

## Лекция 1 и 2. Физико-механические свойства руд и продуктов обогащения

**Введение.**

**Задачи, решаемые при исследовании руд на обогатимость**

**Физико-механические свойства руд и продуктов обогащения**

### ВВЕДЕНИЕ

Обогащение полезных ископаемых – это комплекс технологий, отличающихся прежде всего тем, что все они нацелены на механическое разделение минеральных агрегатов на основании физико-механических свойств сырья.

В результате изучения курса «Исследование руд на обогатимость» студенты должны освоить основные методики исследования на обогатимость различных видов сырья, составлять общую схему обогащения и т.д.

Исследование на обогатимость заканчивается подготовкой технологического регламента (задания на проектирование обогатительной фабрики). Но в процессе проведения исследований обычно получают закономерности, которые следует правильно представлять и интерпретировать, а также обильный материал, связанный с изучением вещества, проведением измерений и технологических опытов, которые следует представлять в виде фракционных характеристик, необходимых для выбора границ разделения либо оптимизации схем. Эти результаты в технологический регламент не выносятся, но с их использованием назначаются технологические режимы и рекомендуются схема и оборудование.

Конспект лекций основан на «Исследование руд на обогатимость»: учебное пособие. Козин В. З.; Урал. гос. горный ун-т – Екатеринбург: Изд.-во УГГУ, 2008.

### ЗАДАЧИ, РЕШАЕМЫЕ ПРИ ИССЛЕДОВАНИИ РУД НА ОБОГАТИМОСТЬ

Исследование на обогатимость – это комплекс работ, позволяющих в итоге:

- выбрать методы разделения слагающих руды минералов;
- выбрать технологическую схему обогащения руды;
- предсказать (рассчитать) технологические показатели схемы обогащения;
- разработать технологический регламент обогащения руды и, следовательно, создать основу для проектирования фабрики;
- оптимизировать параметры технологического процесса;
- объяснить механизм технологического процесса;
- разработать и испытать новые машины для обогащения и совершенствовать имеющиеся.

Исследование на обогатимость выполняют в следующих случаях:

- при разведке месторождений и утверждении запасов;
- разработке технологического регламента обогащения;
- совершенствовании схемы обогащения и ее оптимизации;
- разработке и испытаниях новых параметров и новых режимов эксплуатации аппаратов и схем;
- получении закономерностей процессов подготовки руды и ее обогащения, т. е. фактически при необходимости решения вопросов теории обогащения.

Обогащение руд во всем мире получило большое распространение. Обогащаются почти все руды. Накоплен огромный фактический материал, связанный с обогащением руд всех типов. Этот материал позволяет специалистам при наличии весьма малой априорной информации предсказать возможные показатели обогащения и в ряде случаев начать обогащение руды на месторождении практически без опытных работ. Так, в частности, можно поступить, и поступают при разработке россыпных месторождений золота. Однако это неприемлемо при строительстве любой фабрики, обязанной обеспечивать при обогащении определенные технико-экономические показатели, а также

при современном подходе к комплексному использованию руд. Нельзя выбрать и рассчитать оборудование фабрики, не обладая полной и конкретной информацией о технологических свойствах руды.

Исследование на обогатимость как комплекс работ, нацеленных на результат, прошло длительный путь развития. Это развитие связано как с появлением и использованием новых технологических аппаратов, так и с появлением и использованием нового аналитического и лабораторного оборудования.

Появились и получили развитие новые направления, интенсифицирующие и углубляющие исследования на обогатимость, в частности:

- технологическая минералогия;
- базовые схемы исследований и испытаний;
- комплексы лабораторного оборудования, в т. ч. опытные фабрики и установки;
- компьютерные программы и расчеты;
- теория оптимизации процессов обогащения.

Каждое из этих направлений позволяет быстрее и качественнее достичь конечного результата с пониманием и обоснованием каждого промежуточного результата и конечного решения. Быстрее потому, что полная и своевременная информация позволяет выбрать путь решения задачи, близкий к оптимальному, качественнее потому, что более точная информация, современное оборудование для выполнения опытов позволяют выполнить не только проверку, но и оптимизацию принятых решений.

Почти любая работа начинается с анализа априорной информации. Априорная информация в обогащении полезных ископаемых также имеет большое значение. Широко известен и используется метод аналогий, суть которого сводится к поиску на основе априорной информации решения, уже апробированного в аналогичной ситуации, и его использованию. Так, в строительстве и других областях техники есть типовые проекты, все параметры которых проверены на практике, и остается лишь применить их в конкретной ситуации. Однако обогатительные фабрики, как правило, уникальны. И связано это, прежде всего, с уникальностью руды любого месторождения. Природа не повторяется и оставляет всегда значительную неопределенность результата обогащения даже при весьма полной априорной информации.

Поэтому основным средством решения задачи оценки обогатимости руды в конечном счете становится эксперимент, в том числе экспериментальное изучение различных характеристик руды, свойств обогатительных машин и т. п.

Эксперимент нужно правильно поставить. Исследование обогатимости руды – это большой, развивающийся во времени эксперимент, и его тем более нужно выполнить предельно правильно, чтобы обеспечить приемлемую точность результата при минимуме затрат времени и средств.

Объем исследований зависит от многих факторов. Среди них: вид задачи, тип руды, уровень требований к качеству результата.

Это приводит к различным схемам проведения исследований на обогатимость, но в значительном количестве случаев общая схема исследования на обогатимость будет такой:

1. Отбор технологической пробы.
2. Подготовка технологической пробы.
3. Изучение вещественного состава.
4. Изучение физических свойств руды и раскрытия минералов.
5. Обзор и анализ априорной информации.
6. Обоснование и составление методик экспериментов.
7. Выполнение опытов (изучение технологических свойств).
8. Составление вариантов технологической схемы или режимов.
9. Техничко-экономические оценки вариантов.
10. Испытания технологической схемы или режимов.

11. Техничко-экономические показатели испытаний.

12. Составление отчета или другого документа, в частности, технологического регламента.

## ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА РУД И ПРОДУКТОВ РАЗДЕЛЕНИЯ

Сведения о физико-механических свойствах руд и продуктов обогащения необходимы для принятия решений, связанных с технологией обогащения. Исключительно на их основе выбираются схемы и аппараты для подготовки руды к обогащению, схемы и аппараты обезвоживания и пылеулавливания, а также устройство складов, бункеров, хвостохранилищ.

Испытания материала технологических проб обязательно включают измерение физико-механических свойств, значения которых представлены ниже:

### **Крепость**

Основной способ разрушения кусков руды – раздавливание. Поэтому всегда определяют сопротивление руды сжатию. Основной метод – раздавливание образцов правильной формы, цилиндрической или кубической со сторонами 50 мм. После определения  $\sigma_{сж}$  в паскалях руду характеризуют коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодыяконова:

$$f = \sigma_{сж} \cdot 10^{-7}.$$

$f$  изменяется от 0,2 до 20.  $\sigma_{сж} = 20 \cdot 10^7$  Па имеют самые твердые кварциты.

Если образцы изготовить нельзя, крепость руды характеризуют удельной работой дробления (метод толчения) на образование частиц крупностью – 0,5 мм. На дно стального стакана в один слой укладывают 6 – 10 кусков руды крупностью 20–40 мм. На куски с высоты  $h$  сбрасывают гирию массой  $m$ . Число сбрасываний может быть  $n = 3 \div 20$  таким, чтобы объем мелочи (класса – 0,5 мм) составил около 20 % массы уложенных кусков. Опыт выполняют 5 раз. Затраченная на дробление работа

$$A = \sum_{i=1}^5 h_i g m_i n_i.$$

Удельная работа дробления

$$A_{уд} = \frac{A}{V_m},$$

где  $V_m$  – объем образовавшейся мелочи класса – 0,5 мм.

Размерность получаемой величины  $A_{уд}$ , Па. Коэффициент крепости равен  $10^{-7} A_{уд}$ . Крепость руды – одна из самых распространенных физико-механических характеристик.

### **Абразивность**

Абразивность руды оценивают по износу образца материала футеровки или дробящих конусов дробилки. Желоб специальной испытательной машины заполняют материалом пробы. В работающей машине образец перемещается в материале пробы по окружности со скоростью 0,48 м/с. Продолжительность испытаний 8 ч. Износ 1 м<sup>2</sup> площади образца за 8 часов работы является оценкой абразивности.

Относительная износостойкость равна отношению времени истирания к износу образца (убыли массы с площади 1 м<sup>2</sup>).

Абразивность руды определяется также по фактическому расходу материала машины при переработке руды.

### **Сыпучесть**

Сыпучесть минерального сырья определяют по массе материала, высыпавшегося за единицу времени через единицу площади выпускного отверстия.

Основной прибор для определения сыпучести материала крупностью до 3 мм – воронка Гарри. Это конус с углом конусности 35° и диаметром выпускного отверстия 30 мм.

Степень сыпучести  $\eta_c$

$$\eta_c = m / t .$$

Здесь  $m$  – масса пробы,  $m = 6-10$  кг;  $t$  – продолжительность высыпания.

Если материал образует свод и не высыпается, степень сыпучести принимают равной нулю.

Угол естественного откоса – наибольший угол, образованный свободной поверхностью материала. Для испытаний применяют цилиндр без дна. Диаметр цилиндра для материала крупностью 3, 25, 50 мм составляет соответственно 0,1; 0,5; 1 м, а высота – 0,15; 1; 1,5 м. Материалом пробы заполняют цилиндр, установленный на горизонтальной поверхности, и медленно поднимают его. Затем находят угол естественного откоса  $\theta$ :

$$\operatorname{tg} \theta = \frac{2H}{D} ,$$

где  $H$  – высота образовавшегося конуса;  $D$  – его диаметр.

