

**Дальневосточный федеральный университет  
Инженерная школа**

---

# **ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

**Учебное электронное издание  
Учебно-методическое пособие**

**Составители  
Р.А. Кемкина, И.В. Кемкин**



Владивосток  
Дальневосточный федеральный университет  
2018

Дальневосточный федеральный университет  
Инженерная школа

## **ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Практические и самостоятельные работы  
по дисциплине «Теория и практика переработки минерального сырья»  
для студентов, обучающихся по направлению подготовки  
05.03.01 «Геология», профиль «Геология»

Учебно-методическое пособие

*Составители*

Р.А. Кемкина, И.В. Кемкин



Владивосток  
Дальневосточный федеральный университет  
2018

*Составители*

**Кемкина Раиса Анатольевна**, к.г.-м.н., доцент  
**Кемкин Игорь Владимирович**, д.г.-м.н., профессор  
Кафедра геологии, геофизики и геоэкологии Инженерной школы  
*Дальневосточный федеральный университет*

**Обогащение полезных ископаемых:** практические и самостоятельные работы по дисциплине «Теория и практика переработки минерального сырья»: для студентов, обучающихся по направлению подготовки 05.03.01 «Геология», профиль «Геология»: учебно-методическое пособие [Электронный ресурс] / сост. Р.А. Кемкина, И.В. Кемкин; Инженерная школа ДВФУ. – Электрон. дан. – Владивосток: Дальневост. федерал. ун-т, 2018. – [35 с.]. – 1 CD. – Систем. требования: процессор с частотой 1,3 ГГц (Intel, AMD); оперативная память от 1 ГБ, Windows (XP; Vista; 7 и т.п.); Acrobat Reader, Foxit Reader либо любой другой их аналог. – ISBN 978-5-7444-4330-6.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с программой дисциплины «Теория и практика переработки минерального сырья» и включает шесть практических работ по основным разделам курса, посвященных определению основных технологических показателей обогащения минерального сырья, гранулометрического состава полезных ископаемых, эффективности и производительности грохочения и оценке обогатимости угля. Рассмотрены вопросы, касающиеся закономерностей падения зерен в воде и воздухе. В каждой практической работе изложены теоретические основы, даны рекомендации и указан порядок ее выполнения, а также приведены задания и варианты расчетных задач.

Предназначено для студентов, обучающихся по направлению подготовки 05.03.01 «Геология», профиль «Геология», а также для студентов других специальностей, изучающих вопросы переработки и обогащения полезных ископаемых.

*Ключевые слова:* переработка, обогащение, концентрат, полезный компонент, хвосты.

*Публикуется по решению кафедры геологии, геофизики и геоэкологии  
Инженерной школы ДВФУ*

Редактор И.А. Гончарук  
Компьютерная верстка, дизайн CD Г.П. Писаревой

Опубликовано 24.09.2018

Формат PDF  
Объем 1,4 МБ [Усл. печ. л. 4]  
Тираж 30 экз.

Издание подготовлено редакционно-издательским отделом Инженерной школы ДВФУ  
[Кампус ДВФУ, корп. С, каб. С714]

Дальневосточный федеральный университет  
690091, Владивосток, ул. Суханова, 8

Изготовитель CD: Дальневосточный федеральный университет  
(типография Издательства ДВФУ,  
690091, г. Владивосток, ул. Пушкинская, 10)

## Содержание

ВВЕДЕНИЕ .....	3
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1 .....	5
Варианты задач для расчета технологических показателей .....	7
обогащения полезных ископаемых .....	7
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2 .....	9
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3 .....	13
Варианты задач для расчета показателей грохочения минерального сырья .....	14
ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 4.....	16
ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 5.....	21
ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 6.....	24
ЗАДАЧИ НА ОЦЕНКУ ОБОГАТИМОСТИ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ .....	29
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ .....	35

## ВВЕДЕНИЕ

Лабораторный практикум составлен в соответствии с требованиями Государственного образовательного стандарта для студентов, обучающихся по направлению подготовки 05.03.01 «Геология», профиль «Геология», при изучении дисциплины «Теория и практика переработки минерального сырья».

Целью выполнения практических работ является закрепление основных теоретических разделов курса, изучение способов подготовки минерального сырья к его первичной переработке, методов обогащения полезных ископаемых, а также развитие навыков по определению и оценке результатов обогащения минерального сырья.

Практические задания выполняются студентами индивидуально. По завершении выполнения задания каждый студент должен составить отчет, который должен включать: название задания и его цель; исходные данные к заданию; методику его выполнения; расчеты, таблицы, графические изображения и выводы.

*Обогащением полезных ископаемых* называется совокупность процессов первичной (механической) обработки минерального сырья, имеющих целью отделение всех полезных минералов (концентрата) от пустой породы. В результате обогащения получают один или несколько продуктов обогащения: концентраты, промежуточные продукты и хвосты.

*Концентратом* называют продукт обогащения с преимущественным или повышенным по сравнению с рудой содержанием полезных компонентов (минералов, металлов или элементов). При обогащении многокомпонентных полезных ископаемых получают два или несколько концентратов.

*Хвостами* называют отходы обогащения, содержащие преимущественно минералы пустой породы и незначительное количество полезных компонентов. В хвостах (отходах) доля ценных компонентов незначительна, их извлечение при современном уровне обогащения затруднено или экономически неэффективно. При соответствующем развитии уровня техники и технологии обогащения отходы могут стать исходным сырьем для дальнейшей переработки, а иногда даже конечным продуктом определенного назначения.

*Промежуточные продукты* (промпродукты) – это обогащенные продукты, но более бедные, чем основной концентрат. Обычно промежуточные продукты подвергают дополнительной обработке, чтобы довести содержание в них полезного минерала до необходимого значения.

*Полезное ископаемое* – это природное минеральное вещество органического или неорганического происхождения, которое в естественном виде или после предварительной обработки может быть достаточно эффективно использовано.

*Полезным, или ценным, компонентом* называют тот элемент или природный минерал, с целью получения которого добывается полезное ископаемое (например, медь – в медных, железо – в железных рудах).

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1

### Определение технологических показателей обогащения полезных ископаемых

**Цель работы:** научиться рассчитывать технологические показатели обогащения минерального сырья и пользоваться уравнениями баланса по материалу и компоненту.

К основным показателям обогащения относятся: содержание компонента в исходном сырье, продуктах обогащения; выход продуктов обогащения; извлечение компонентов в продукты обогащения; степень концентрации и степень сокращения, достигаемые при обогащении; эффективность обогащения. Технологические результаты обогащения минерального сырья нельзя оценить при помощи одного какого-либо показателя. Для оценки обогатимости руды необходимо использовать несколько показателей, характеризующих процесс обогащения в целом.

Все технологические показатели обогащения взаимосвязаны, поэтому, зная значения одних, можно расчетным путем получить значения других. Если нам известно содержание полезного компонента в исходном сырье и продуктах обогащения, то можно подсчитать выходы продуктов обогащения, величину извлечения полезного компонента в концентрат и т.д.

**Содержание компонента** – это отношение веса компонента в продукте к весу продукта. Обозначается буквами: в исходном полезном ископаемом –  $\alpha$ ; в концентратах –  $\beta$ ; в хвостах –  $\theta$ . Обычно дается в процентах, а содержание драгоценных металлов — в граммах на тонну продукта (г/т).

**Выход продукта обогащения** ( $\gamma$ ) – показатель, обозначающий, какую часть массы переработанного полезного ископаемого составляют продукты обогащения. Выражается в процентах или долях единицы. Это отношение веса продукта к весу переработанного исходного материала. Таким образом, выход (%) концентрата ( $\gamma_k$ ) и хвостов ( $\gamma_{хв}$ ) может быть также определен по формулам:

$$\gamma_k = C/Q \cdot 100; \quad \gamma_{хв} = T/Q \cdot 100,$$

где  $Q, C, T$  – соответственно, вес исходного материала, концентрата, хвостов (в т/ч или т/сут.).

Определение содержания в выходах концентрата и хвостов ценного (или любого другого) компонента рассчитывается как

$$\gamma_k = \frac{(\alpha - \theta) \cdot 100}{(\beta_k - \theta)}; \quad \gamma_{хв} = \frac{(\beta - \alpha) \cdot 100}{(\beta - \theta)}.$$

Суммарный выход всех продуктов обогащения соответствует выходу исходной обогащаемой руды, принимаемому за 100%. Если при обогащении получают два продукта – концентрат с выходом  $\gamma_k$  и хвосты с выходом  $\gamma_{хв}$ , то можно записать **уравнение баланса** продуктов обогащения по выходам:

$$100 = \gamma_k + \gamma_{хв} \quad \text{и} \quad 100 \cdot \alpha = \gamma_k \cdot \beta + \gamma_{хв} \cdot \theta.$$

Отсюда баланс материала будет равен:

$$Q = T + C,$$

а компонента:

$$\frac{Q\alpha}{100} = \frac{T\theta}{100} + \frac{C\beta}{100} \quad \text{или} \quad Q \cdot \alpha = T \cdot \theta + C \cdot \beta.$$

**Извлечение** ( $\epsilon$ ) – показатель, определяющий, какая часть массы ценного концентрата, содержащегося в исходной руде, перешла в концентрат или другой продукт обогащения, т.е. это отношение веса компонента в продукте к весу того же компонента в исходном сырье. Выражается в процентах или долях единицы и определяется по формулам:

$$\varepsilon_{\kappa} = \frac{\gamma_{\kappa} * \beta}{\alpha}; \quad \varepsilon_{xв.} = \frac{\gamma_{xв.} * \theta}{\alpha}$$

или

$$\varepsilon_{\kappa} = \frac{C\beta}{Q\alpha} 100\%; \quad \varepsilon_{xв.} = \frac{T\theta}{Q\alpha} 100\%.$$

Если выходы концентрата и хвостов неизвестны, то степень извлечения определяется по формулам:

$$\varepsilon_{\kappa} = \frac{100\beta(\alpha - \theta)}{[\alpha(\beta - \theta)]}; \quad \varepsilon_{xв.} = \frac{100\theta(\beta - \alpha)}{[\alpha(\beta - \theta)]}.$$

**Степень сокращения (R)** – показатель, определяющий, во сколько раз масса полученного концентрата меньше массы исходной руды из которой он получен. Показывает расход руды для получения 1 т концентрата, т.е. величина, обратная выходу концентрата.

Если выход концентрата выражен в долях единицы, то степень сокращения определяется по формуле:

$$R = 1 / \gamma_{\kappa} \quad \text{или} \quad R = Q / C.$$

Если же выход концентрата выражен в процентах, то степень сокращения рассчитывается по формуле:

$$R = 100 / \gamma_{\kappa}.$$

**Степень концентрации, или степень обогащения (K)**, определяет, во сколько раз увеличилось содержание компонента в концентрате по сравнению с его содержанием в исходном полезном ископаемом. Степень обогащения определяется отношением содержания полезного компонента в концентрате к содержанию его в руде:

$$K = \beta / \alpha.$$

Чем выше степень концентрации и извлечение, тем выше эффективность процесса обогащения.

