Выход концентрата, %	ϵ , %	K_o	K_c
Ток намагничивания, А				
Крупность, мм				

Сделать выводы о влиянии тока намагничивания на процесс магнитной сепарации (выход концентрата, содержание магнитной фракции в продуктах обогащения и извлечения магнитной фракции в продукты). По результатам опытов построить графики экспериментальных зависимостей.

Контрольные вопросы

1. Перечислите основные способы обогащения железных и марганцевых руд.
2. Назовите основные показатели обогащения, в чем состоит их физический смысл.
3. Охарактеризуйте технологию обогащения железных руд магнитной сепарацией.
4. Каким образом можно обогащать магнитной сепарацией немагнитные и слабомагнитные железные руды?
5. Какие преимущества имеет мокрая магнитная сепарации перед сухой?
6. Какими технологическими параметрами можно контролировать и изменять показатели процесса обогащения магнитной сепарацией?

Лабораторная работа №3

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛЬНЫХ ЗЕРЕН

Цель работы: Определение физических свойств минералов и полезных ископаемых.

Теоретические положения

Физические свойства минеральных зерен (плотность, удельный объем, объемная и насыпная плотность, пористость и форма зерен и др.) име-

ют важное значение при гравитационном обогащении полезных ископаемых.

Плотность тела – физическая величина, 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. 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 . Удельный вес ρ и плотность δ связаны соотношением $\rho = \delta \cdot g$. 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, $\Pi = V_{\text{п}} / V$, где $V_{\text{п}}$ и V – объем пор и горной массы.

Насыпная плотность $\delta_{\text{н}}$ – масса единицы объема разрыхленной горной породы в ее естественном состоянии: $\delta_{\text{н}} = \delta / K_{\text{р}}$, где $K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления, доли ед. Единица насыпной массы в СИ – $\text{кг}/\text{м}^3$.

Коэффициент разрыхления определяется из соотношения $K_{\text{р}} = V_{\text{р}} / V_{\text{ц}}$, где $V_{\text{р}}$ и $V_{\text{ц}}$ – объем соответственно разрыхленной и горной массы в целике, м^3 .

Оборудование и материалы

Кусковой минеральный материал 30–50 г; порошковый материал 10–20 г; аналитические весы; лабораторные технические весы; пикнометр ёмкостью 50–100 мл; щипцы-пинцет; фильтровальная бумага; мерный цилиндр ёмкостью 200–500 мл; вакуум-эксикатор; промывка с дистиллированной водой.

Порядок выполнения работы

Определяют плотность, насыпную плотность, коэффициент разрыхления, а затем рассчитывают удельные 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 °Сс 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

$$\delta = \frac{(A - B)}{[(C + A) - (D + B)]}, \quad (9)$$

где В, С – масса пикнометра сухого и с водой; А, Д – масса пикнометра с порошком, с водой и порошком.

Знаменатель формулы (9) представляет собой объем твердой фазы $V_{т.ф.}$

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-четырех 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

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

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, магнетито-

вый 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 5

Физические свойства полезных ископаемых и минералов

Полезное ископаемое, минерал	δ , кг/м ³		δ_n , кг/м ³	K_p	П, %	ρ , Н/м ³	δ_o , Н/м ³	V , м ³ /кг
	по пикнометру	по погружению в т. ж.						
Уголь								
Порода угольная								
Кварц								

Насыпную плотность рассчитывают по формуле

$$\delta_n = (m_i - m_{\text{ц}}) / V_i \quad (10)$$

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

Коэффициент разрыхления определяют расчетным путем:

$$K_p = \delta / \delta_n, \quad (11)$$

Определение плотности полезных ископаемых, содержащих несколько минералов. Плотность полезных ископаемых рассчитывают согласно заданному долевого 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. 5. Все определения и расчеты приводят последовательно для каждого полезного ископаемого и минерала. Плотность полезного ископаемого рассчитывается по формуле

$$\delta = \sum_i^n V_i \cdot \delta_i \quad (12)$$

где n – число минералов, входящих в полезное ископаемое; V_i , δ_i – 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.