Угол естественного откоса можно использовать для другой оценки сыпучести:

$$K_{\text{сып}} = \frac{1 - \sin \theta}{1 + \sin \theta} .$$

Угол естественного откоса используется и как самостоятельная физико-механическая характеристика.

#### **Слѐживаемость**

Слѐживаемость – это увеличение связности материала с течением времени при его хранении в неподвижном слое.

Слѐживаемость может определяться физико-механическим и физико-химическим сцеплением.

Сцепление сыпучих материалов оценивается сопротивлением первоначальному сдвигу и коэффициентом сцепления, а также величиной внутреннего трения.

Для определения этих характеристик используют сдвиговый прибор ГГП-30. На этом приборе определяют сдвиговые нагрузки  $\sigma$ , при которых начинается резкое нарастание нестабилизирующей деформации сдвига между частями пробы при заданных нормальных нагрузках  $P_1$  и  $P_2$ .

$$\text{Тогда } K_{\text{тр}} = \operatorname{tg} \varphi = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{P_1 - P_2} ;$$

$$C = \sigma_1 - P_1 \cdot \operatorname{tg} \varphi .$$

Здесь  $K_{\text{тр}} = \operatorname{tg} \varphi$  – коэффициент внутреннего трения;  $C$  – сцепление.

Аналогично определяют коэффициент внешнего трения, заменяя одну из сдвигаемых частей пробы образцом материала ограждающей стенки: бетона, стали и т. п.

#### **Насыпная плотность и самоуплотнение**

Насыпная плотность – это плотность единицы объема добытой руды в конкретных условиях ее нахождения.

Лучший способ измерения насыпной плотности - определение некоторого объема и массы руды. Это возможно в промышленных условиях.

В лабораторных условиях насыпную плотность определяют по наполнению материалом цилиндра объемом 0,005 – 0,05 м<sup>3</sup>. Высота цилиндра 185 – 400 мм, диаметр 185 – 400 мм. Наполненный цилиндр с выровненной поверхностью взвешивают и массу руды делят на ее объем.

В процессе хранения происходит самоуплотнение материала.

Для оценки самоуплотнения определяют насыпную плотность материала без уплотнения  $\rho_0$ . Зная высоту насыпаемой толщи материала  $h$ , вычисляют его давление на дно емкости. Для определения самоуплотнения пробу уплотняют, наложив груз, соответствующий рассчитанному давлению. Материал выдерживают под нагрузкой в течение суток, а затем определяют объем спрессованной пробы и соответственно

увеличенную насыпную плотность  $\rho_h$ .

До глубины примерно 10 м существует пропорциональная связь между глубиной слоя руды  $h_i$  и насыпной плотностью  $\rho_i$ :

$$\rho_i = \rho_0 + \frac{\rho_h - \rho_0}{h} \cdot h_i.$$

Для усеченной пирамиды найдена формула для усредненной насыпной плотности

$$\rho_{cp} = \frac{1}{3}(\rho_h + \rho_0) + \frac{1}{2} \cdot \frac{S_1}{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2}} (\rho_h + \rho_0).$$

Здесь  $\rho_0$  и  $\rho_h$  – насыпная плотность на поверхности материала и на глубине  $h$ ;  $S_1$  и  $S_2$  – площади верхней и нижней граней пирамиды.

Насыпную плотность используют при расчетах объемов всех накопительных и транспортируемых емкостей.

#### **Удельная поверхность**

Удельную поверхность разделяют на внешнюю и полную.

Внешняя – удельная поверхность, образованная ровными участками, впадинами и выступами и трещинами, глубина которых меньше ширины.

Полная поверхность – это внешняя плюс поверхность глубоких трещин, сквозных и тупиковых пор и других элементов строения материала.

Удельную поверхность измеряют на сухом материале.

Определение внешней удельной поверхности выполняют, измеряя скорость прохождения воздуха через слой пробы. Величину внешней удельной поверхности в  $\text{м}^2/\text{кг}$  вычисляют по формулам, приведенным в инструкциях к прибору.

Определение полной удельной поверхности выполняют, измеряя объем адсорбированного навеской газа (смеси гелия и аргона). Опыты выполняют дважды: с навеской массой  $m_n$  и эталоном массой  $m_э$ , с известной полной поверхностью  $S_э$  после чего рассчитывают полную удельную поверхность материала:

$$S_{\text{мат}} = \frac{m_э}{m_n} \cdot \frac{n_n}{n_э} \cdot S_э,$$

где  $n_n$  и  $n_э$  – показания хроматографа при испытаниях навески и эталона.

Удельная поверхность используется для характеристики многих продуктов, например асбеста, цемента.

#### **Дробимость**

Дробимость оценивают несколькими способами.

*Стандартная методика* предполагает разрушение проб на гидравлическом прессе.

Материал крупностью – 40 +20 мм; - 20 +10 мм; - 10 +6 мм засыпают в цилиндр диаметром 75 –100 мм и нагружают с помощью плунжера усилием со скоростью 1-2 кН/с, доводя это усилие до 50 кН. Пробу рассеивают на контрольном сите соответственно 5; 2,5 и 1,25 мм и взвешивают.

Дробимость  $D_p$  в процентах

$$D_p = \frac{m_n}{m} \cdot 100,$$

где  $m$  – масса пробы;  $m_n$  – масса подрешетного продукта.

*Методика института «Механобр».* Испытания проводятся в дробилке КСД – 600 на пробе массой 150 – 300 кг крупностью – 50(40) + 7(5) мм. При дроблении фиксируют мощность, потребляемую дробилкой. Индекс работы  $W_i$  определяют по уравнению

$$\frac{N - N_{xx}}{Q} = 10 \cdot \frac{W_i}{\sqrt{D}} \cdot \left( \sqrt{\frac{D}{d}} - 1 \right) = 10W_i \cdot \frac{\sqrt{D} - \sqrt{d}}{\sqrt{D} \cdot \sqrt{d}}.$$

Здесь  $N$  - мощность, кВт;  $N_{\text{хх}}$  - мощность холостого хода, кВт;  $Q$  - производительность дробилки, т/ч;  $10$  - размерный коэффициент, равный  $\sqrt{100 \text{ мкм}}$ ;  $D$  и  $d$  - номинальные ( $D_{80}$  и  $d_{80}$ ) крупности материала до дробления и после дробления, мкм.

Для руд некоторых фабрик получены такие значения  $W_i$ : Сорская медно-молибденовая фабрика -  $14,3 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}$ ; Норильская медно-никелевая -  $10,7 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}$ ; Джезказганская медная -  $17,7 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}$ .

$W_i$  позволяют пересчитать данные об эталонной руде на испытываемую:  
- по производительности дробилки

$$Q_{\text{исп}} = Q_{\text{эт}} \cdot \frac{1 - (0,04W_{i \text{ исп}})^3}{1 - (0,04W_{i \text{ эт}})^3}$$

- и по номинальной крупности

$$d_{\text{исп}} = d_{\text{эт}} \cdot \sqrt[3]{\frac{W_{i \text{ исп}}}{W_{i \text{ эт}}}}$$

*Методика фирмы "Аллис - Чалмерс".*

Для испытания используют двойной маятниковый копер с грузами массой 13,6 кг. В рабочую зону помещают образец руды толщиной  $b$ , отклоняют грузы на высоту  $h$  и отпускают так, что они встречаются, нанося удар по куску и разрушая его. Разрушают 10 кусков размером 50-65 мм. Индекс работы

$$W_i = 12,95 \cdot \frac{h}{b}$$

Оценка дробимости по разрушению кусков в пробах малой массы получает дальнейшее развитие.

### **Измельчаемость**

*Общая удельная производительность* мельницы  $g$  ( $\text{т}/\text{м}^3 \cdot \text{ч}$ ) определяется по формуле

$$g = Q(\beta - \alpha)/V,$$

где  $Q$  - производительность мельницы, т/ч;  $V$  - объем мельницы,  $\text{м}^3$ ;  $\beta$  и  $\alpha$  - массовая доля готового класса в пробе после измельчения и до него, доли единицы.

Полный комплекс исследований по определению измельчаемости проводится по схеме рис. 7.1 и включает измельчение до крупностей 0,8; 0,5; 0,3; 0,2; 0,1; 0,071; 0,050 и 0,040 мм. Продолжительность измельчения  $t$ : принимают по аналогии (известным опытным данным). Приходится выполнять 10-15 циклов до тех пор, пока не установится циркулирующая нагрузка 200 % за три последних цикла. Это значит, что выход продукта -  $d$  должен стать равным 1/3 загрузки мельницы в  $i$ -м цикле (навеска с плюсовым классом предыдущего цикла).

Рассчитываются показатели (для каждой крупности  $d$ ):

- удельная производительность по вновь образованному классу -0,071 мм

$$g_{-0,071} = \frac{q(\beta - \alpha)}{Vt(1 + c)},$$

здесь  $q$  - масса навески исходной руды;  $\beta$  - массовая доля класса -0,071 мм в продукте -  $d$ ;  $\alpha$  - то же в исходном продукте;  $V$  - объем мельницы;  $t$  - продолжительность измельчения;  $c$  - циркулирующая нагрузка, д. ед.