**Эффективность обогащения (E)** – это приращение массы ценного компонента в концентрате при реальном обогащении к приращению массы концентрата при теоретически достижимом обогащении, когда в концентрат выделяется весь ценный компонент. Эффективность обогащения характеризует степень технического совершенства разделительного процесса и выражается в процентах:

$$E = \frac{(\varepsilon_{\kappa} - \gamma_{xв.})}{(1 - \alpha / \beta_{\text{м}})}.$$

Знаменатель  $(1 - \alpha / \beta_{\text{м}})$  представляет собой содержание породы в исходном материале и для данной руды будет величиной постоянной, поэтому иногда за показатель эффективности принимают величину, пропорциональную эффективности обогащения, в этом случае можно для определения эффективности обогащения пользоваться упрощенным выражением:

$$E = \varepsilon_{\kappa} - \gamma_{\kappa}.$$

Качественно-количественные показатели характеризуют техническое совершенство технологического процесса обогащения. При прочих равных условиях, чем выше содержание ценного компонента в концентрате, его извлечение и показатели степени сокращения и концентрации, тем выше эффективность обогащения.

**Задание:** рассчитать технологические показатели обогащения минерального сырья по задачам, приведенным ниже.

## **Варианты задач для расчета технологических показателей обогащения полезных ископаемых**

### **Задача 1**

Рассчитать технологические показатели обогащения медной руды по данным химических анализов руды, концентрата и хвостов. Содержание меди в руде – 2%, в концентрате – 25 %, в хвостах – 0,15 %.

### **Задача 2**

Производительность фабрики составляет 4000 т/смену. Содержание меди в руде – 2%. Вес полученного концентрата – 360 т/смену при содержании 20%. Определить степень извлечения, выход концентрата и хвостов, степень концентрации и степень сокращения.

### **Задача 3**

Производительность фабрики – 2000 т/сут. флюоритовой руды. Содержание флюорита – 37%. Получено 600 т концентрата при содержании в нем флюорита – 92,5%. Определить выход концентрата, извлечение в концентрат и степень сокращения.

### **Задача 4**

Определить выход концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с содержанием меди 1,2%, а после обогащения получается два продукта: концентрат с содержанием меди 18% и хвосты с содержанием меди 0,2%. Определить также степень извлечения концентрата и хвостов.

### **Задача 5**

Производительность фабрики – 800 т/смену флюоритовой руды. Содержание флюорита – 37%. Степень извлечения составляет 70%, при извлечении флюорита в концентрат – 92%. Определить, сколько вагонов должно быть подано в сутки под погрузку концентрата (3-сменная работа) при загрузке одного вагона 60 т.

### **Задача 6**

Рассчитать выход концентрата и степень извлечения в концентрат, если фабрика перерабатывает в сутки 16 000 т руды с содержанием свинца 2,5% и получает 700 т концентрата с содержанием свинца 50%. Определить потери с хвостами.

### **Задача 7**

Фабрика перерабатывает флюоритовую руду с содержанием 38% и извлекает 92,5-процентный концентрат. Извлечение составляет 70%. Определить содержание  $\text{CaF}_2$  в хвостах, потери с хвостами и степень концентрации.

### **Задача 8**

Определить суточную производительность фабрики по руде, если фабрика выдает 1500 т/сут. концентрата при выходе 2,5%.

### **Задача 9**

Рассчитать извлечение полезного компонента в концентрат, если фабрика перерабатывает руду с содержанием полезного компонента 20%, а получает концентрат с его содержанием 50% и хвосты с содержанием 2%.

### **Задача 10**

Определить содержание полезного компонента в хвостах, если из 1000 т руды с содержанием полезного компонента 0,8% в процессе обогащения получено 16 т концентрата при извлечении 90%.

### **Задача 11**

Содержание фосфорного ангидрида в пробе составляет 17,3%. Содержание  $\text{P}_2\text{O}_5$  в полученном концентрате – 9,2%. Рассчитать потери с хвостами, содержание  $\text{P}_2\text{O}_5$  в хвостах, если извлечение в концентрат составляет 77,9%.

**Задача 12**

Определить выход хвостов и степень сокращения, если из 12 500 т руды получено 100 т концентрата.

**Задача 13**

Рассчитать выход никелевого концентрата, содержащего 10% никеля, если на фабрику поступает руда с содержанием никеля 3,2%. Извлечение никеля в концентрат составляет 80%.

**Задача 14**

Определить, сколько тонн железного концентрата в сутки выдает обогатительная фабрика, если ее суточная производительность по руде 15000 т, содержание железа в руде 18 %, в концентрате 66 %, извлечение железа в концентрат 90 %.

**Задача 15**

Определить извлечение цинка в концентрат, если содержание цинка в руде – 2%, в концентрате – 50%, в хвостах – 0,5%.

**Задача 16**

Рассчитать сколько руды нужно переработать для получения 400 т концентрата, если его выход составляет 5%.

**Задача 17**

Определить содержание компонента в хвостах, если извлечение его в концентрат 90%, выход хвостов 95%, а содержание в исходном продукте 1%.

**Задача 18**

Определить содержание железного концентрата, если при обогащении железной руды с содержанием железа 16%, выход концентрата составил 20%, а его извлечение 83%.

**Задача 19**

Производительность опытной фабрики составляет 100 т/ч. Содержание  $P_2O_5$  в руде 3,7%. Качество полученного концентрата составляет 38%. Содержание  $P_2O_5$  в хвостах 0,5%. Рассчитать технологические показатели: выходы концентрата и хвостов, извлечение в концентрат и потери в хвостах, степень сокращения и обогащения.

**Задача 20**

Определить, сколько тонн концентрата в сутки выдает фабрика, если выход концентрата – 3%, а производительность фабрики – 1500 т руды в сутки.

**Задача 21**

Определить извлечение цинка в концентрат, если при суточной производительности фабрики 5000 т получают 150 т концентрата. Содержание цинка в руде – 2%, а в концентрате – 60%.

**Задача 22**

Вычислить, сколько тонн свинцового концентрата в сутки выдаст обогатительная фабрика, если ее суточная производительность по руде – 5000 т, содержание свинца в руде – 1,8%, а в концентрате – 60%. Извлечение свинца в концентрат – 92%.

**Задача 23**

Найти выход концентрата и потери полезного компонента в хвостах, если из 2000 т руды с содержанием полезного компонента 0,8% в процессе обогащения получено 26 т концентрата с содержанием полезного компонента 48%.

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2

### Определение гранулометрического состава материала

**Цель работы:** освоить методику проведения ситового анализа, научиться строить характеристики крупности полезного ископаемого и по ним определять выход класса любой крупности.

При обогащении полезных ископаемых приходится иметь дело со смесями минеральных зерен различной формы и размеров: от максимальных кусков, достигающих нескольких метров, до мельчайших пылинок. Достаточно полно зерна и куски можно характеризовать тремя размерами: длиной, шириной и толщиной. Для упрощения зерно часто характеризуют одним размером, который называют **диаметром зерна** –  $d$ .

Гранулометрический состав материала характеризуется количественным распределением зерен по крупности. За крупность зерна, его диаметр, условно принимают максимальный размер отверстия сетки, через которое зерно проваливается. Группу зерен, проходящих через сито с отверстиями  $d$ , называют классом мельче  $d$ , или минус  $d$  ( $-d$ ). Зерна, оставшиеся на сите, составляют класс крупнее  $d$ , или плюс  $d$  ( $+d$ ). Группа зерен, проходящих через сито с отверстиями  $d_1$  и оставшихся на сите  $d_2$ , составляет **класс крупности**, размер которых указывают так: минус  $d_1$  плюс  $d_2$  ( $-d_1 +d_2$ ). Например,  $-2,5 +2,0$ , это означает, что зерна просыпались через отверстия, размер которых 2,5 мм, и остались на сите размером 2,0 мм.

Крупность смеси зерен характеризуется содержанием в ней классов определенной крупности, т.е. **гранулометрическим составом**. Для его определения выполняется ситовый анализ. Он производится на стандартном наборе сит с последующим взвешиванием полученных классов. Размер отверстий в наборе сит изменяется не случайно, а с определенной закономерностью, которая определяется шкалой сит. Шкал существует несколько, и они характеризуются величиной модуля, т.е. отношением диаметров отверстий двух последовательных сит.



Рис. 1. Лабораторные сита

В лабораторных ситах (рис. 1) сетка натягивается на цилиндрическом ободе диаметром 200 мм и высотой 50 мм. Материал можно просеивать на нескольких ситах одновременно. На поддон ставится самое мелкое сито, а затем сита в порядке увеличения размеров отверстий. На верхнее (самое крупное) сито засыпается проба, и оно закрывается крышкой. Для просеивания набор сит устанавливается в механический встряхиватель. Продолжительность просеивания – 10–30 мин., после чего остаток на каждом сите и содержимое поддона взвешиваются. Суммарный вес всех продуктов не должен отличаться от веса исходной навески более чем на 1%.

Результаты ситового анализа записывают в таблицу (пример записи см. в табл. 1), по ним вычисляют частные выходы, а также суммарные выходы классов по плюсу (+) или по минусу (-), представляющие сумму выходов всех классов крупнее или мельче отверстий данного сита.

## Результаты ситового анализа

Классы, мм	Выход классов, %			
	частный		суммарный по плюсу	суммарный по минусу
	кг	%		
-16+12	4,5	15	15	100
-12+8	6,0	20	35	85
-8+4	9,0	30	65	65
-4+2	4,5	15	80	35
-2+0	6,0	20	100	20
<b>Итого:</b>	30,00	100	–	–

Частный выход классов (в %) рассчитывают как отношение веса данного класса (С) к сумме весов всех классов (Q):

$$\gamma = C / Q * 100.$$

Суммарный выход классов по плюсу подсчитывают последовательным суммированием частных классов сверху вниз:

$$\Sigma \gamma_1 = \gamma_1;$$

$$\Sigma \gamma_2 = \Sigma \gamma_1 + \gamma_2;$$

$$\Sigma \gamma_3 = \Sigma \gamma_2 + \gamma_3;$$

$$\Sigma \gamma_n = \Sigma \gamma_{n-1} + \gamma_n \text{ и т.д.},$$

где  $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_n$  – выход первого, второго и последующих классов.

Суммарный выход классов по минусу определяется аналогично, только фракции суммируются снизу вверх:

$$\Sigma \gamma_n = \gamma_n;$$

$$\Sigma \gamma_{n-1} = \Sigma \gamma_n + \gamma_{n-1} \text{ и т.д.}$$

Результаты ситового анализа представляют в виде графика, называемого **характеристикой крупности** (рис. 2).