Контрольные вопросы

1. В чём заключается пикнометрический метод определения удельного веса материала?
2. В чём заключается объёмный метод определения удельного веса материала?
3. Формулы для определения удельного веса.
4. Характеристика технологических свойств минералов, определяющих выбор технологии переработки минерального, россыпного и техногенного сырья.

Лабораторная работа № 4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ УДЕЛЬНОЙ ПОВЕРХНОСТИ СГУЩЕНИЯ

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

Теоретические положения

Сгущением называется процесс осаждения твердой фазы и выделения жидкой фазы из пульпы. При сгущении получают два продукта: сгущенный, с концентрацией твердых частиц выше, чем в исходном питании, и слив. Если основная цель получения сгущенного продукта с максимальной возможной концентрацией твердой фазы, то такой процесс называют обычно сгущением, если основная цель – получение слива с минимальной концентрацией твердых частиц, то называют осветлением.

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

Цель сгущения – снижение содержания жидкого в пульпе. Сгущение пульпы производят в сгустителях, размеры которых определяются удельной поверхностью сгущения. Удельная поверхность сгущения – это площадь, выраженная в квадратных метрах, необходимая для сгущения 1 т твердого продукта в течение суток. Величина, обратная удельной поверхности сгущения, называется удельной производительностью сгустителя.

Удельная производительность сгустителя зависит от скорости отстаивания твердой фазы. Скорость отстаивания, как известно, есть функция размера частиц и разности плотностей твердого осаждаемого материала и жидкой среды (воды)

$$V = \kappa \cdot d^2 (\delta - 1).$$

Для увеличения скорости отстаивания применяют флокулянты (полиакриламид и др.) и коагулянты (известь, крахмал и др.).

Удельная поверхность сгущения определяется опытным путем по формуле, которая может быть получена следующим образом.

Примем обозначения:

R_1 – отношение Ж : Т в пульпе питания сгустителя;

R_2 – отношение Ж : Т в сгущенной пульпе;

V – средняя скорость образования осветленного слоя, мм/мин;

S_T – теоретически необходимая удельная поверхность сгущения, м² в сут/т.

Тогда $(R_1 - R_2)$ – масса осветленной жидкости (объем для воды) при сгущении 1 т твердого за 24 часа.

С другой стороны, объем осветленной жидкости на площади S_T за 24 часа равен

$$S_T \cdot V \cdot 24 \cdot 60 / 1000.$$

Получаем равенство $(R_1 - R_2) = 1,44 S_T \cdot V$, откуда

$$S_T = (R_1 - R_2) / (1,44 \cdot V), \text{ м}^2 \text{ в сут /т.}$$

На практике необходимо учесть поправку, снижающую эффективную площадь сгущения, с помощью коэффициента K , представляющего собой отношение эффективной площади сгущения к общей площади сгустителя (дна). Этот коэффициент принимается в пределах 0,5–0,6 для малых и 0,7–0,8 для больших сгустителей. Тогда

$$S_T = (R_1 - R_2) / (1,44 \cdot V \cdot K). \quad (13)$$

Оборудование и материалы

Исходный материал (угольный шлам, руда, хвосты флотации рудных и угольных пульп) крупностью 70 % класса 0,074 мм, массой 600–800 г, коагулянты (1 %-е растворы извести, алюминиевых квасцов, железного купороса); флокулянт (раствор концентрацией 0,1 %), мерные цилиндры объемом 250 (500) мл – 8 шт., технические весы и разновесы, бюретки (на 20–25 мл) – 3 шт., секундомер.

Порядок проведения работы

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

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

$$Q = V_{и} \cdot \delta / (\delta \cdot R_{и} + 1), \quad (14)$$

где $V_{и}$ – объем исходной пульпы, см^3 , δ – плотность зерен исходного материала, $\text{г}/\text{см}^3$.