Индекс чистой работы Бонда,  $\text{кВт} \cdot \text{ч}/\text{т}$

$$W_i = \frac{E}{10} \cdot \frac{\sqrt{D_{80}d_{80}}}{\sqrt{D_{80}} - \sqrt{d_{80}}}$$

Здесь  $E$  – удельный расход энергии по трехфазному счетчику в кВт·ч/т;  $D_{80}$  и  $d_{80}$  – размеры квадратных отверстий сит, через которые проходит 80 % исходного питания и измельченной руды, мкм.

Истинная удельная производительность  $q$  определяется при условии  $\alpha = 0$ . Величина  $q$  – постоянная для данных условий величина, и измельчение может быть описано уравнением

$$dR = -R \frac{Vq}{M} dt$$

или

$$R = R_0 e^{-qVt/M},$$

где  $R_0$ ,  $R$  – массовая доля надрешетного продукта в исходной руде и измельченном материале;  $M$  – масса измельчаемого материала;  $t$  – продолжительность измельчения,  $V$  – объем мельницы.

Отсюда

$$q = \frac{M}{Vt} \cdot \ln \frac{R_{0+}}{R_+}.$$

Коэффициент относительной измельчаемости  $K_{и}$  представляет собой отношение  $q_{исп}/q_{эт}$ .

Коэффициент относительной измельчаемости можно представить и так:

$$K_{и} = \frac{g_{исп}}{g_{эт}},$$

но для этого необходимо, чтобы  $R_{0+}$  и  $R_+$  для испытуемой и эталонной руды были одинаковыми.

Исследование проводят на пробах крупностью –3(5) мм. Испытание ограничивают временем, при котором доля класса – 0,045 мм достигает 95 %. Соотношение Ж:Т принимают 1:3. Через промежутки времени в минутах – 5, 15, 30, 45, 60, 90, 120, 180 – измеряют выход контролируемого класса крупности и строят зависимость выхода этого класса от продолжительности измельчения.

Измельчаемость исследуемой руды можно также определять путем сравнения продолжительности измельчения с эталонной и испытуемой руды.

Для этого от исследуемой и эталонной руды крупностью – 2 мм отсеивают класс – 0,15 мм и отбирают навески массой 0,5-1 кг. Навески обеих руд измельчают в стержневых мельницах в течение 10, 20, 30 и т.д. минут. После измельчения навески подвергают ситовому анализу по классу 0,071 мм и строят график. Для заданного выхода класса – 0,071 мм находим необходимое время измельчения для испытуемой и эталонной руды, после чего находим коэффициент измельчаемости:

$$K = \frac{t_{и}}{t_{эт}}.$$

Это означает, что для испытуемой руды необходим в  $K$  раз больший объем мельниц по сравнению с объемом мельниц для эталонной руды.

В лабораториях компании «Metso Minerals» проводятся испытания в мельницах с порционной загрузкой (в несколько килограммов) или в масштабе опытной установки (200-1000 кг/ч).

Определяется удельная потребляемая мощность.

Другой вариант оценки измельчаемости – расчет энергозатрат с помощью индекса работы по Бонду  $W_i$ , известному для аналогичных руд.

$$E = 10 \cdot W_i \left( \frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right).$$

Здесь  $D$  и  $d$  – начальная и конечная крупность с 80 % прохождением через сито в микрометрах;  $E$  – удельный расход энергии в кВт·ч/т.

Экономичным способом оценки дробимости и измельчаемости всегда оставались способы определения показателей типа индекса Бонда на отдельных кусках руды.

Фирма «Minnovex» разработала методику определения индекса SPI (SAG Power index Test) на множестве малых проб массой по 2-5 кг, отобранных из разных участков месторождения. Эта методика полностью исключает необходимость выполнения испытаний на пилотных установках валовых проб. Привлечение мощной базы данных по месторождениям мира по индексам Бонда позволяет на основе SPI проектировать циклы полусамои измельчения.

Методика SPI – это определение времени измельчения пробы руды массой 2 кг в шаровой мельнице до крупности  $d_{80} = 1,7$  мм. Исходная проба должна иметь крупность 100 % класса – 19 мм и 80 % класса – 12,7 мм. Мельница шаровая диаметром 305 мм и длиной 102 мм.

Полученное время пересчитывается по специальной формуле на удельные затраты энергии на полусамои измельчение до любого указанного размера.

### **Промывистость**

Промывистость руды определяют в сосудах с перемешиванием. В лабораторных условиях эту оценку ведут на материале крупностью до 10 мм. В опытах отделяют тонкодисперсную фазу с водой от зернистого материала. Укрупненные испытания проводят в полупромышленном или промышленном масштабах.

Промывистость обязательно определяют для песков россыпных месторождений.

### **Сгущаемость**

Сгущаемость определяют для пульп, при сгущении которых выделяется чистый слив. Пульпу соответствующей плотности помещают в цилиндр и отмечают положение границы осветленного слоя во времени. В итоге будет построена зависимость  $H$  от  $\tau$ .

По соотношению  $\delta_0 H_0 = \delta_{сг} H_{сг}$  находят  $H_{сг}$ , где  $\delta_0$  и  $\delta_{сг}$  – плотности пульпы исходной и сгущенной;  $H_0$  и  $H_{сг}$  – высоты столбов исходной и сгущенной пульпы.

Находят критическую точку  $A$  с помощью биссектрисы углов наклона кривой в зоне свободного осаждения и первоначальной стадии зоны уплотнения.

В точке  $A$  проводят касательную до пересечения с линией песков, абсцисса которой даст расчетное время  $\tau_p$  осаждения, используемое для расчета удельной площади сгущения,  $m^2 \cdot сут/т$ :

$$S_{уд} = 695 \frac{\tau_p}{\delta H_0}.$$

Сгущаемость пульпы характеризуется также скоростью осаждения твердой фазы. Эта скорость существенно меняется при использовании флокулянтов.

Массовая доля твердого определяется по формуле

$$T = \frac{M_{тв}}{M_{ж} + M_{тв}};$$
$$M_{ж} = \left( V - \frac{M_{тв}}{\rho_{тв}} \right) \cdot \rho_{ж}.$$

Для приведенных зависимостей она составила 64-68 %.

Удельная производительность сгустителя

$$q = V_{сл} T_{исх}$$

Здесь  $T_{исх}$  – массовая доля твердого в исходной пульпе, кг/м<sup>3</sup>;  $V_{сл}$  – скорость слива, м/ч.

Для пульп, при сгущении которых чистый слив не выделяется, время сгущения определяют по потерям твердого в сливе.

Скорость слива может быть определена экспериментально, путем отбора верхних порций осветленной жидкой фазы при отстаивании пульпы в цилиндре  $\varnothing$  50 мм и высотой 1500 мм твердого по формуле

$$V_{\text{сл}} = \frac{H}{tK},$$

где  $H$  – высота отбираемой порции;  $t$  – продолжительность отстаивания пульпы на высоту  $H$ , обеспечивающая достижение заданной концентрации твердого в сливе;  $K$  – коэффициент неравномерности  $K=1,33 \div 2$ .

Сгущаемость – одна из наиболее часто определяемых характеристик.

### **Фильтруемость**

Показатели фильтрования определяют методом присасывания твердого к фильтрующей поверхности либо методом налива пульпы на фильтрующую поверхность.

В первом случае по известным временам набора и подсушки пульпы на вакуум-фильтре измеряют сухую массу полученного кека  $q$  и его влажность. Во втором случае измеряют время, необходимое для обнажения поверхности кека, это будет время фильтрования, а время подсушки принимают в 1,5 раза больше (из соотношения зон подсушки и фильтрования ленточных вакуум-фильтров). После этого определяют массу и влажность кека.

Удельная производительность,  $\text{т/м}^2 \cdot \text{ч}$  находится по формуле

$$Q_{\text{уд}} = \frac{q}{F \cdot \tau_{\text{н}}}$$

Здесь  $q$  – сухая масса кека, т;  $F$  – площадь фильтрования воронки,  $\text{м}^2$ ;  $\tau_{\text{н}}$  – время набора, ч.

Переходные коэффициенты от лабораторных условий к промышленным составили для медного концентрата методом присасывания для удельной производительности 0,65 и для влажности кека 1,05.

Вопросы:

1. Общая схема исследования на обогатимость.
2. Какие задачи ставятся при исследовании руд на обогатимость?
3. Перечислите основные физико-механические свойства руд и продуктов разделения.
4. Как определяется крепость?
5. Как определяется абразивность?
6. Как определяются дробимость и измельчаемость?
7. Как определяется сгущаемость?
8. Как определяется фильтруемость?
9. Как определяется удельная поверхность?
10. Как определяется насыпная плотность и пористость?

## **Лекция 3 и 4. Этапы промышленного освоения месторождений. Подготовка проб к исследованиям**

**Этапы промышленного освоения месторождений.**

**Подготовка проб к исследованиям.**

**Запасы руд и их технологическое обоснование.**

**Технологические пробы.**

**Масса технологической пробы.**

**Предварительная подготовка пробы на объекте.**

**Подготовка лабораторной технологической пробы к испытаниям в лаборатории.**

## ЭТАПЫ ПРОМЫШЛЕННОГО ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Проведение работ по поиску и геологической разведке полезных ископаемых имеет две важных цели. Первая цель – оценка текущих и перспективных потребностей общества в минеральном сырье. Вторая – достаточно полное, детальное и надежное параметрическое описание выявленных запасов, необходимое для отбора участков первоочередного промышленного освоения, проектирования, строительства и эксплуатации на них горных предприятий.