Такую характеристику строят в прямоугольной системе координат. На оси ординат откладывают в масштабе суммарный выход классов (в процентах), а на оси абсцисс – в масштабе размеры отверстий сит в миллиметрах. Суммарные выходы «по плюсу» или «по минусу» представляют собой сумму выходов всех классов, соответственно, крупнее или мельче отверстий данного сита. На диаграмму наносят точки, положение которых определяется зависимостью между выходом каждого класса и его крупностью. Построенная по этим точкам кривая выражает гранулометрический состав исследуемой минеральной смеси.

Кривые ситового анализа дают наглядное представление о гранулометрическом составе минерала. Выпуклая кривая характеризует материал с преобладанием крупных кусков, а вогнутая – с преобладанием мелких. При равномерном распределении материала по крупности получается прямая линия.

Пользуясь суммарной характеристикой крупности, можно также определить выходы любых классов по крупности – как суммарных, так и узких. Суммарный выход класса для какого-либо размера определяется как ордината этого размера на графике соответствующей характеристики крупности. Для определения выхода узкого класса необходимо рассчитать суммарные выходы для крайних размеров класса и произвести их вычитание.

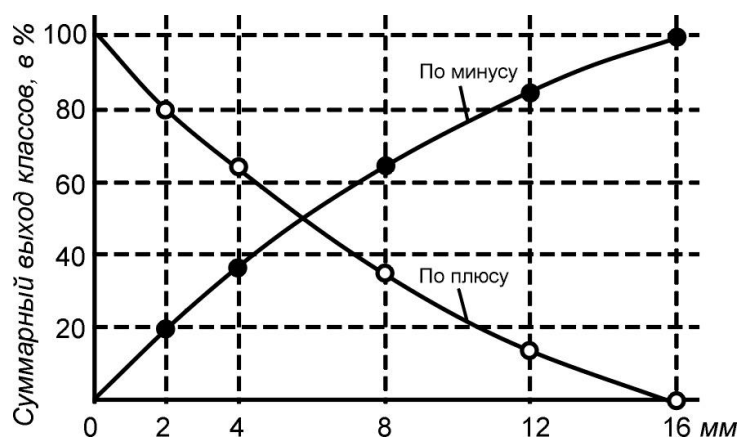


Рис. 2. Характеристики крупности

Например, по рис. 2 необходимо определить выход класса  $-2,0 + 3,0$  мм. Для этого определим *по плюсу* выходы классов крупнее  $2,0 + 3,0$  мм:  $\gamma_{+2,0} = 80\%$  и  $\gamma_{+3,0} = 70\%$ . Произведем вычитание:  $\gamma_{-2,0 + 3,0} = \gamma_{+2,0} - \gamma_{+3,0} = 80 - 70 = 10\%$ .

Выходы классов *по минусу*:  $\gamma_{-3,0} = 30\%$ ,  $\gamma_{-2,0} = 20\%$ , тогда  $\gamma_{-2,0 + 3,0} = \gamma_{-3,0} - \gamma_{-2,0} = 30 - 20 = 10\%$ .

Средний диаметр ( $d_{cp}$ ) зерна в классе определяется как среднеарифметическое из двух предельных размеров зерен, составляющих данный класс:

$$d_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n \beta_i \cdot d_i}{\sum_{i=1}^n \beta_i}$$

где  $\beta_i$  – содержание (выход  $\gamma_i$ ) узкого класса крупности в %;  $n$  – число классов;  $d_i$  – среднеарифметический диаметр узкого класса крупности, мм,  $d_i = (d_1 + d_2)/2$ ;  $d_1$  и  $d_2$  – крайние размеры узкого класса крупности.

Для нашего примера:

$$d_{cp} = \frac{14 \cdot 15 + 10 \cdot 20 + 6 \cdot 30 + 3 \cdot 15 + 1 \cdot 20}{15 + 20 + 30 + 15 + 20} = 6,55 \text{ мм.}$$

**Задание:**

- 1) рассчитать частный и суммарный выход «по плюсу» и «по минусу» для каждого класса крупности согласно варианту задания (табл. 2). Результаты занести в табл. 3.;
- 2) по полученным данным построить суммарную характеристику крупности «по плюсу» и «по минусу»;
- 3) определить по построенному графику выходы классов заданной крупности;
- 4) определить средний диаметр зерна.

Таблица 2

**Условия задачи для определения гранулометрического состава**

Вариант	Показатели						Задание
	Класс, мм						
1	Класс, мм	-3 +1	-1 +0,5	-0,5 +0,25	-0,25 +0,15	-0,15 +0	По плюсу -0,6 +0,3
	Выход, кг	5	7	12	17	3	
2	Класс, мм	-20 +10	-10 +5	-5 +2,5	-2,5 +1,0	-1,0 +0	По минусу -8 +4
	Выход, кг	3	15,6	4,7	4	13	
3	Класс, мм	-25+12	-12 +6	-6 +3	-3 +1	-1 +0	По плюсу

Вариант	Показатели						Задание
	Выход, кг	12,6	8,9	4	2,7	5,6	
4	Класс, мм	-500 +250	-250 +125	-125 +50	-50 +25	-25 +0	По минусу -200 +75
	Выход, кг	27	12	6,4	3,9	11	
5	Класс, мм	-9 +2	-2 +1	-1 +0,5	-0,5+0,2	-0,2+0	По плюсу -1,6 +0,4
	Выход, кг	4,7	7	13	2,3	7	
6	Класс, мм	-15+10	-10+5	-5+2	-2+1	-1+0	По минусу -8 +1
	Выход, кг	14	11	8,5	3,5	9	
7	Класс, мм	-1+0,5	-0,5+0,3	-0,3+0,15	-0,15+0,10	-0,10+0	По плюсу -0,4 +0,12
	Выход, кг	6,7	3,3	14	11	3	
8	Класс, мм	-75+50	-50+25	-25+12	-12+6	-6+0	По минусу -40 +15
	Выход, кг	12	4	18	7	4	
9	Класс, мм	-100+75	-75+50	-50+25	-25+12	-12+0	По плюсу -60 +20
	Выход, кг	11	9,2	3,8	14	9	
10	Класс, мм	-50+25	-25+12	-12+5	-5+3	-3+0	По минусу -10
	Выход, кг	8,5	3,5	9	12	13	
11	Класс, мм	-500+250	-250+125	-125+50	-50+25	-25+0	По минусу -200 +75
	Выход, кг	16	8	4,7	9,3	6	
12	Класс, мм	-100+75	-75+50	-50+25	-25+12	-12+0	По плюсу -60 +20
	Выход, кг	11	2,9	6,5	9	5,4	
13	Класс, мм	-1+0,5	-0,5+0,3	-0,3+0,15	-0,15+0,10	-0,10+0	По плюсу -0,4 +0,12
	Выход, кг	5,3	7,7	11,4	4	3	
14	Класс, мм	-15+10	-10+5	-5+2	-2+1	-1+0	По минусу -8 +1
	Выход, кг	7	9,5	12	11	4,9	
15	Класс, мм	-25+12	-12+6	-6+3	-3+1	-1+0	По плюсу -10 +5
	Выход, кг	3	3,5	7,4	12	11,7	
16	Класс, мм	-3+1	-1+0,5	-0,5+0,25	-0,25+0,15	-0,15+0	По плюсу +0,3
	Выход, кг	6	7,6	4,4	5,1	9	

Таблица 3

## Результаты ситового анализа

Классы, мм	Выход классов, %			
	частный		суммарный по плюсу	суммарный по минусу
	кг	%		
<b>Итого:</b>		100		

## ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3

### Определение эффективности грохочения

**Цель работы:** научиться, используя технологические показатели, определять эффективность грохочения.

**Грохочение** – это процесс разделения сыпучих материалов на классы крупности просеиванием через одно или несколько сит. Материал, поступающий на грохочение, называется исходным, материал, остающийся на сите – надрешетным (верхним), а проваливающийся через отверстия сита – подрешетным (нижним) продуктом (рис. 3).

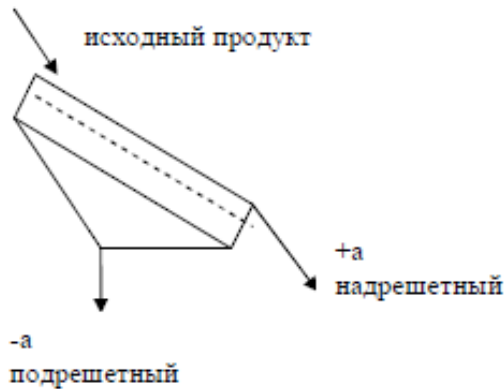


Рис. 3. Распределение материала при грохочении

Качество проведенной операции грохочения определяется эффективностью грохочения, выражаемой в долях единицы или процентах. **Эффективность грохочения** ( $E$ ) характеризует полноту отделения мелкого материала от крупного и показывает отношение веса подрешетного продукта к весу нижнего класса в исходном материале.

Эффективность грохочения подсчитывается по всему нижнему классу, т.е. классу, меньшему размера отверстий сетки, и по узким классам крупности, составляющим нижний продукт.

Если за мелкий класс принимается материал мельче размера отверстий сита, то  $\beta = 100\%$ , так как в подрешетный продукт не могут пройти через сито зерна крупнее размера отверстий. Эффективность грохочения будет равна:

$$E = \frac{\beta}{\alpha} * 100;$$

$$E = \frac{T}{Q} \cdot 100\%$$

где  $Q$ ,  $C$ ,  $T$  – вес исходного материала, подрешетного и надрешетного продуктов соответственно, в т;  $\alpha$ ,  $\beta$ ,  $\theta$  – содержание мелкого класса в исходном материале, подрешетном и надрешетном продуктах соответственно, в %.

Если известны суммарное содержание нижнего класса  $\alpha$  (%) в исходном продукте (по кривой гранулометрического состава данного материала) и его масса  $Q$ , то эффективность грохочения можно определить по формуле:

$$E = \frac{C * 10^4}{Q * \alpha}, \%$$

Отношение  $C/Q$ , т.е. выход подрешетного продукта, рассчитывается по ранее выведенной формуле для выхода концентрата:

$$\frac{C}{Q} = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta},$$

Формула для определения эффективности грохочения по нижнему классу имеет вид:

$$E = \left( \frac{\alpha - \theta}{100 - \theta} \right) * \frac{10^4}{\alpha}, \%$$

Такая формула применяется обычно в реальных условиях непрерывного процесса, когда определить массу подрешетного продукта затруднительно. Поэтому эффективность грохочения рассчитывается по «засорению» надрешетного продукта нижним классом, т.е. по содержанию нижнего класса в исходном  $\alpha$  и надрешетном  $\theta$  продуктах.

При расчете нижнего класса учитывается баланс компонентов:

$$100 = \beta + \theta.$$

**Задание:** рассчитать показатели грохочения минерального сырья по задачам, приведенным ниже.

### **Варианты задач для расчета показателей грохочения минерального сырья**

#### **Задача 1**

Производительность грохота – 150 т/ч. Содержание нижнего класса в исходной руде составляет 60%. Масса подрешетного материала – 80 т. Определить эффективность грохочения.