Навеску исходной пробы засыпают в мерный цилиндр, в который доливают воду до заданного объема. Приготовленную пульпу тщательно перемешивают, после чего начинают вести наблюдение в течение времени t_i за нижней границей осветленного раствора H_i . Примерные периоды времени 0,5; 1, 2, 4, 8 мин и т. д. до прекращения осаждения твердой фазы в цилиндре. В процессе опыта желательно зафиксировать время достижения уровня критической точки. Данные измерений заносят в табл. 6.

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

$$V_p = Q \cdot g \cdot 10^{-4} / C, \quad (15)$$

где g – удельный расход реагента, $\text{г}/\text{т}$; C – концентрация раствора реагента, %; Q – масса исходной навески, г.

В подготовленную в цилиндре пульпу, перемешивая, вливают с помощью бюретки требуемый объем раствора реагента и далее аналогично описанному опыту ведут наблюдение. Данные измерений заносят в табл. 6.

Таблица 6

Результаты опытов

Время от начала опыта, t , мин	Высота осветленного слоя, H , мм	Скорость сгущения, $V=H/t$, мм/мин	Объем сгущенной пульпы, V , см^3	Отношение Ж:Т в сгущенной пульпе $R_2=V(X-1)$	Удельная поверхность сгущения, S_T

По табличным данным строят график зависимости $V - t$ и находят оптимальную величину S_T , исходя из уравнения:

$$S_T = (R_1 - R_2) / 1,44 \cdot V \cdot k, \quad (16)$$

где $k = 0,7$.

Контрольные вопросы

1. Обезвоживание продуктов обогащения полезных ископаемых.
2. Обезвоживание отходов флотации.
3. Что представляют собой процессы флокуляции и коагуляции.
4. Свойства флокулянтов, влияющие на процесс флокуляции.
5. Растворение флокулянтов. Схемы приготовления рабочих растворов флокулянтов.

6. Применение флокулянтов на ОФ.

Список рекомендуемой литературы

1. Клейн, М. С. Технология обогащения углей [Электронный ресурс]: учеб. пособие для студентов специальности 130405 «Обогащение полезных ископаемых» / М. С. Клейн, Т. Е. Вахонина; ФГБОУ ВПО «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева», Каф. обогащения полез. ископаемых. – Кемерово, 2011. – 128 с.

[/http://library.kuzstu.ru/meto.php?n=90655&type=utchposob:common/](http://library.kuzstu.ru/meto.php?n=90655&type=utchposob:common/)

2. Авдохин, В. М. Обогащение углей. Т. 1. Процессы и машины : учеб. для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых» направления подготовки «Горное дело». – Москва: Горная книга, 2012. – 424 с.

3. Бочаров, В. А. Технология обогащения полезных ископаемых: в 2 т. Т. 1. Минерально-сырьевая база полезных ископаемых. Обогащение руд цветных металлов, руд и россыпей редких металлов : учебник для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых» направления подготовки «Горное дело» / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина – Москва: Руда и металлы, 2007. – 472 с.

4. Пантелеева, Н. Ф. Гравитационные методы обогащения полезных ископаемых [Электронный ресурс] : учебно-методическое пособие / Н. Ф. Пантелеева, Д. В. Абрютин, А. Б. Пестриков. – Москва : МИСИС, 2004. – 140 с.

5. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых в 3 т. Т. 1. Обогащительные процессы и аппараты: учеб. для вузов по направлению «Горное дело» по специальности «Обогащение полезных ископаемых». – Москва: МГГУ, 2004. – 470 с.

6. Авдохин, В. М. Основы обогащения полезных ископаемых. Т. 2. Технология обогащения полезных ископаемых: учеб. для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезн. ископаемых» направления подгот. дипломир. специалистов «Горн. дело» / Моск. гос. горн. ун-т. – Москва : Издательство МГГУ, 2006. – 310 с. с.