Проведение геологоразведочных работ – наиболее специфичный этап жизненного цикла горных предприятий. С точки зрения экономической теории, геологи не производят материальной продукции, и разведка недр не является, по мнению многих, отраслью материального производства. Однако смысл и результат работ любого этапа жизненного цикла объекта могут быть правильно оценены лишь по их "вкладу" в конечный результат всего цикла в целом. Геологи несомненно вносят в него свой специфический большой вклад. При этом неважно, что они сами не "порождают" минеральной продукции, а лишь выявляют необходимые для ее получения запасы, которые являются продуктами природы. Реальная функция геологов в получении минерально-сырьевой продукции – двоякая. Во-первых, они выявляют залежи полезного ископаемого, которые без геологов остались бы скрытыми в земных глубинах и неизвестными. Во-вторых, геологи дают детальное строгое описание местоположения, количества и качества запасов. Без детальной геологической информации о месторождении разработка проекта и последующее промышленное освоение шахтного поля были бы невыполнимы.

Этап геологоразведочных работ, сам по себе, подразделяется геологами на большое число стадий и подстадий. Существует их официальная классификация. В настоящее время она содержит более десяти стадий и подстадий. Стадии следуют в порядке последовательного расчленения объекта исследований и растущей детальности его изучения. Выделяют стадии: поисковых работ в регионе и на месторождении, предварительной разведки, детальной и эксплуатационной разведки. Каждая стадия имеет свои цели, методы выполнения работ и предписанные требования к результатам, которые, в первую очередь, должны обеспечить надежность описываемых характеристик запасов. По признаку надежности месторождения принято подразделять на: а) предполагаемые по ряду косвенных признаков, но практически еще невыявленные прогнозные ресурсы; б) предварительно оцененные запасы и в) разведанные запасы.

Собственно, на повышение надежности выявленных запасов направлено основное внимание геологов, это – одна из их главных функций и оценка качества их труда. Работы, способствующие повышению этой надежности, рассредоточены по упомянутым многочисленным стадиям и подстадиям геологической разведки. Каждая последующая стадия, сужая объект геологической разведки, обеспечивает все более углубленную и детальную его оценку. Надежность геологических оценок запасов повышается от стадии к стадии. Соотношение между ресурсами и запасами разных категорий разведанности стараются выдерживать в определенных пределах, отвечающих нуждам их пользователей.

Для каждого вида полезных ископаемых существует некоторый оптимальный объем "геологического задела" – тот разумный резерв разведанных запасов, который обеспечит покрытие спроса на данное минеральное сырье и в случае каких-то неожиданных изменений общей обстановки. Фактические размеры такого резерва характеризуют посредством показателя "обеспеченность запасами". Это срок, в течение которого имеющиеся на сегодня запасы обеспечивают ежегодное получение соответствующей продукции на уровне сегодняшнего спроса. Такой срок должен составлять 15-25 лет. В реальной практике наблюдаются значительные отклонения от этого оптимального срока как в меньшую, так и в большую стороны. В первом случае говорят о допущенной недоразведке запасов, а во втором – об их переразведке геологическими службами. Оба варианта влекут крупные экономические потери, но их характер при этом различен.

Ущерб от недоразведанности запасов проявляется в виде необоснованных решений проектировщиков и строителей горного предприятия. В случае переразведки поля ущербом являются прямые переплаты геологам.

В конечном счете, эффективность труда геологов определяется не общими размерами разведанных запасов, а лишь той их частью, которая может представить реальный практический интерес. Далеко не все открываемые месторождения относятся к категории экономически эффективных. В зависимости от условий залегания и состава руд, оценки экономической эффективности запасов чрезвычайно разнятся. Практический интерес представляет лишь малая часть открытых запасов, отвечающая экономическим требованиям и технологическим нормативам. Она обычно совсем невелика: всего несколько процентов открытых геологами ресурсов оказываются достаточно эффективными, их принимают для промышленного освоения. Другую, худшую часть открытых месторождений признают недостаточно эффективной для немедленного освоения, но в дальнейшем, при изменении общей ситуации эта часть может перейти в разряд эффективных. Так или иначе, но процент "отсева" в геологической практике специфически велик. Он прямо влияет на оценку эффективности труда геологов: ведь позитивным результатом их деятельности можно признать только запасы, имеющие промышленное значение. Затраты на разведку запасов, оказавшихся неэффективными, являются по существу бросовыми. Избежать их полностью нереально, но стремиться их минимизировать следует всеми способами.

Важное место в деятельности геологических служб играют расчеты экономической эффективности разведываемых ими запасов. Методика этих расчетов довольно сложна. Для ее реализации нужна обширная исходная информация, которая на ранних стадиях разведки отсутствует. В этих случаях сложные экономические расчеты приходится заменять более простыми, хотя и менее точными. Наиболее применимы к таким ситуациям два возможных подхода к задаче. Первый подход основан на методе аналогий. Затраты на разведку одной тонны запасов нового месторождения оценивают исходя из известных затрат по сходному месторождению - аналогу.

При втором подходе временно отказываются от расчетов чисто экономических показателей. Вместо этого проводят замеры простых геологических характеристик залежи (мощности пласта, глубины его залегания и т.п.). Фактически полученные данные сравнивают с некоторым заранее заданным нормативом. В качестве же нормативов выступают так называемые геологические кондиции. В принципе, такие кондиции являются простым и достаточно обоснованным инструментом отбраковки некондиционных запасов по чисто геологическим признакам. Кондиции представляют собою те предельно допустимые сочетания характеристик месторождения, при которых запасы имеют промышленное значение. Сами кондиции, естественно, базируются на довольно сложных экономических расчетах, выполняемых в отраслевых научно-исследовательских институтах.

Полнота и качество геологической разведки оказывают сильное влияние на экономику последующих проектных, строительных и добычных работ. Разведка должна обеспечить горняков достаточно детальной, точной и своевременной информацией, необходимой для эффективного осуществления их деятельности. Правда, более детальная и надежная геологическая информация достижима лишь за счет сгущения сети разведочных скважин, что требует увеличения затрат на разведку поля. Вместе с тем это снижает вероятность принятия неправильных решений по последующей раскройке поля, уменьшает риск возникновения "бросовых" работ и связанных с ними денежных ущербов. Экономически обоснованными являются объемы разведки, при которых суммарные взаимозависимые затраты на разведку и добычные работы являются наименьшими.

На экономику добычных процессов оказывает влияние не только объем, но и время осуществления работ по разведке. Выполнять полный комплекс разведки поля в предобъемный период было бы экономически неразумно. Ведь добычные работы на поле

будут осуществляться отдельными участками, последовательно. Они делятся много десятков лет. Для принятия технических решений, касающихся запасов месторождения в целом, необходима лишь определенная часть работ по разведке. Другая часть геологической информации имеет более локальный характер, привязана к конкретным участкам месторождения и становится необходимой лишь тогда, когда дело доходит до начала работ на том или ином конкретном участке. Осуществлять за десятки лет загодя полную детальную разведку всех участков было бы бессмысленно с производственной точки зрения. С экономических же позиций всякая необоснованно ранняя трата средств всегда неэффективна с позиций "фактора времени". Ввиду всего сказанного, значительную часть доразведки участков проводят уже на добычном этапе жизненного цикла горного предприятия.

Разработка проекта горного предприятия происходит с учетом информации, полученной в результате исследования и работ геологов, предприятия Цели этапа проектирования разнообразны. Первая - выполнить рациональную раскройку месторождения на отдельные участки. Вторая - обосновать целесообразную очередность их разработки. И третья - рассчитать наивыгоднейшую совокупность технологических и технических решений и параметров будущего предприятия и его инфраструктуры. Комплекс этих решений оформляют в виде единого детально проработанного документа, именуемого проектом строительства. Проект является главным итогом ("выходом") работ этапа проектирования и, одновременно, - "входом" в этап строительства предприятия.

Работы, выполняемые на этапе проектирования, включают две последовательные стадии:

- а) разработку комплексных предпроектных технико-экономических обоснований строительства;
- б) разработку собственно проекта строительства горного предприятия.

Разработка предпроектных технико-экономических обоснований. Первое, что надлежит сделать проектировщикам на основе полученной от геологов информации, - это исследовать и оценить имеющиеся возможности промышленного освоения новых разведанных месторождений и их участков. Иными словами, - решить, стоит ли осваивать вновь разведанные площади, в какой очередности это делать, какие производственные мощности строить, какие технологии использовать и какую региональную инфраструктуру при этом необходимо будет развить. Решать все эти вопросы можно только в едином комплексе, всесторонней взаимоувязке и с рассмотрением всех имеющихся альтернатив.

Рассматриваемую первую стадию работ над проектом (в западной инвестиционной практике она именуется "feasibility study") оформляют в виде документа "Технико-экономическое обоснование проекта" (ТЭО).

На стадии ТЭО решают самые общие, исходные положения для последующей более детальной проработки проекта, касающиеся целесообразности его осуществления в целом. Для этого, определяют конкретные цели осуществления проекта; разрабатывают прогноз "внешних условий" его реализации; выявляют возможные ограничения и пути их преодоления; разрабатывают возможные варианты проектных решений; дают оценку их сравнительной экономической эффективности; оценивают побочные социальные и экологические последствия осуществления проекта; дают суммарную, комплексную его оценку; оценивают присущую проекту степень инвестиционного риска и надежность полученных оценок.