#### **Задача 2**

Производительность грохота по исходному материалу – 400 т/ч. Содержание нижнего класса в исходном материале – 30%, эффективность грохочения – 85%. Определить производительность грохота по надрешетному продукту.

#### **Задача 3**

Определить содержание нижнего класса в исходной руде, если выход подрешетного продукта составляет 40%, а эффективность грохочения – 80%.

#### **Задача 4**

Содержание нижнего класса в исходном продукте – 45%, содержание нижнего класса в надрешетном продукте – 8%. Определить эффективность грохочения.

#### **Задача 5**

Содержание нижнего класса в надрешетном продукте – 10%, выход подрешетного продукта – 40%. Определить эффективность грохочения.

#### **Задача 6**

Содержание нижнего класса в надрешетном продукте – 15%. Содержание нижнего класса в исходном сырье – 60%. Определить эффективность грохочения.

#### **Задача 7**

Определить содержание класса +50 в исходном для грохочения продукте, если выход подрешетного продукта составляет 70% при эффективности грохочения 80%.

#### **Задача 8**

Определить содержание нижнего класса в исходной руде, если выход подрешетного продукта составляет 40%, а эффективность грохочения – 80%.

#### **Задача 9**

Определить эффективность грохочения, если содержание нижнего класса в руде – 40% и в надрешетном продукте – 10%.

**Задача 10**

Какова эффективность грохочения, если выход надрешетного продукта – 60% и содержание в нем нижнего класса составляет 10%?

**Задача 11**

Определить выход нижнего продукта, если содержание нижнего класса в подрешетном продукте составляет 50% и в надрешетном – 10 %.

**Задача 12**

Рассчитать эффективность грохочения по всему нижнему классу, если выход надрешетного продукта – 40% и содержание зерен крупнее отверстий сетки составляет 35%.

**Задача 13**

Определить производительность грохота по руде, если содержание нижнего класса в руде – 30% и в надрешетном продукте – 10%. Масса подрешетного продукта составляет 778 т.

**Задача 14**

Производительность грохота по исходному материалу 550 т/час. Содержание нижнего класса в исходном материале – 25%, эффективность грохочения – 80%. Определить производительность грохота по надрешетному продукту.

**Задача 15**

Определить содержание нижнего класса в исходной руде, если выход подрешетного продукта составляет 30%, а эффективность грохочения – 75%.

**Задача 16**

Содержание нижнего класса в исходном продукте – 50%, содержание нижнего класса в надрешетном продукте – 10%. Определить эффективность грохочения.

**Задача 17**

Содержание нижнего класса в надрешетном продукте – 15%, выход подрешетного продукта – 50%. Определить эффективность грохочения.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 4

### Расчет производительности и количества полувибрационных и вибрационных грохотов

**Цель работы:** познакомиться с основными показателями для расчета производительности грохочения и научиться определять необходимое количество грохотов.

В основу расчета производительности полувибрационных и вибрационных грохотов принимают производительность грохота по исходному материалу или по подрешетному продукту (в м<sup>3</sup>/ч на 1 м<sup>2</sup> площади сита) при данном размере отверстий. Конкретные условия грохочения учитываются введением ряда коэффициентов, зависящих от характеристики крупности исходного материала, эффективности грохочения, формы зерен, способа грохочения (сухого или мокрого) и других условий.

Производительность грохота по исходному материалу ( $Q$ , т/ч) определяется по формуле:

$$Q = F \cdot q \cdot \rho_n \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p,$$

где  $F$  – рабочая площадь сита (м<sup>2</sup>);  $q$  – средняя производительность на 1 м<sup>2</sup> поверхности сита (м<sup>3</sup>/ч);  $\rho_n$  – насыпной вес грохотимого материала (т/м<sup>3</sup>);  $k$  – коэффициент, учитывающий влияние мелочи;  $l$  – коэффициент, учитывающий влияние крупных зерен;  $m$  – коэффициент, зависящий от эффективности грохочения;  $n$  – коэффициент, учитывающий влияние формы зерен;  $o$  – коэффициент, учитывающий влияние влажности;  $p$  – коэффициент, учитывающий влияние способа грохочения.

Существует два способа расчета вибрационных грохотов. **Первый**, когда рассчитывается потребная (необходимая) общая площадь грохочения ( $F_{\text{общ.}}$ ) и по ней определяется число грохотов ( $N_{\text{гр.}}$ ) выбранного размера с известной рабочей площадью сита ( $F_{\text{гр.}}$ ) – для обеспечения заданной производительности. Отсюда:

$$F_{\text{общ}} = \frac{Q_{\text{исх}}}{q \cdot \rho_n \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p},$$

где  $Q_{\text{исх.}}$  – количество исходного материала, поступающего на грохочение (заданная производительность);

$$N_{\text{гр.}} = \frac{F_{\text{общ.}}}{F_{\text{гр.}}}$$

**При втором способе** расчета по формуле вычисляют производительность грохота ( $Q$ ) выбранного размера и по ней определяют число грохотов ( $N_{\text{гр.}}$ ) для обеспечения заданной производительности:

$$Q = F \cdot q \cdot \rho_n \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p;$$
$$N_{\text{гр.}} = \frac{Q_{\text{исх.}}}{Q}.$$

В основу расчета вибрационных грохотов положены практические данные усредненной производительности ( $q$ ) по исходному материалу на единицу площади грохочения (площадь сита) при данном размере отверстия сита (табл. 4). Конкретные условия грохочения учитываются поправочными коэффициентами (табл. 5).

Для определения поправочных коэффициентов  $k$  и  $l$  необходимо знать содержание зерен меньше половины размера отверстия сита. Для этого выполняем следующие вычисления. Построим характеристику крупности исходного материала и определим по ней содержание классов больше размера отверстия сита и меньше половины размера отверстия.

Для примера вычислим содержание (выход) зерен класса крупнее отверстия сита с размером 10 мм и содержание зерен меньше половины размера отверстия сита. Для этого найдем суммарный выход продукта (табл. 6) и построим характеристику крупности исходного материала (рис. 4).

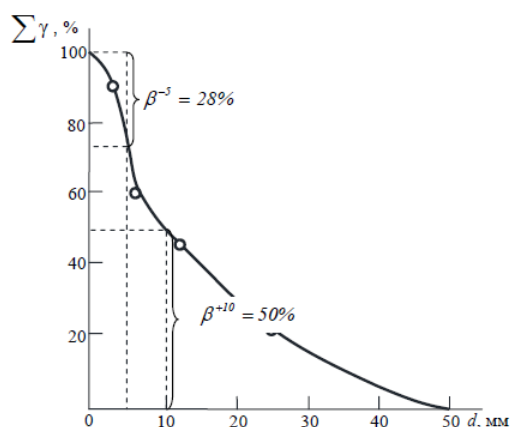


Рис. 4. Суммарная характеристика крупности исходного материала, поступающего на грохот

Таблица 4

**Средняя производительность вибрационных и полувибрационных грохотов**

Размер отверстий сита, мм	$q, \text{ м}^3 / (\text{м} \cdot \text{ч})$	Размер отверстий сита, мм	$q, \text{ м}^3 / (\text{м} \cdot \text{ч})$
0,5	3	30	33,5
1	4	40	37
2	5,5	50	42
6	13	60	46
10	19	80	55
16	24,5	100	63
20	28	150	90
25	31	200	110

Таблица 5

**Поправочные коэффициенты**

Кэф-фициент	Условия грохочения и числовые значения коэффициентов										
	$k$	Содержание в исходном материале зерен меньше половины размера отверстий сита, %	0	10	20	30	40	50	60	70	80
	Значение $k$	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
$l$	Содержание в исходном материале зерен крупнее размера отверстий сита, %	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
	Значение $l$	0,04	0,97	1,0	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,0	3,36
$m$	Эффективность, %	40	50	60	70	80	90	92	94	96	98
	Значение $m$	2,3	2,1	1,9	1,6	1,3	1,0	0,9	0,8	0,6	0,4
$n$	Форма зерен	дробленый материал (кроме угля)				округлый материал			уголь		
	Значение $n$	1,0				1,25			1,5		
$o$		для отверстий сита меньше 25 мм							для отверстий сита		

Коэф- фициент	Условия грохочения и числовые значения коэффициентов				
	Влажность материала	материал			больше 25 мм
сухой		влажный	комкующийся		
	Значение $o$	1,0	0,75–0,85	0,2–0,6	0,9–1,0
$p$	Способ грохочения	для отверстий сита меньше 25 мм			для отверстий сита больше 25 мм
		грохочение			
		сухое	мокрое (с орошением)		
	Значение $p$	1,0	1,25–1,4		1,0

*Примечание.* Для промежуточных условий значения коэффициентов определяются интерполяцией.

По графику определим содержание класса крупнее отверстия сита (10 мм) и содержание зерен меньше половины размера отверстия сита (5 мм), которые составят  $\beta^{+10}_{исх.} = 50\%$  и  $\beta^{-5}_{исх.} = 28\%$ .

**Задание:** рассчитать необходимую площадь или производительность грохочения (в зависимости от варианта задания) и потребное число грохотов заданного типоразмера. Условия грохочения и исходные данные для расчета приведены в табл. 7 и 8.

Таблица 6

#### Результаты ситового анализа

Классы крупности	Частный выход, %	Суммарный выход (%) по плюсу	Суммарный выход (%) по минусу
-50 + 25	20	20	100
-25 + 12	25	45	80
-12 + 6	15	60	55
-6 + 3	30	90	40
-3 + 0	10	100	10
<b>Итого:</b>	100		

Таблица 7

#### Условия задачи

№ за- дачи	$Q$ , т/ч	$\rho_n$ , т/м <sup>3</sup>	$a$ , мм	Тип грохо- та	Пло- щадь сита $F_{гр}$ , м <sup>2</sup>	Условия грохочения				Задание
						$E$ , %	форма зерна	влаж- ность матери- ала	грохо- чение	
1	200	1,6	10	ГИТ-51	6,125	80	Дробленный материал	Сухой	Сухое	Производитель- ность грохотов и их число
2	400	1,6	15	ГСТ-41	4,5	90	Дробленный материал	Сухой	Сухое	–
3	100 0	1,7	20	ГИТ-51	6,125	95	Дробленный материал	Влаж- ный	Сухое	–
4	600	1,6	25	ГСТ-61	8,0	75	Дробленный материал	Влаж- ный	Мокрое	–
5	800	1,6	75	ГИТ-41	4,5	80	Дробленный материал	Сухой	Сухое	Необходимую площадь гро- хочения и число грохотов

№ задачи	$Q$ , т/ч	$\rho_n$ , т/м <sup>3</sup>	$a$ , мм	Тип грохота	Площадь сита $F_{гр}$ , м <sup>2</sup>	Условия грохочения				Задание
						$E$ , %	форма зерна	влажность материала	грохочение	
6	500	1,1	25	ГСТ-61	10,0	90	Уголь	Сухой	Сухое	–
7	750	1,1	12	ГИТ-51	6,125	70	Уголь	Сухой	Сухое	–
8	800	1,1	12	ГИТ-51	6,125	75	Уголь	Влажный	Сухое	–
9	350	1,1	25	ГСТ-41	4,5	80	Уголь	Влажный	Мокрое	Производительность грохотов и их число
10	400	1,1	50	ГИТ-61А	8,0	85	Уголь	Влажный	Мокрое	–
11	700	1,8	10	ГСТ-51	7,875	90	Дробленый материал	Сухой	Сухое	–
12	900	1,8	8	ГСТ-71	15,5	93	Дробленый материал	Сухой	Сухое	–
13	250	1,6	8	290 Гр	1,28	80	Дробленый материал	Сухой	Сухое	Необходимую площадь грохочения и число грохотов
14	650	1,6	16	ГСТ-81	10	75	Дробленый материал	Сухой	Сухое	–
15	850	1,6	12	ГСТ-81	8,0	95	Округлый материал	Влажный	Мокрое	–
16	1200	1,1	16	ГСТ-71	15,5	80	Округлый материал	Влажный	Мокрое	–
17	450	1,1	50	ГИТ-51	6,125	85	Уголь	Влажный	Мокрое	–
18	500	1,1	10	ГСТ-41	4,5	90	Уголь	Сухой	Сухое	–
19	700	1,6	25	ГСТ-61	8,0	70	Уголь	Сухой	Сухое	Производительность грохотов и их число
20	200	1,8	10	290 Гр	1,28	85	Уголь	Сухой	Сухое	–
21	400	1,6	40	ГИТ-51	6,125	75	Дробленый материал	Сухой	Сухое	–
22	800	1,6	10	ГСТ-61	10,0	90	Дробленый материал	Влажный	Сухое	–
23	600	1,6	16	ГИТ-51	6,125	80	Дробленый материал	Влажный	Сухое	Необходимую площадь грохочения и число грохотов
24	900	1,6	50	ГИТ-61А	8,0	85	Дробленый материал	Сухой	Сухое	–
25	1100	1,6	100	ГИТ-71	12,0	70	Дробленый материал	Сухой	Сухое	–

Примечание.  $Q_{исх}$  – производительность операции;  $\rho_n$  – насыпная плотность;  $a$  – размер отверстия сита;  $E$  – эффективность грохочения.

## Характеристика крупности исходного материала

№ задачи	Крупность класса, мм Выход (содержание) класса, %				
	1	$\frac{-200+100}{15}$	$\frac{-100+50}{10}$	$\frac{-50+25}{20}$	$\frac{-25+10}{25}$
2	$\frac{-100+50}{10}$	$\frac{-50+25}{25}$	$\frac{-25+12}{20}$	$\frac{-12+6}{30}$	$\frac{-6+0}{20}$
3	$\frac{-300+150}{10}$	$\frac{-150+75}{18}$	$\frac{-75+25}{22}$	$\frac{-25+10}{30}$	$\frac{-10+0}{20}$
4	$\frac{-120+60}{15}$	$\frac{-60+30}{10}$	$\frac{-30+15}{25}$	$\frac{-15+8}{35}$	$\frac{-8+0}{15}$
5	$\frac{-400+200}{13}$	$\frac{-200+100}{12}$	$\frac{-100+50}{20}$	$\frac{-50+25}{25}$	$\frac{-25+0}{30}$
6	$\frac{-100+60}{10}$	$\frac{-60+40}{18}$	$\frac{-40+20}{15}$	$\frac{-20+10}{20}$	$\frac{-10+0}{37}$
7	$\frac{-250+125}{25}$	$\frac{-125+60}{20}$	$\frac{-60+30}{10}$	$\frac{-30+15}{20}$	$\frac{-15+0}{25}$
8	$\frac{-300+150}{20}$	$\frac{-150+75}{23}$	$\frac{-75+30}{27}$	$\frac{-30+15}{12}$	$\frac{-15+0}{18}$
9	$\frac{-120+60}{15}$	$\frac{-60+30}{33}$	$\frac{-30+15}{21}$	$\frac{-15+8}{18}$	$\frac{-8+0}{13}$
10	$\frac{-300+150}{10}$	$\frac{-150+75}{25}$	$\frac{-75+40}{18}$	$\frac{-40+20}{32}$	$\frac{-20+0}{15}$
11	$\frac{-150+100}{5}$	$\frac{-100+50}{15}$	$\frac{-50+25}{20}$	$\frac{-25+12}{25}$	$\frac{-12+0}{35}$
12	$\frac{-120+60}{12}$	$\frac{-60+30}{18}$	$\frac{-30+15}{19}$	$\frac{-15+5}{28}$	$\frac{-5+0}{23}$
13	$\frac{-40+20}{8}$	$\frac{-20+10}{44}$	$\frac{-10+5}{15}$	$\frac{-5+2}{25}$	$\frac{-2+0}{8}$
14	$\frac{-120+70}{12}$	$\frac{-70+30}{19}$	$\frac{-30+20}{19}$	$\frac{-20+10}{18}$	$\frac{-10+0}{22}$
15	$\frac{-150+75}{5}$	$\frac{-75+35}{18}$	$\frac{-35+20}{23}$	$\frac{-20+10}{25}$	$\frac{-10+0}{29}$
16	$\frac{-100+75}{8}$	$\frac{-75+40}{20}$	$\frac{-40+20}{15}$	$\frac{-20+10}{42}$	$\frac{-10+0}{15}$
17	$\frac{-400+200}{15}$	$\frac{-200+100}{18}$	$\frac{-100+50}{22}$	$\frac{-50+2}{20}$	$\frac{-25+0}{25}$
18	$\frac{-80+40}{10}$	$\frac{-40+20}{25}$	$\frac{-20+10}{30}$	$\frac{-10+5}{20}$	$\frac{-5+0}{15}$
19	$\frac{-90+45}{8}$	$\frac{-45+20}{22}$	$\frac{-20+10}{25}$	$\frac{-20+10}{20}$	$\frac{-10+0}{25}$
20	$\frac{-30+15}{20}$	$\frac{-15+8}{25}$	$\frac{-8+4}{15}$	$\frac{-4+2}{25}$	$\frac{-2+0}{15}$
21	$\frac{-250+125}{12}$	$\frac{-125+60}{19}$	$\frac{-60+30}{23}$	$\frac{-30+15}{18}$	$\frac{-15+0}{28}$
22	$\frac{-100+50}{16}$	$\frac{-50+25}{28}$	$\frac{-25+12}{23}$	$\frac{-12+6}{18}$	$\frac{-6+0}{15}$
23	$\frac{-200+100}{8}$	$\frac{-100+50}{13}$	$\frac{-50+25}{34}$	$\frac{-25+12}{15}$	$\frac{-12+0}{30}$
24	$\frac{-400+200}{13}$	$\frac{-200+100}{30}$	$\frac{-100+50}{12}$	$\frac{-50+25}{25}$	$\frac{-25+0}{20}$
25	$\frac{-250+125}{12}$	$\frac{-125+60}{19}$	$\frac{-60+30}{23}$	$\frac{-30+15}{18}$	$\frac{-15+0}{28}$

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 5

### Закономерности падения зерен в воде и воздухе

**Цель работы:** познакомиться с показателями, влияющими на падение частиц в жидкости или газообразной среде, и научиться определять конечную скорость их падения для выбора наиболее эффективных методов разделения.

Характер падения тел в жидкости или газообразной среде определяется взаимодействием трех сил: силы тяжести, направленной вниз, подъемной (архимедовой) силы, направленной вверх, и силы сопротивления среды, направленной тоже вверх. Сила тяжести зависит от плотности и объема твердого тела, подъемная сила – от объема тела и плотности среды; сила сопротивления среды зависит от режима движения (турбулентного или ламинарного) и складывается из так называемого сопротивления сил инерции (динамического) и сопротивления сил трения (вязкости). Оба вида сопротивления среды движущемуся в ней телу действуют одновременно, но с неодинаковой силой. Преобладание динамического сопротивления характерно для больших размеров движущихся частиц – 2 мм и выше – и больших скоростей движения. Преобладание вязкости сопротивления характерно для частиц небольшого размера – 0,1 мм и ниже – и небольших скоростей движения, а также при высоких значениях вязкости среды. Для частиц промежуточной крупности от 0,1 до 2 мм отмечается действие обоих видов сопротивления.

Начальный момент движения тела в среде характеризуется нулевым значением скорости его движения и максимальным значением ускорения. В дальнейшем, по мере возрастания скорости падения тела, увеличивается сила сопротивления среды, ускорение уменьшается, и за короткий промежуток времени эта сила достигает величины движущей силы. В этот момент падающее тело достигает своей предельной (максимальной) скорости. Скорость становится постоянной, ускорение равно 0. Конечная или постоянная скорость обозначается  $V_0$ .

Разница в конечных скоростях падения различных минеральных частиц, в основном, характеризует процесс их разделения при классификации и гравитационном обогащении.

Для определения скорости свободного падения  $V_0$  (м/с) частиц **крупности 0,2 мм и выше** используется уравнение Риттингера:

$$\text{для воды:} \quad V_0 = R * \sqrt{d(\delta - \Delta)} ;$$

$$\text{для воздуха:} \quad V_0 = R * \sqrt{d(\delta - \Delta)} ,$$

где  $d$  – диаметр частицы, м;  $\delta$  – плотность частиц, кг/м<sup>3</sup>;  $\Delta$  – плотность среды, кг/м<sup>3</sup>;  $R$  – числовой коэффициент (для воды  $R = 0,16$ , для воздуха  $R = 4,6$ ).

Для частиц **крупностью 0,1–2 мм А.** Алленом выведены другие уравнения:

$$\text{для воды:} \quad V_0 = \frac{A * d * \sqrt[3]{(\delta - \Delta)^2}}{\sqrt[3]{\mu}} ;$$

$$\text{для воздуха:} \quad V_0 = A * d * \sqrt[3]{(\delta - \Delta)^2} ,$$

где  $A$  – числовой коэффициент (для воды  $A = 0,1146$ , для воздуха  $A = 40,6$ );  $\mu$  – коэффициент вязкости, Н·с/м<sup>2</sup> (для воды  $\mu = 0,001$ ; для воздуха  $\mu = 0,000018$ ).

Скорость падения самых мелких зерен – **0,1 мм и менее** определяется по формуле Стокса:

$$\text{для воды:} \quad V_0 = \frac{S * d^2 * (\delta - \Delta)}{\mu} ;$$

$$\text{для воздуха:} \quad V_0 = S * d^2 * (\delta - \Delta) ,$$

где  $S$  – числовой коэффициент (для воды  $S = 545$ , для воздуха  $S = 30\,278$ ).