Конкретные значения всех этих прогнозных показателей на стадии ТЭО не могут быть определены абсолютно достоверно. Так, любые прогнозы состояния внешней среды на длительную перспективу на самом деле не вполне надежны. Но, если их нельзя спрогнозировать однозначно, следует хотя бы проанализировать наиболее вероятные их значения и факторы, вызывающие наибольшее колебание оценок. Такого рода аналитическим расчетам на стадии ТЭО уделяют особенно большое место. В конечном

счете, именно они дают возможность сориентировать будущий проект наиболее осмотрительно. С этой целью разработки на стадии ТЭО проводят применительно не к одной, а к нескольким наиболее вероятным гипотезам развития "внешней среды". Так, например, могут быть отдельно рассмотрены ситуации, которые характеризуются:

- разными уровнями потребностей в данной продукции;
- появлением новых, либо неподтверждением ожидавшихся источников удовлетворения этих потребностей;
- ограниченностью финансовых, материально-энергетических и трудовых ресурсов;
- разными уровнями цен мирового рынка;
- разной степенью жесткости социальных и экологических требований и т. д.

Каждой отдельной гипотезе о развитии внешних условий может с той или иной эффективностью отвечать целая группа альтернативных, конкурирующих между собой вариантов проекта. Варианты могут различаться объемами производства и структурой выпускаемой продукции, технико-технологическими решениями, размещением предприятий, организационно-управленческими формами, объемом мер социально-экологического характера, временем реализации проекта и т. д. Наибольшее значение необходимо придавать поискам нетрадиционных, наиболее радикальных, "прорывных" вариантов. Наличие решений такого рода в проекте является одним из главных показателей его качества.

## ПОДГОТОВКА ПРОБ К ИССЛЕДОВАНИЯМ

### Технологическая проба

#### Запасы руд и их технологическое обоснование

Сведения о технологических свойствах руд накапливаются по мере получения и изучения проб. Выполнение технологических исследований предусмотрено процедурой утверждения запасов руд на месторождении.

Запасы твердых полезных ископаемых по степени их изученности подразделяются на разведанные – категории А, В и С<sub>1</sub> - и предварительно оцененные – категория С<sub>2</sub>, а также прогнозные ресурсы твердых полезных ископаемых, которые по степени их обоснованности подразделяются на категории Р<sub>1</sub>, Р<sub>2</sub> и Р<sub>3</sub>.

Запасы категории А должны удовлетворять следующим требованиям (по технологическим свойствам):

- определены природные разновидности, выделены и оконтурены промышленные (технологические) типы и сорта полезного ископаемого, установлены их состав, свойства и распределение ценных и вредных компонентов по минеральным формам; количество выделенных промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого охарактеризовано по всем предусмотренным кондициями показателям;

- технологические свойства полезного ископаемого изучены с детальностью, обеспечивающей получение исходных данных, достаточных для проектирования технологической схемы его переработки с комплексным извлечением содержащихся в нем компонентов, имеющих промышленное значение.

Запасы категории В должны удовлетворять следующим требованиям:

- определены природные разновидности, выделены и при возможности оконтурены промышленные (технологические) типы полезного ископаемого; при невозможности оконтурирования установлены закономерности пространственного распределения и количественного соотношения промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого, минеральные формы нахождения полезных и вредных компонентов; качество выделенных промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого охарактеризовано по всем предусмотренным кондициями показателям;

- технологические свойства полезного ископаемого изучены в степени, необходимой для выбора принципиальной технологической схемы переработки, обеспечивающей рациональное и комплексное его использование с извлечением компонентов, имеющих промышленное значение.

Запасы категории  $C_1$  должны удовлетворять следующим требованиям:

- определены природные разновидности и промышленные (технологические) типы полезного ископаемого, установлены общие закономерности их пространственного распространения и количественные соотношения промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого, минеральные формы нахождения полезных и вредных компонентов; качество выделенных промышленных (технологических) типов и сортов охарактеризовано по всем предусмотренным кондициями показателям;

- технологические свойства полезного ископаемого охарактеризованы в степени, достаточной для обоснования промышленной ценности разведанных запасов.

Запасы категории  $C_2$  должны удовлетворять следующим требованиям:

- качество и технологические свойства полезного ископаемого определены по результатам исследований единичных лабораторных проб либо оценены по аналогии с более изученными участками того же или другого подобного месторождения.

Запасы твердых полезных ископаемых и содержащихся в них полезных компонентов подразделяются на две группы:

- балансовые, использование которых, согласно утвержденным кондициям, экономически целесообразно при существующей либо осваиваемой промышленностью технике и технологии добычи и переработки сырья с соблюдением требований по рациональному использованию недр и охране окружающей среды;

- забалансовые, использование которых, согласно утвержденным кондициям, в настоящее время экономически нецелесообразно или технически и технологически невозможно, но которые могут быть в дальнейшем переведены в балансовые.

Запасы руд на конкретном месторождении могут существенно меняться при переводе забалансовых руд в балансовые.

### **Природные типы руд**

Первоначальная информация о руде содержится в образцах, так называемых рядовых пробах. В качестве рядовой пробы принимают отрезок керна или точечную пробу, отобранную в горной выработке. Рядовые пробы отличаются одна от другой, что позволяет оценить качество и свойства руд отдельных участков месторождения и выделить *природные типы руд*.

Природным типом руды называется часть месторождения, представленная пробами с совпадающими оцениваемыми признаками.

Признаки, на основе которых выделяются природные типы руд, специфичны для каждого месторождения, но основными среди них являются:

- состав рудных и нерудных минералов, имеющих в руде;

- массовая доля отдельных компонентов руды;

- размеры и характер вкрапления рудных минералов (текстура и структура руды).

Выделение природных типов руд производится в предположении, что различие выделенных признаков существенно повлияет на их использование, в частности, на технологию обогащения. Границы различия устанавливаются исходя из опыта эксплуатации аналогичных месторождений.

После выделения природных типов (разновидностей) руд из рядовых проб формируют групповые пробы, характеризующие природные типы руд на *укрупненных* интервалах. В групповую входят *смежные* рядовые пробы одного и того же природного типа.

Условие включения рядовых проб в одну групповую – отклонения какого-либо признака не более  $\pm 50$  % от среднего в групповой пробе

Групповых проб значительно меньше, чем рядовых. Их число,  $N$ , - в зависимости от коэффициента вариации  $V$ , %:

12-16 при  $V \leq 40$ ;  
20-25 при  $V \leq 100$ ;  
35-50 при  $V \geq 150$ .

Эта рекомендация укладывается в расчет по формуле

$$N = \frac{4V^2}{P^2} \text{ при } P=20-40 \% \text{ (относительная погрешность).}$$

Крупность материала групповых проб должна быть не менее 3-6 мм.

Групповых проб меньше в 5-10 и более раз, чем рядовых, их изучают детальнее и окончательно уточняют природные типы, вынося их на геологическую карту.

Границы месторождения предопределяются *бортовым* содержанием (массовой долей) ценных компонентов. Бортовое содержание – величина, устанавливаемая из экономических соображений. Оно может изменяться с изменением экономических условий и технологии переработки руд.

Для снижения удельных затрат на добычу и переработку целесообразен переход от разработки богатых запасов к бедным при непременном увеличении производственной мощности ГОКа.

Для каждого из природных типов руд составляют *минералого-технологическую* пробу.

Как правило, это проба массой 20-500 кг. Она предназначена для изучения вещества пробы и форм нахождения в ней полезных компонентов, для изучения технологических свойств и технологической типизации руды, а также и для разработки технологической схемы обогащения. В итоге для каждого из природных типов руд получают:

- технологическую схему и режимы переработки;
- качество и номенклатуру получаемых концентратов и величины извлечения компонентов.

### Технологические типы и сорта руд

В результате изучения минералого-технологических проб и обработки полученных результатов выделяют *технологические* типы и сорта руд. Так, широко известно выделение окисленных и первичных руд, схемы переработки которых чаще всего не удается свести к одной схеме. Число технологических типов руд может совпадать, но может и не совпадать с числом природных типов. С целью уменьшения возможных схем и режимов переработки стараются сделать минимально возможное число технологических типов.

Критериями выделения различных технологических типов руд безусловно являются:

- принципиально различные схемы и режимы обогащения различных природных типов руд;
- принципиально отличающиеся по качеству и свойствам концентраты, получаемые при обогащении различных природных типов руд.

В некоторых случаях критерием выделения могут быть и менее существенные отличия, например, в качестве концентратов либо в извлечении.

Но, естественно, идеальным решением всегда будет одна единственная схема переработки руды всего месторождения, что соответствует отнесению всей руды к одному технологическому типу. К этому стремятся еще и потому, что границы между технологическими типами руд на месторождении имеют плавные переходы.

В настоящее время используется методика малообъемного технологического опробования и картирования на основе малых технологических проб, это позволяет оконтурить в пространстве технологические типы руд.

*Малая технологическая проба* – это, по существу, *групповая* разведочная проба, в нее входят 5-10 смежных рядовых проб по одной выработке. Малые технологические

пробы составляют массой 1-50 кг и испытывают их с помощью базовых моделирующих схем.

Моделирующие технологические схемы подбирают на основе принципиальных схем обогащения, разработанных по минералого-технологическим пробам по природным типам руд. Опыт изучения и подготовки месторождений с помощью малообъемного технологического картирования позволяющие сделать следующие выводы:

1. На пробах малой массы можно получать технологические показатели, практически аналогичные полученным на пробах большой массы.

2. Показатели обогащения находятся в корреляционных зависимостях от информативных параметров качества руды, что позволяет сократить число прямых технологических опытов для оконтуривания руд.

3. Степень изменчивости минерального состава, физических и технологических свойств соразмерна со степенью изменчивости содержания основных полезных компонентов.

### **Технологические пробы**

После выделения технологических типов (сортов) руд и их оконтуривания отбирают *технологические* пробы.