Все эти формулы выведены для частиц идеальной (шарообразной) круглой формы. Практически все минеральные частицы после дробления руды имеют не правильную шарообразную форму, а округлую, плоскую, продолговатую и др. Универсальный метод, пригодный для определения конечных скоростей движения зерен любой крупности, плотности, формы, предложил П.В. Лященко. Для этого определяем силу тяжести ( $G_0$ ) частицы, зная ее размер, плотность и среду:

$$G_0 = \pi d^3 (\delta - \Delta) g / 6,$$

где  $d$  – размер частицы, м;  $\delta$  – плотность частицы, кг/м<sup>3</sup>;  $\Delta$  – плотность среды, кг/м<sup>3</sup>;  $g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>.

Значение параметра Лященко рассчитываем по формуле:

$$Re^2 \psi = G_0 \Delta / \mu^2,$$

где  $\mu$  – коэффициент вязкости жидкости.

Зная значение параметра Лященко, по диаграмме Лященко  $Re^2 \psi - Re$  (рис. 5) определяем значение параметра Рейнольдса ( $Re$ ) и по формуле  $v_0 = Re \mu / (d \Delta)$  находим конечную скорость падения частицы.

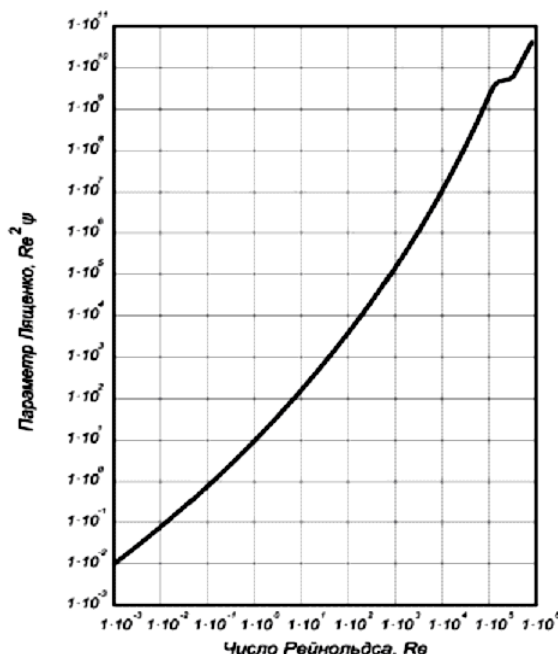


Рис. 5. Диаграмма зависимости параметра  $Re^2 \psi$  от числа Рейнольдса (диаграмма П.В. Лященко)

Время падения частиц определяем по формуле:

$$t = \frac{H}{V_0},$$

где  $H$  – высота слоя воды в сосуде, м;  $V_0$  – скорость падения частиц заданной крупности, м/с.

**Задание:** определить конечные скорости падения частиц разных диаметров и время их осаждения в слое воды высотой 40 см на дно. Исходные данные для решения задачи даны в табл. 9. Результаты вычислений записать в табл. 10. Плотности минералов, воды и воздуха для решения задач приведены в табл. 11.

## Исходные данные для решения задачи

№ варианта	Минерал	Диаметры зерен $d$ , мм		
		$d_1$	$d_2$	$d_3$
1	Галенит	2	0,2	0,01
2	Халькопирит	3	0,5	0,04
3	Молибденит	4	0,4	0,03
4	Пирит	2	0,7	0,05
5	Золото	2	0,1	0,01
6	Кварц	5	0,8	0,04
7	Касситерит	3	0,5	0,03
8	Кальцит	4	0,4	0,06
9	Сфалерит	2	0,5	0,04
10	Уголь	3	0,8	0,08
11	Шеелит	5	0,3	0,05
12	Магнетит	4	0,4	0,06
13	Пиролозит	3	0,3	0,03
14	Магнезит	2	0,5	0,04
15	Сидерит	3	0,6	0,08
16	Гематит	5	0,7	0,07
17	Ильменит	2	0,6	0,08
18	Барит	4	0,4	0,06

Таблица 10

## Результаты вычислений

Минерал	Диаметр частиц, $d$ (мм)	Скорость падения, $V_o$ (м/с)		Время осаждения, $t$ (с)
		в воде	в воздухе	
	$d_1$			
	$d_2$			
	$d_3$			

Таблица 11

## Плотности минералов, воды и воздуха

Минерал	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Минерал	Плотность, кг/м <sup>3</sup>
Золото самородное	До 19000	Магнетит	4500–5300
Галенит	7400–7600	Кальцит	2700–2730
Молибденит	4300–5000	Магнезит	3000
Пирит	4900–5200	Сидерит	3500–3900
Сфалерит	3900–4100	Барит	4300–4500
Халькопирит	4100–4300	Шеелит	6000
Касситерит	6100–7300	Гематит	5000–5200
Кварц	2650	Пиролозит	4820
Ильменит	4400–5000	Уголь	1300–1800
Вода	1000	Воздух	1,23

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ № 6

### Фракционный анализ углей и оценка их обогатимости

**Цель работы:** ознакомиться с методикой проведения фракционного анализа для исследования полезного ископаемого на обогатимость с построением кривых обогатимости.

Обогащаемый уголь представляет собой неоднородную массу по плотности. С увеличением содержания в угле минеральных примесей его плотность и зольность повышаются. Если уголь разделить на ряд фракций, различающихся плотностью, то эти фракции будут отличаться по качеству. Таким образом, фракционный анализ полезных ископаемых производится с целью определения их обогатимости, т.е. количественного и качественного соотношения фракций различной плотности.

Расслоение пробы угля производится в наборе последовательно расположенных металлических бачков (рис. 6), наполненных растворами плотностью 1300, 1400, 1500, 1600 и 1800 кг/м<sup>3</sup>. Сущность фракционного анализа заключается в последовательном погружении в сетчатом бочке пробы порциями не более 6–8 кг в приготовленные растворы (от менее плотных к более плотным или наоборот) и съемке с поверхности раствора всплывших фракций. Легкие (всплывшие) фракции и последнюю тяжелую (потонувшую) тщательно промывают водой, подсушивают и взвешивают. После этого пробу направляют на химический анализ с целью определения их влажности, зольности, а в некоторых случаях – сернистости, теплоты сгорания и т.д.

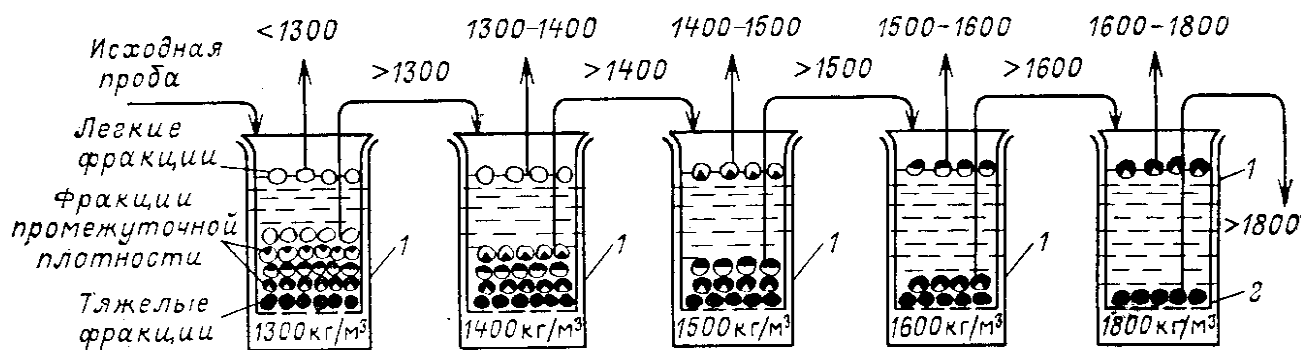


Рис. 6. Схема проведения фракционного анализа угля

Обогатимость характеризует способность углей к разделению на соответствующие продукты. Классификация углей по обогатимости может производиться графическими и аналитическими методами. Все графические методы оценки обогатимости основаны на использовании кривых обогатимости, которые строятся по результатам фракционного анализа угля.

Данные фракционного анализа записывают в таблицу. Для примера в табл. 12 приведены результаты фракционного анализа углей одного из месторождений. В ней даны частный выход (колонка 3, табл. 12) и зольность элементарных слоев (колонка 4, табл. 12), а также вычисленные на их основе средневзвешенная зольность (колонка 5, табл. 12) и суммарные показатели выхода и зольности легкой и тяжелой фракций (колонки 6–9, табл. 12).

Средневзвешенная зольность для каждой фракции определяется как произведение выхода на зольность элементарных слоев:  $\gamma \cdot A^d$ .

Суммарный выход легкой фракции ( $\Sigma \gamma_n$ ) подсчитывается последовательным суммированием частных классов сверху вниз:

$$\begin{aligned} \Sigma \gamma_1 &= \gamma_1; \\ \Sigma \gamma_2 &= \Sigma \gamma_1 + \gamma_2; \\ \Sigma \gamma_3 &= \Sigma \gamma_2 + \gamma_3; \\ \Sigma \gamma_n &= \Sigma \gamma_{n-1} + \gamma_n \text{ и т.д.}, \end{aligned}$$

где  $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_n$  – выход первой (менее 1300 кг/м<sup>3</sup>), второй (1300–1400 кг/м<sup>3</sup>) и последующих фракций.

## Результаты фракционного анализа углей

№ фракций	Плотность фракций,	Выход фракций,	Зольность элементарных слоев,	Средневзвешенная зольность,	Суммарные показатели, %			
					легкая фракция		тяжелая фракция	
	кг/м <sup>3</sup>	%, %	A <sup>d</sup> , %	γ * A <sup>d</sup>	Σ γ <sub>n</sub>	Σ A <sub>n</sub> <sup>d</sup>	Σ γ <sub>m</sub>	Σ A <sub>m</sub> <sup>d</sup>
1	Менее 1300	36,7	4,1	150,47	36,7	4,1	100	22,10
2	1300 – 1400	28,3	6,8	192,44	65,0	5,28	63,3	32,54
3	1400 – 1500	6,5	17,5	113,75	71,5	6,39	35,0	53,36
4	1500 – 1600	3,8	26,8	101,84	75,3	7,42	28,5	61,53
5	1600 – 1800	4,6	45,8	210,68	79,9	9,63	24,7	66,88
6	более 1800	20,1	71,7	1441,17	100	22,1	20,1	71,7
–	Абцисса для δ	–	Абцисса для α	–	Ордината для δ, α, β	Абцисса для β	Ордината для θ	Абцисса для θ

Суммарный выход тяжелой фракции (Σ γ<sub>m</sub>) определяется аналогично легкой, только фракции суммируются снизу вверх:

$$\Sigma \gamma_n = \gamma_m;$$

$$\Sigma \gamma_{n-1} = \Sigma \gamma_n + \gamma_{n-1} \text{ и т.д.}$$

Средневзвешенная зольность легких фракций (Σ A<sub>n</sub><sup>d</sup>) вычисляется путем деления суммы произведений выходов и зольности на суммарный выход легких фракций:

$$\Sigma A_1^d = A_1^d;$$

$$\Sigma A_2^d = (\gamma_1 * A_1^d + \gamma_2 * A_2^d) / \Sigma \gamma_2;$$

$$\Sigma A_3^d = (\gamma_1 * A_1^d + \gamma_2 * A_2^d + \gamma_3 * A_3^d) / \Sigma \gamma_3 \text{ и т.д.}$$