Технологические пробы бывают:

технологические лабораторные – 0,1-3 т; укрупненно–лабораторные – 1,5-30 т; опытно–промышленные – 1-2 тыс. т.

*Технологические лабораторные* пробы предназначены для изучения вещественного состава, физических и технологических свойств руды.

*Укрупненно-лабораторные пробы* предназначены для разработки и испытания технологической схемы обогащения.

*Опытно-промышленная проба* предназначена для промышленных испытаний схемы и режимов и получения необходимых для проектирования технико-экономических показателей. Ее масса предопределяется масштабами опытно – промышленного оборудования.

### **Требования, предъявляемые к качеству технологических проб**

Технологическая проба должна соответствовать по основным свойствам свойствам руды того технологического типа, который она характеризует, в частности, нужно учитывать:

- массовую долю основных и наиболее важных попутных компонентов;
- особенности их распределения по минеральным составляющим;
- минералого-петрографический состав;
- структурно-текстурные особенности;
- гранулометрические характеристики зерен полезных и породообразующих минералов;
- интенсивность и характер изменения первичных руд в зоне окисления;
- включения прослоев вмещающих пород;
- массу вмещающих пород, неизбежно попадающих в руду в процессе ее добычи;
- массовую долю компонентов, благоприятствующих технологическому процессу, и вредных примесей, осложняющих технологический процесс.

Другими словами, технологическая проба должна представлять средний состав рудной массы, которая будет поступать на обогатительную фабрику.

Основным требованием к технологической пробе является ее представительность. Это требование равенства нулю систематической погрешности и допустимых случайных отклонений по контролируемым показателям.

Практическое решение этой задачи: отбор точечных проб по массе, пропорциональной массе соответствующего элемента массива, т. е. обеспечение равнопредставительности элементов опробуемого массива в технологической пробе.

Технологические пробы отбирают как объединенные, и они должны состоять из  $N$  частных (точечных) проб. Отбираются они тогда, когда месторождение уже изучено и имеются возможности взять пробы в горных выработках или в виде керна из скважин. Практика отбора таких проб на месторождениях приводит к следующему числу проб:

- 1-3, если  $V \leq 40 \%$ ;
- 5-6, если  $V = 40-100 \%$ ;
- 8-12, если  $V > 100 \%$ ;

т. е. фактически мы имеем дело с относительной случайной погрешностью  $P \approx 60 \div 70 \%$ .

При этом если в точечную пробу попадает слишком богатый или слишком бедный участок (допустимые отклонения по массовой доле по данным геологического опробования – 20 % от среднего), то следует сменить точку отбора.

Геологическая документация должна содержать графическую зарисовку или фотодокументы, отображающие контуры мест отбора проб. Материал технологических проб отбирают не в одном месте, а в нескольких пунктах, по возможности равномерно размещенных в пределах и площади распространения типа руды. Фотодокументация может быть очень детальной вплоть до масштабов 1:1, отражающих визуально различные структурно-текстурные особенности выделенных типов руд.

### Масса технологической пробы

Масса технологической пробы должна:

- соответствовать среднему значению массовой доли по определяемому компоненту с допустимой погрешностью;
- быть достаточной для выполнения всех необходимых технологических опытов;
- быть достаточной для получения необходимой массы концентратов.

Для определения массы пробы, соответствующей каждому из этих требований, используются разные формулы.

Соответствие среднему значению массовой доли по определяемому компоненту определяется по формуле минимальной массы

$$q = 2f \frac{S_k^2}{S_{\text{доп}}^2} \bar{d}^b \bar{d}_3^{3-b}$$

Здесь  $S_k^2$  – покусовая дисперсия;  $S_{\text{доп}}^2$  – допустимая дисперсия;  $\bar{d}$  – средняя крупность кусков руды;  $\bar{d}_3$  – средний размер зерен (вкраплений);  $b$  – характеристика вкрапленности,  $b = 0 \div 3$ ;  $\rho$  – плотность руды;  $f$  – коэффициент формы,  $f = 0,3 - 0,5$ . Все величины в единицах СИ.

Типичная крупность исходного материала пробы массой  $q$  составляет 40-50 мм.

Конкретная масса технологической пробы предопределяется также необходимыми исследованиями, а в каждой лаборатории известны необходимые массы для выполнения работы согласно характеристикам оборудования. Наибольшие массы, естественно, нужны для испытаний в крупнокусковом виде: для сортировки, обогащения в тяжелых средах, отсадки.

Масса пробы, достаточная для получения необходимой массы концентратов:

$$q > \sum_i \frac{n_i q_{\beta_i} \beta_i}{\alpha_i \varepsilon_i}, \text{ так как } q_{\beta_i} = q_i \frac{\alpha_i}{\beta_i} \varepsilon_i.$$

Здесь  $q_{\beta_i}$  – масса концентрата с массовой долей  $\beta_i$ , которая может быть получена из руды с массовой долей  $\alpha_i$  на установке с извлечением  $\varepsilon_i$ ,  $n_i$  – число опытов с целью получения концентрата.

Очевидно, что каждая из формул масс технологической пробы даст различные значения масс. Тогда в качестве массы технологической пробы принимается наибольшая масса.

Более общая формула определения массы технологической пробы

$$q = \sum_i n_i q_i + QT + \frac{(q_d + q_{об} + q_{ок} + q_r)}{\gamma} + q_3$$

Здесь  $q_i$  – масса навески для выполнения опыта на  $i$ -й установке;  $n_i$  – число опытов на  $i$ -й установке;  $Q$  – производительность непрерывной установки;  $T$  – продолжительность испытаний на непрерывной установке;  $q_d, q_{об}, q_{ок}, q_r$  – масса концентратов, направляемых на доводку, обезвоживание, окускование, гидromеталлургию (список может быть продолжен);  $\gamma$  – выход концентрата;  $q_3$  – запас примерно  $2 \sum_i n_i q_i$ .

Естественно, в этой формуле следует использовать только те слагаемые, которые соответствуют программе испытаний.

### **Предварительная подготовка пробы на объекте**

Для обеспечения как необходимого качества, так и крупности проводят предварительную подготовку технологических проб. Она состоит из грохочения на сите с ячейками 40-50 мм и додрабливания надрешетного продукта, а также отбора контрольной пробы, направляемой на анализ. Отбор контрольной пробы выполняется по правилам опробования неподвижных добытых масс. Если содержание в контрольной пробе  $\alpha_{к.п.}$  будет отличаться от среднего для оцениваемого участка  $\alpha_{ср.}$  не более чем на 20 %, то пробу делят на две части. Одна часть и будет технологической пробой, направляемой на исследование на обогатимость, другую же хранят как дубликат, используемый в случае необходимости.

Технические средства, связанные с подготовкой пробы, выбирают в зависимости от массы пробы и условий опробования. Так, для перемешивания пробы может быть использован бульдозер или экскаватор, для дробления – кувалда, дробилка.

Технологические пробы массой до 10-15 т упаковывают в крафт-мешки и помещают в ящики. Мешки взвешивают, номер и массу мешка указывают на нем, ящики маркируют. Кроме того, в каждый мешок вкладывают бирку с номером и массой мешка.

Более крупные пробы транспортируют в вагонах, автосамосвалах, контейнерах.

### **Подготовка лабораторной технологической пробы к испытаниям в лаборатории**

Программа испытаний технологической пробы обычно достаточно широка и предполагает изучение свойств руды во всех классах крупности. Поэтому она отличается от схемы подготовки пробы к анализу.

Схема подготовки технологической пробы должна быть составлена с учетом особенностей изучаемой руды и поставленных задач.

Вопросы:

1. Что такое технологическая проба?
2. Схема подготовки пробы к испытаниям в лаборатории.
3. Схема подготовки пробы на объекте.
4. Как определяется масса технологической пробы?
5. Какие требования предъявляются к качеству технологических проб?
6. Для чего предназначена опытно-промышленная проба?
7. Что такое малая технологическая проба?
8. Что такое бортовое содержание?
9. Как определяются границы месторождения?

**Лекция 5 и 6. Методы изучения элементного, минерального состава руд и технологические исследования обогатимости полезных ископаемых**  
**Схема изучения состава и обогатимости полезных ископаемых.**  
**Физико-химические методы изучения элементного и фазового состава руды.**

## **Методы исследования структуры и текстуры руды, granulометрического состава и влияние на обогатимость.**

### **Классификация минеральных включений по размерам и способы их извлечения из руд.**

#### **МЕТОДЫ ИЗУЧЕНИЯ ЭЛЕМЕНТНОГО, МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА РУД И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ОБОГАТИМОСТИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

##### **Текстура руды**

Текстура руды – это характеристика *строения рудного вещества*, определяемая морфологией (формой) и взаиморасположением отдельных минеральных частиц и их агрегатов. Это совокупность признаков строения руды, определяющих форму, размер, взаимную ориентировку и состав минеральных агрегатов, слагающих рудный материал.

Минеральные агрегаты – это характерные составные части руды, образованные срастаниями минералов.

*По форме* выделяют три группы минеральных агрегатов:

- удлиненной формы: прослойки, прожилки, линзы;
- округлой формы: конкреции, секреции, оолиты;
- неправильной формы: вкрапления, пятна, гнезда, корки, натеки, каемки, дендриты, сетчатые выделения, рудный цемент;

Может быть также просто массивная руда.