Средневзвешенная зольность тяжелых фракций (Σ A<sub>m</sub><sup>d</sup>) вычисляется путем деления суммы произведений выходов и зольности на суммарный выход тяжелых фракций:

$$\Sigma A_n^d = A_n^d;$$

$$\Sigma A_{n-1}^d = (\gamma_n * A_n^d + \gamma_{n-1} * A_{n-1}^d) / \Sigma \gamma_{n-1};$$

$$\Sigma A_{n-2}^d = (\gamma_n * A_n^d + \gamma_{n-1} * A_{n-1}^d + \gamma_{n-2} * A_{n-2}^d) / \Sigma \gamma_{n-2} \text{ и т. д.}$$

По таблицам результатов фракционного анализа невозможно определить выход продуктов обогащения любой заданной зольности. Для этого используются кривые обогатимости – графическое изображение результатов фракционного анализа (рис. 7). Кривые обогатимости включают в себя построенные на одном графике кривые λ, β и θ, а также кривую плотности. Кривые обогатимости рекомендуется строить на миллиметровой бумаге. Все кривые размещают на одном планшете, представляющем собой квадрат со стороной, равной 200 мм. На оси ординат откладывают в масштабе через каждые 10% (сверху вниз) выход легких фракций, а на оси абсцисс через каждые 10% – зольность этих фракций. На правой вертикальной стороне квадрата в том же масштабе откладывают выход тяжелых фракций через каждые 10% снизу вверх. На верхней горизонтальной стороне квадрата справа налево откладывают значения плотностей через каждые 100 кг/м<sup>3</sup>. К кривым обогатимости (рис. 7) относятся:

**α** – кривая элементарных зольностей, показывающая зависимость между суммарным выходом фракций и зольностью элементарных слоев;

**β** – кривая средних зольностей концентрата, показывающая зависимость между суммарным выходом легкой фракции и их зольностью;

**θ** – кривая средних зольностей хвостов, показывающая зависимость между суммарным выходом тяжелых фракций и их зольностью;

**δ** – кривая плотностей, показывающая зависимость между выходом отдельных фракций и их плотностью.

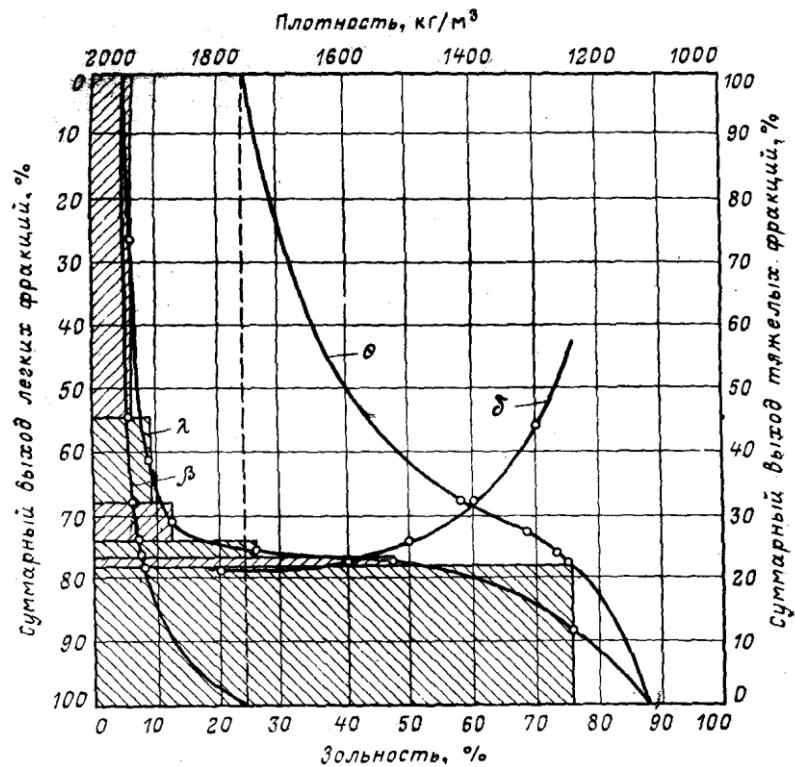


Рис. 7. Кривые обогатимости угля

Для построения кривой  $\alpha$  на оси ординат откладываем в масштабе суммарные выходы легких фракций (колонка 6, табл. 12). Из точек, соответствующих указанным выше выходам на оси ординат, проводим вспомогательные (горизонтальные) линии, параллельные оси абсцисс, и на этих линиях откладываем в масштабе соответствующую для этой фракции зольность элементарных слоев (колонка 4, табл. 12). Из этих же точек проводим вертикальную линию до пересечения с предыдущей горизонтальной линией. Через середины вертикальных линий проводим плавную кривую так, чтобы площади отсекаемых треугольников в пределах фракций были равны. По кривой  $\alpha$  можно судить о характеристике обогатимости угля. Чем более пологий вид имеет кривая  $\alpha$ , тем лучше обогатимость угля. Чем круче  $\alpha$ , тем хуже обогатимость. Для построения кривой концентрата  $\beta$  на вспомогательных линиях выходов легких фракций (колонка 6, табл. 12) откладываем в масштабе соответствующие значения средней зольности этих фракций (колонка 7, табл. 12). Полученные точки соединяем плавной кривой  $\beta$ , начало которой должно совпадать с началом кривой  $\alpha$ . Аналогично построение кривой средних зольностей хвостов  $\theta$ , т.е. тяжелой фракции (колонки 8 и 9, табл. 12). Конечная точка  $\theta$  должна совпадать с концом кривой  $\lambda$ , а начало – с концом кривой  $\beta$  на линии, параллельной оси ординат.

Для построения кривой  $\delta$  на линиях, проведенных по данным выходов легкой фракции (колонка 6, табл. 12) параллельно оси абсцисс, откладывают последовательно граничные плотности фракций (колонка 2, табл. 12) и соединяют их плавной кривой.

Кривые обогатимости позволяют определить теоретически возможные показатели обогащения: выходы продуктов обогащения и их зольности в зависимости от плотности их разделения. По кривым обогатимости также определяют теоретические условия раздельного обогащения угля нескольких классов с целью достижения максимального выхода общего концентрата.

Так, например, для определения выхода концентрата и его зольности при соответствующей плотности разделения следует по оси плотности опустить перпендикуляр на кривую  $\delta$  и из этой точки провести прямую, параллельную оси абсцисс, до пересечения с кривой концентрата  $\beta$ . Точка пере-

сечения и будет соответствовать величине выхода концентрата. Для нахождения зольности из этой точки также нужно опустить перпендикуляр на ось абсцисс, которая соответствует зольности продукта.

Для определения выхода продуктов обогащения угля при заданных зольности концентрата и отходов необходимо восстановить перпендикуляр от оси зольности до пересечения с кривой  $\beta$  (для концентрата) и с кривой  $\theta$  (для отходов) и по соответствующим отрезкам на оси ординат определить выход концентрата и отходов.

Выход промпродукта, согласно балансу ценного компонента, определяется по формуле:

$$100 = \gamma_k + \gamma_{mn} + \gamma_x$$

где  $\gamma_k$ ,  $\gamma_{mn}$ ,  $\gamma_x$  – выходы концентрата, промпродукта и хвостов (отходов) соответственно.

Зольность промежуточного продукта определяется также из балансового уравнения:

$$100 \cdot A^d_{ucx} = \gamma_k \cdot A^d_k + \gamma_{mn} \cdot A^d_{mn} + \gamma_x \cdot A^d_x;$$

$$A^d_{mn} = 100 \cdot A^d_{ucx} - \gamma_k \cdot A^d_k - \gamma_x \cdot A^d_x / \gamma_{mn}, \%$$

Предложено множество аналитических методов оценки обогатимости угля. Например, методы оценки категорий обогатимости по отношению теоретического выхода концентрата плотностью менее 1400–1500 кг/м<sup>3</sup> к его зольности и др. В настоящее время оценку обогатимости углей и классификацию по этому признаку регламентирует ГОСТ 10100-84 (табл. 13). По этому стандарту показатель обогатимости  $T$  представляет собой отношение суммарного выхода промежуточных фракций (1400–1800 кг/м<sup>3</sup> для каменных углей и 1800–2000 кг/м<sup>3</sup> для антрацитов) к выходу беспородной массы:

$$T = \frac{\gamma_1}{100 - \gamma_2} * 100, \%$$

где  $\gamma_1$  – выход фракций промежуточного продукта; %  $\gamma_2$  – выход фракций породы, %.

В зависимости от значения  $T$  каменные угли и антрациты относят к категориям обогатимости, указанным в табл. 14.

Таблица 13

#### Обогатимость углей

Наименование угля	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>		
	в концентрате	в промежуточном продукте	в породе
Каменный уголь	До 1500	Свыше 1500 до 1800 включительно	свыше 1800
Антрацит	До 1800	Свыше 1800 до 2000 включительно	свыше 2000

*Примечание.* При зольности фракции каменных углей ( $A^d$ ) свыше 10% и плотности до 1500 кг/м<sup>3</sup> к концентрату относят фракции плотностью до 1400 кг/м<sup>3</sup>, а к промежуточному продукту – фракции плотностью свыше 1400 до 1800 кг/м<sup>3</sup>.

Таблица 14

#### Характеристики обогатимости

Категории обогатимости	1	2	3	4
$T$ , %	До 4 включительно	4–10	10–17	17
Степень обогатимости	Легкая	Средняя	Трудная	Очень трудная

Для примера рассмотрим обогатимость каменных углей по результатам фракционного анализа (табл. 12). Поскольку зольность легких фракций плотностью до 1500 кг/м<sup>3</sup> равна 6,39, т.е. менее

10%, то к концентрату относят фракции плотностью до 1500 кг/м<sup>3</sup>, а к промежуточному продукту – фракции плотностью свыше 1500 до 1800 кг/м<sup>3</sup>.

Суммарный выход фракций плотностью свыше 1500 до 1800 кг/м<sup>3</sup> составляет:

$$\gamma_1 = 79,9 - 71,5 = 8,4\%.$$

Выход беспородной массы (фракций плотностью до 1800 кг/м<sup>3</sup>) составляет:

$$100 - \gamma_2 = 100 - 20,1 = 79,9\%.$$

Тогда обогатимость угля будет равна:

$$T = \frac{8,4 * 100}{79,9} = 10,5\%.$$

В соответствии с табл. 14 уголь относят к третьей (трудной) категории обогатимости.

**Задание:** по данным фракционного анализа:

- 1) рассчитать средневзвешенную зольность и суммарные показатели по легкой и тяжелой фракции по задачам, приведенным ниже. Результаты занести в табл. 15;
- 2) построить кривые обогатимости угля;
- 3) по кривым обогатимости определить заданные параметры (см. задание);
- 4) определить категорию обогатимости угля.