*По размерам* выделяют три группы текстур:

– макротекстуры:

20-200 мм – весьма крупные;

2-20 мм – крупные;

– микротекстуры:

0,2-2 мм – мелкие;

0,02-0,2 мм – тонкие;

0,002-0,02 мм – весьма тонкие (эмульсионные);

0,0002-0,002 мм – субмикроскопические;

– коллоидно-дисперсные:

< 0,0002 мм – неразличимые в обыкновенном микроскопе

Измерения крупных текстурных характеристик выполняют линейкой.

Общее число одиночных измерений должно быть более 300 для одной разновидности руды. Число образцов (штуфов) размером 50-70 мм зависит от размеров текстурных элементов дэл.

Если  $D_{эл} = (0 \div 5)$  мм, то число штучков равно 25.

Если  $D_{эл} = (0 \div 10)$  мм, то 60; если  $D_{эл} = (0 \div 25)$  мм, то 150.

Для характеристики granulометрического состава текстур результаты группируют по классам, относя граничные цифры к меньшему классу.

Проверка измерений проводится на контрольных образцах (3 ÷ 5 % от объема основного измерения), при этом относительное отклонение не должно превышать 10 %.

Микротекстуры изучают под микроскопом.

*По генезису* выделяют первичные и вторичные текстуры.

*Первичная текстура* образована кристаллизацией минералов из расплавов или растворов, а также образуется в процессе седиментации и диагенеза (превращение осадков в руды), заполнения пустот, метасоматического замещения пород и руд (образование горных пород с существенным изменением минерального и химического состава первичного субстрата). Это текстуры: пористая, пузыристая, пемзовая, шлаковая, миндалекаменная, ликвационная (несмесимость в жидкой фазе), расслаивания, такситовая (пятнистая, полосчатая) и т. п.

*Вторичные текстуры*, образованные в результате метаморфизма (дробление и смятие, перекристаллизация, выщелачивание) и выветривания (механическое разрушение

и химическое выветривание). Это текстуры: слоистая, струйчатая, трубчатая, узловая и т. п.

### Структура руды

Структура руды - это совокупность признаков, характеризующих внутреннее строение *минеральных агрегатов*: форму, размеры и тип сростаний отдельных минералов.

*По форме выделяют зерна:*

- идиоморфные - это зерна с очертаниями, характерными для кристаллографически ограненных выделений минерала;
- гипидиоморфные - это зерна, в очертаниях которых частично проявлены их естественные кристаллографические формы;
- аллотриоморфные (ксеноморфные) - это зерна, форма которых определяется конфигурацией соприкасающихся минералов;
- колломорфные (неправильной формы) - это выделения минералов в виде натечных агрегатов, скопления со сферическим, скорлуповатым или концентрически зональным строением;
- осколки и глинка трения - это продукты дробления и смятия минеральных зерен;
- обломки и пески - это продукты выветривания. Форма обломков – щебневая, гравийная и т. п.

*По генезису выделяют первичные и вторичные структуры.*

*Первичные структуры* формируются в процессе кристаллизации. *Степень кристаллизации* возрастает от вулканических пород к жильным и интрузивным.

Для вулканических пород могут быть выделены структуры: стекловатая, неполнокристаллическая, полнокристаллическая, порфировая (крупные кристаллы вкраплены в основной массе того же минерала), а для жильных пород – порфировидная, тонкозернистая, мелкозернистая, письменная (пегматиты), блоковая.

*Вторичные структуры* формируются при перекристаллизации. При глубокой перекристаллизации руды (бластезе) образуются бластозерна. При этом выделяют идиобласты, имеющие собственную огранку, и ксенобласты, ее не имеющие.

Метаморфические породы имеют, в частности, структуру: порфиробластовую, лепидобластовую (сланцевую).

Осадочные породы имеют структуры: лептопелитовую (тонкопелитовую), пелитовую (глинистую), крупнопелитовую (иловую), алевритовую (пылевую), псаммитовую (песчаную), псефитовую (крупнообломочную), агломератовую.

*По физической природе сростания* зерен минералов выделяют:

- гомофазное сростание, когда сростаются два зерна одного минерала;
- гетерофазное сростание, когда сростаются два зерна разных минералов.

Прочность гомофазной границы определяется углом разориентации зерен, наличием в зоне контакта примесей и составом примесей.

Прочность гетерофазной границы определяется электрическими свойствами контактирующих минералов: диэлектриков Д, полупроводников ПП и проводников П. Наиболее прочные границы для контактов П-П, ПП-ПП, Д-Д, т. е. для минералов с одинаковыми электрическими свойствами. Границы сростания ПП-П, ПП-Д и П-Д чаще всего оказываются слабыми либо ослабленными (для случая ПП-Д).

*По размеру* классификация зерен, характеризующих структуру руды, совпадает с классификацией текстур, т. е. выделяются макроструктуры, микроструктуры с соответствующими градациями и коллоидно-дисперсные структуры.

Так как структурные характеристики чаще всего измерить линейно нельзя, используют рудные микроскопы, определяя тип структуры по рисунку на полированных шлифах или аншлифах.

*Шлиф* – тончайший (0,02-0,03 мм) срез горной породы, при котором минералы становятся прозрачными, что позволяет распознать минералы. Чтобы изготовить шлиф, выполняют подшлифовку одной поверхности штуфа (кусочка породы), наклеивают ее на

предметное стекло и затем стачивают избыток толщины кусочка до получения пластинки толщиной 0,02-0,03 мм. Сверху наклеивают покровное стекло. Клеем служит канадский бальзам (вид живицы). Шлиф без покровного стекла полируется.

*Анишлиф* – срез горной породы, пришлифованный и отполированный с одной стороны, изучаемый в отраженном свете.

Качественная гранулометрическая характеристика минералов определяется путем измерений сечений зерен с определением интервала колебаний и преобладающей крупности. Количественную гранулометрическую характеристику получают при массовом измерении сечений зерен с построением гистограмм (частных характеристик крупности) и распределений и суммарных (кумулятивных) характеристик.

Для определения размеров зерен проводят три линии: одну в середине шлифа (рис.4.1), а две другие – на расстоянии, в 3-4 раза большем, чем размер максимальных зерен, по обе стороны от средней. Размеры распределяют по классам  $> 0,2$  мм;  $0,2-0,1$  мм;  $0,1-0,071$  мм;  $0,071-0,045$  мм;  $0,045-0,03$  мм и  $< 0,03$  мм. В наибольшем классе ( $>0,2$  мм) необходимо фиксировать отдельные размеры всех зерен.

Контроль измерений выполняется повторными измерениями на 1-2 шлифах. Расхождение не должно превышать 10 %.

Целесообразно использовать автоматический сканирующий анализ изображений с построением гистограмм – частных характеристик гранулометрического состава.

Одновременно проводится кристалломорфологический анализ (описание формы кристаллов) по срезам с последующей экстраполяцией на объем.

Измерения сечений объемных тел не дают истинной картины гранулометрического состава зерен. Существуют формулы, позволяющие исправить рассматриваемую картину. Одна из простейших позволяет скорректировать измеренный средний размер зерен:

В более сложном случае следует учитывать, что размер зерен каждого класса будет лишь частично наблюдаться в этом классе, другая же часть будет наблюдаться в более мелких классах. Для шкалы сит с модулем 2 это распределение составляет следующие числа: 0,745; 0,198; 0,043; 0,01; 0,003, т. е. зерна любого размера будут наблюдаться в своем классе лишь в 74,5 % случаев.

После расчета истинных чисел зерен нужно пересчитать эти числа на массу класса и найти доли классов.

В настоящее время текстура и структура руды может быть изучена более детально с помощью компьютерной обработки изображений шлифов на установке «микроскоп – компьютер – принтер». Компьютерная обработка позволяет получить большее число характеристик, чем это определяется обычным образом.

Изучение текстур и структур руд эффективно выполняется автоматическими анализаторами изображений, которые в сканирующем режиме измеряют, обрабатывают и представляют в виде гистограмм и их числовых характеристик многие характерные показатели текстур и структур. В большинстве случаев это сопровождается фазовым анализом аншлифов, шлифов и шлиховых проб.

Набор измеряемых характеристик может быть очень большим – 2-3 десятка. Наиболее употребительные:

- размеры зерен минералов;
- площади зерен минералов;
- показатели формы зерен;
- фрактальные характеристики (шероховатость поверхности зерен).

К современным установкам «микроскоп – компьютер – принтер» для анализа структуры и микротекстур предъявляются технические требования, которые определяют пригодность использования установки в промышленных условиях. Установка должна быть оснащена набором оптических устройств, достаточным для количественного анализа микроструктурных показателей шлифов, аншлифов и шлиховых проб.

Наиболее употребительные оптические устройства для микротекстурных

исследований:

- для анализа прозрачных шлифов – рудный микроскоп проходящего света;
- для анализа аншлифов – рудный микроскоп отраженного света;
- для анализа шлиховых проб – широкопольный стереомикроскоп.

Для минералогического анализа прозрачных шлифов требуется рудный микроскоп, оснащенный системой проходящего поляризованного света, николями и компенсаторами для поляризационных исследований, вращающимся центрируемым столиком и центрируемыми объективами. Данная разновидность анализа применяется преимущественно для количественной оценки структуры, текстуры и фазового анализа нерудных минералов, имеющих характерную интерференционную окраску в поляризованном свете (например, кварц, полевые шпаты, слюдистые минералы).

Для минералогического анализа аншлифов требуется рудный микроскоп, оснащенный системой отраженного света. В ряде случаев, когда возникает необходимость увеличения производительности минералогического анализа, дополнительно устанавливается автоматический сканирующий столик. Данная разновидность анализа применяется преимущественно для количественной оценки структуры, текстуры и фазового анализа рудных минералов.