Таблица 15

**Результаты фракционного анализа углей**

№ фракций	Плотность-фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход фракций, γ, %	Зольность элементарных слоев, A <sup>d</sup> , %	Средневзвешенная зольность, γ × A <sup>d</sup>	Суммарные показатели, %			
					легкая фракция		тяжелая фракция	
					Σ γ <sub>л</sub>	Σ A <sub>л</sub> <sup>d</sup>	Σ γ <sub>т</sub>	Σ A <sub>т</sub> <sup>d</sup>
	для δ		для α		δ, α, β	для β	для θ	для θ

## ЗАДАЧИ НА ОЦЕНКУ ОБОГАТИМОСТИ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ

### Вариант 1

Построить кривые обогатимости, определить выходы продуктов обогащения, зольность промпродукта и плотность разделения, если зольность концентрата и породы составляет соответственно 8 и 55,0%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход $\gamma$ , %	Зольность, $A^d$ , %
1	Менее 1300	35,0	7,1
2	1300–1400	13,5	9,8
3	1400–1500	10,0	18,7
4	1500–1600	8,5	27,0
5	1600–1800	14,0	36,9
6	Более 1800	19,0	58,0

### Вариант 2

Построить кривые обогатимости, определить выход концентрата, промпродукта и хвостов, если зольность концентрата и хвостов составляет соответственно 7,0 и 66,0%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход $\gamma$ , %	Зольность, $A^d$ , %
1	Менее 1300	38,8	5,6
2	1300–1400	20,0	12,2
3	1400–1500	10,3	22,8
4	1500–1600	7,2	32,8
5	1600–1800	11,0	43,2
6	более 1800	12,7	71,3

### Вариант 3

Построить кривые обогатимости, определить плотность разделения, выхода и зольности продуктов обогащения, если зольность концентрата составляет 7,5%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход $\gamma$ , %	Зольность, $A^d$ , %
1	Менее 1300	19,1	4,0
2	1300–1400	32,6	10,0
3	1400–1500	15,6	15,0
4	1500–1600	9,9	20,0
5	1600–1800	4,5	45,0
6	более 1800	18,3	80,0

### Вариант 4

Построить кривые обогатимости, определить зольность концентрата при плотности разделения 1,38 т/м<sup>3</sup>.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход $\gamma$ , %	Зольность, $A^d$ , %
1	Менее 1300	40,3	4,7
2	1300–1400	27,4	7,9
3	1400–1500	12,2	15,7
4	1500–1600	4,6	24,1

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
5	1600–1800	3,7	47,8
6	более 1800	11,8	72,3

#### Вариант 5

Построить кривые обогатимости, определить выход концентрата, промпродукта и хвостов, если зольность концентрата и хвостов составляет соответственно 5,09 и 61,5%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	22,5	5,0
2	1300–1400	10,0	20,2
3	1400–1500	10,5	27,6
4	1500–1600	0,5	44,6
5	1600–1800	8,5	65,4
6	более 1800	48,0	69,8

#### Вариант 6

Построить кривые обогатимости, определить по ним выход продуктов обогащения, зольность промпродукта и плотность разделения, если зольность концентрата и породы составляет соответственно 7,0 и 65,0%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	37,0	6,8
2	1300–1400	23,0	17,4
3	1400–1500	20,5	45,0
4	1500–1600	1,5	50,0
5	1600–1800	11,0	58,0
6	более 1800	7,0	67,0

#### Вариант 7

Построить кривые обогатимости, определить по ним зольность концентрата при плотности разделения 1,45 т/м<sup>3</sup>.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	12,0	3,0
2	1300–1400	34,2	6,0
3	1400–1500	27,6	18,0
4	1500–1600	12,1	38,5
5	1600–1800	6,9	56,8
6	более 1800	7,2	70,0

#### Вариант 8

Построить кривые обогатимости, определить по ним плотность разделения, выхода и зольности продуктов обогащения, если зольность концентрата составляет 7,0%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	5,6	4,8
2	1300–1400	6,9	8,3
3	1400–1500	12,6	21,0
4	1500–1600	21,0	26,2
5	1600–1800	30,9	33,8
6	более 1800	23,0	67,7

#### Вариант 9

Построить кривые обогатимости, определить по ним плотность разделения, выхода и зольности продуктов обогащения, если зольность концентрата составляет 7,8%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	5,7	3,2
2	1300–1400	10,0	7,7
3	1400–1500	14,7	16,1
4	1500–1600	21,6	24,9
5	1600–1800	30,8	36,2
6	более 1800	17,2	69,0

#### Вариант 10

Построить кривые обогатимости, определить по ним выход продуктов обогащения, зольность промпродукта и плотность разделения, если зольность концентрата и породы составляют соответственно 6,0 и 69,0%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	27,1	4,7
2	1300–1400	13,9	15,7
3	1400–1500	10,0	35,9
4	1500–1600	24,3	44,2
5	1600–1800	4,9	57,4
6	более 1800	19,8	75,9

#### Вариант 11

Построить кривые обогатимости, определить по ним выход продуктов обогащения, зольность промпродукта и плотность разделения, если зольность концентрата и породы составляют соответственно 8,0 и 71,0%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	25,2	5,7
2	1300–1400	14,1	14,7
3	1400–1500	9,3	36,9
4	1500–1600	25,3	43,2
5	1600–1800	5,9	56,3
6	более 1800	20,2	74,8

### Вариант 12

Построить кривые обогатимости, определить по ним плотность разделения, выхода и зольности продуктов обогащения, если зольность концентрата составит 7,8%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход $\gamma$ , %	Зольность, $A^d$ , %
1	Менее 1300	21,7	2,2
2	1300–1400	10,2	8,8
3	1400–1500	7,7	15,1
4	1500–1600	13,6	25,7
5	1600–1800	18,6	33,7
6	более 1800	28,2	68,7

### Вариант 13

Построить кривые обогатимости, определить выход концентрата, промпродукта и хвостов, если зольность концентрата и хвостов составляют соответственно 8,03 и 65,2%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход $\gamma$ , %	Зольность, $A^d$ , %
1	Менее 1300	35,7	5,0
2	1300–1400	15,0	20,2
3	1400–1500	10,5	27,6
4	1500–1600	7,5	44,6
5	1600–1800	20,9	65,4
6	более 1800	10,4	69,8

### Вариант 14

Построить кривые обогатимости, определить зольность концентрата при плотности разделения 1,56 т/м<sup>3</sup>.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход $\gamma$ , %	Зольность, $A^d$ , %
1	Менее 1300	38,1	4,7
2	1300–1400	17,8	6,9
3	1400–1500	10,2	10,7
4	1500–1600	8,9	24,1
5	1600–1800	8,2	45,8
6	более 1800	16,8	70,3

### Вариант 15

Построить кривые обогатимости, определить зольность концентрата при плотности разделения 1,62 т/м<sup>3</sup>.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход $\gamma$ , %	Зольность, $A^d$ , %
1	Менее 1300	28,1	3,7
2	1300–1400	15,8	6,9
3	1400–1500	8,2	11,9
4	1500–1600	15,0	22,6

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
5	1600–1800	11,6	43,9
6	более 1800	21,3	68,1

#### Вариант 16

Построить кривые обогатимости, определить по ним выход продуктов обогащения, зольность промпродукта и плотность разделения, если зольность концентрата и породы составляет соответственно 7,6 и 71,9%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	31,3	4,7
2	1300–1400	12,9	16,9
3	1400–1500	8,7	32,5
4	1500–1600	19,3	44,2
5	1600–1800	5,1	57,1
6	более 1800	22,7	79,1

#### Вариант 17

Построить кривые обогатимости, определить по ним плотность разделения, выхода и зольности продуктов обогащения, если зольность концентрата составляет 7,8%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	21,6	3,6
2	1300–1400	10,0	8,7
3	1400–1500	13,9	16,1
4	1500–1600	20,1	27,9
5	1600–1800	15,2	36,9
6	более 1800	19,2	72,5

#### Вариант 18

Построить кривые обогатимости, определить по ним плотность разделения, выхода и зольности продуктов обогащения, если зольность концентрата составляет 8,9%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	27,4	4,8
2	1300–1400	10,0	6,7
3	1400–1500	6,1	10,1
4	1500–1600	11,8	24,8
5	1600–1800	15,4	27,4
6	более 1800	29,3	76,3

#### Вариант 19

Построить кривые обогатимости, определить по ним выход продуктов обогащения, зольность промпродукта и плотность разделения, если зольность концентрата и породы составляет соответственно 5,5 и 69,4%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	47,0	6,8
2	1300–1400	21,8	11,4
3	1400–1500	15,7	22,1
4	1500–1600	3,9	12,7
5	1600–1800	6,8	35,8
6	более 1800	4,8	62,1

### Вариант 20

Построить кривые обогатимости, определить по ним выход продуктов обогащения, зольность промпродукта и плотность разделения, если зольность концентрата и породы составляет соответственно 3,0 и 59,7%.

№ фракций	Плотность фракций, кг/м <sup>3</sup>	Выход γ, %	Зольность, A <sup>d</sup> , %
1	Менее 1300	27,0	5,8
2	1300–1400	13,9	13,7
3	1400–1500	12,6	25,5
4	1500–1600	5,9	48,2
5	1600–1800	19,0	51,0
6	более 1800	21,6	66,1

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учебник для вузов. В 2 т. Т. 1. Обоганительные процессы и аппараты. М.: МГГУ, 2001. 471 с.
2. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учебник для вузов. В 2 т. Т. 2. Технология переработки и обогащения полезных ископаемых. М.: МГГУ, 2003. 520 с.
3. Авдохин В.М. Основы переработки и обогащения полезных ископаемых: учеб. пособие для вузов. М.: МГГУ, 1996. 387 с.
4. Артюшин С.П. Обогащение углей: учебник для вузов. М.: Недра, 1973. 382 с.
5. Артюшин С.П. Проектирование углеобоганительных фабрик. Изд. 2-е, перераб. и доп. М.: Недра, 1974. 200 с.
6. Бедрань Н.Г., Скоробогатова Л.М. Переработка и качество полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 272 с.
7. Бедрань Н.Г. Обогащение углей. М.: Недра, 1988. 206 с.
8. Богданов О.С. Справочник по обогащению руд. Основные процессы. М.: Недра, 1983. 381 с.
9. Богданов О.С. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1982. 366 с.
10. ГОСТ 10100-84 (СТ СЭВ 4386-83) Угли каменные и антрацит. Метод определения обогатимости / Государственный комитет СССР по стандартам. М.: Изд-во стандартов, 1984.
11. Зверевич В.В., Перов В.А. Основы обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1971.
12. Технологическая оценка минерального сырья. Нерудное сырье: справочник. М.: Недра, 1995. 507 с.
13. Фишман М.А. Основы обогащения полезных ископаемых. М.: Metallurgizdat, 1956. 279 с.