Особо следует подчеркнуть, что изображения аншлифов, которые наблюдаются в минералогический микроскоп, отличаются от изображений, которые система ввода изображений (цифровая камера) выводит на компьютерный монитор. Например, если аншлиф представляет собой измельченную руду, залитую в смолу (шеллак), то при низкой яркости изображения становится затруднительным различить на компьютерном мониторе нерудные минералы, которые не отличаются от фона аншлифа (смолы заливки). При увеличении яркости изображения искажается окраска рудных минералов. Поэтому рудные и нерудные минералы должны быть специальным образом переданы средствами системы ввода изображений (цифровая камера и управляющие программы), чтобы при компьютерной обработке одновременно выполнялось два условия:

- естественная цветопередача рудных минералов;
- нерудные минералы контрастно выделены на фоне аншлифа (смолы заливки).

Если выполняется только одно из условий, то при компьютерной обработке возникают два типа существенных ошибок, искажающих результаты компьютерного фазового анализа:

- рудные минералы неверно диагностируются по цвету – ошибка в компьютерном расчете минерального состава руды;
- нерудные минералы не будут обнаружены – ошибка в определении степени контрастности руды, показателях раскрываемости минералов в руде и т. д.

Для минералогического анализа шлиховых проб требуется широкопольный стереомикроскоп, оснащенный системой отраженного света без бликов. Рудный микроскоп «плоского поля» менее подходит для анализа шлиховых проб, так как имеет узкое поле зрения (до 2 мм) и различает плоские объекты на шлифах, в то время как широкопольный стереомикроскоп имеет широкое поле зрения (до 40 мм) и различает объемные зерна (>0,2 мм) с большой глубиной резкости. В ряде случаев также возможна установка автоматического сканирующего столика.

Особо следует отметить, что при равных технических возможностях оптических устройств определяющим фактором для компьютерного минералогического анализа является качество подготовки поверхности шлифа и аншлифа. В ряде случаев некачественная подготовка шлифов и аншлифов существенно ограничивает применение методов компьютерного минералогического анализа ввиду появления на шлифах и аншлифах неустраняемых изъянов (царапины, выкрашивания, неравномерная освещенность поля зрения и т. д.).

Из отечественных установок, отвечающих техническим требованиям и оснащенных описанным набором оптических и электронных устройств, следует выделить анализатор

фрагментов микроструктуры твердых тел «Минерал С7».

*Структурные параметры руды:* длина зерен, ширина зерен, удлиненность (отношение длины к ширине), периметр контура зерна в плоскости сечения, площадь зерен, в том числе детектируемая (без пустот и посторонних включений), фактор формы (округлость зерен), кривизна границ, скважность границ (доля пустот и посторонних включений), ориентация зерен, их проекции, яркость зерен, количество положительных и отрицательных углов.

*Структурно-технологические параметры руды:* интервал крупности начала раскрытия зерен и его окончания (минимальный и максимальный размер по длине и ширине раскрытых зерен), степень раскрытия руды с учетом удельного веса минералов, распределение сростков по минеральному составу и качеству (по доле площади зерна в сростке).

*Режимно-технологические параметры руды:* минеральный состав, гранулометрический состав, начало раскрытия, степень контрастности технологических свойств.

*Результирующие технологические параметры:* максимально достижимые технологические показатели, технологические потери, глубина обогащения, принципиальная схема обогащения, режим рудоподготовки. Результирующие технологические параметры определяются с использованием различных банков данных.

#### **Элементный состав руд**

Определение общей (полной) массовой доли элементов в пробах выполняется с помощью элементного анализа. Это значит, что такой анализ должен быть нечувствителен к форме (минеральной или фазовой) нахождения элемента.

Среди всех возможных видов анализа превалируют разрушающие пробу методы:

- химический, когда проба растворяется или расплавляется;
- спектральный, когда проба сжигается.

#### **Известны и неразрушающие методы элементного анализа:**

- рентгенофлюоресцентный;
- активационный.

Анализы, при которых материал пробы разрушается, обычно проводятся на навесках, масса которых измеряется граммами, в отдельных случаях, например при пробирном анализе, – сотнями граммов и килограммами.

Анализы, при которых материал пробы не претерпевает изменений, могут выполняться на пробах любой массы вплоть до анализа состава всей массы руды или концентрата.

#### **Анализ с разрушением навески**

Химические методы отличаются тем, что навеска анализируемого вещества растворяется полностью в специфических растворителях, после чего и определяется количество элементов или их соединений. Применительно к анализу используются понятия чувствительности и погрешности (точности). Под чувствительностью понимают наименьшее количество элемента, обнаруживаемое методом (химический – до 1 мкг), под погрешностью отклонение получаемого результата от истины. Выделяют также экспрессность – скорость определения количества элементов.

Следует различать погрешность анализа и погрешность результата опробования. Случайная погрешность анализа составляет лишь часть погрешности опробования (часто меньшую часть):

$$S_{рез}^2 = S_{от}^2 + S_{под}^2 + S_{нав}^2 + S_{ма}^2.$$

Здесь  $S_{рез}$  - среднеквадратичная погрешность результата определения массовой доли элемента;  $S_{от}$  - погрешность отбора пробы;  $S_{под}$  - погрешность подготовки пробы;  $S_{нав}$  - погрешность выделения навески перед анализом;  $S_{ма}$  - погрешность метода анализа

α.

Обычно в информации о методах анализа приводится лишь погрешность метода анализа или погрешность метода совместно с погрешностью отбора навески, если ее не удастся устранить при вычислении погрешности.

Процедуры и операции химического анализа (а их может быть от 20 до 50 в каждом анализе) стандартизированы либо проводятся по тщательно разработанным методикам.

Гравиметрический анализ (весовой метод) состоит в определении массы продуктов химических реакций. Используется для определения  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{WO}_3$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Mo}$ ,  $\text{S}$ ,  $\text{Au}$ ,  $\text{Ag}$  (пробирный метод).

Титриметрический анализ (объемный метод) состоит в установлении количества растворенного реагента, необходимого для установления завершенности какой-либо химической реакции. Используется для определения  $\text{Cu}$ ,  $\text{Pb}$ ,  $\text{Zn}$ ,  $\text{As}$ ,  $\text{Cd}$ ,  $\text{Fe}$ ,  $\text{Sn}$ ,  $\text{S}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{MnO}$ .

Фотометрический метод состоит в измерении оптической плотности раствора в определенной области длин волн. Используется для определения малых массовых долей, а также для определения  $\text{Mo}$ ,  $\text{Co}$ ,  $\text{Bi}$ ,  $\text{Ni}$ ,  $\text{Sb}$ ,  $\text{Au}$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Mn}$ ,  $\text{P}$ ,  $\text{Sn}$ ,  $\text{Cu}$ ,  $\text{WO}_3$ ,  $\text{F}$ ,  $\text{Fe}$ ,  $\text{Se}$ ,  $\text{Te}$ ,  $\text{Tl}$ ,  $\text{Ge}$ ,  $\text{Ga}$ ,  $\text{Re}$ .

Атомно-абсорбционный метод основан на измерении резонансного поглощения излучения определенной длины волны. Используют для определения  $\text{Cu}$ ,  $\text{Pb}$ ,  $\text{Zn}$ ,  $\text{Au}$ ,  $\text{Ag}$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{CaO}$ .

Трудоемкость химических анализов оценивают в условных единицах – индексах. За один индекс принимают продолжительность и стоимость анализа на железо. Трудоемкость анализа на золото пробирным методом составляет 14 индексов.

Допустимая погрешность экспрессных методов принимается на 50 % больше, чем допустимая погрешность химических анализов.

Спектральный анализ основан на получении и изучении спектра испускания или поглощения. Пробу вводят в атомизатор, испаряющий пробу, материал пробы диссоциирует, и свободные атомы (ионы) переходят в возбужденное состояние, испуская излучение, раскладываемое в спектр. Атомизатором может быть пламя газовой горелки, электрическая дуга постоянного или переменного тока, излучение лазера.

По интенсивности линий спектра излучения при эмиссионном анализе, либо по интенсивности ослабления линий спектра при атомно-абсорбционном анализе судят о концентрации элемента в пробе.

Чувствительность спектральных методов доходит до  $10^{-5}$ –  $10^{-6}$  %. Возможно определение около 70 элементов.

Погрешность спектральных методов предопределяется погрешностью отбора навески.

### **Неразрушающие навеску методы анализа**

Рентгеновский флюоресцентный анализ является универсальным элементным анализом, основанным на возбуждении и измерении интенсивности характеристических для каждого элемента линий вторичных спектров флюоресценции. При этом проба не разлагается, а лишь облучается рентгеновскими лучами. Анализ может проводиться как в воздухе, так и в воде. В связи со слабым флюоресцентным излучением элементов с малым атомным номером обычно возможности анализаторов по определению элементов начинаются с  $\text{F}$ ,  $\text{Na}$ ,  $\text{Si}$ , но чаще с  $\text{Ca}$ ,  $\text{Ti}$ ,  $\text{Mn}$ ,  $\text{Fe}$ . Для использования анализа на более легких элементах пробу помещают в вакуумируемую ячейку.

Рентгеновские флюоресцентные анализаторы обеспечивают высокую скорость анализа, резко снижают его трудоемкость. Для элементов с атомными номерами от 12 до 26 диапазон измеряемых концентраций от  $n \cdot 10^{-1}$  до 100 % и с номерами от 26 до 92 – от  $n \cdot 10^{-3}$  до 100 %.

Метод используется как экспрессный с соответствующей допустимой относительной погрешностью определения элементов.

НПП «Буревестник» выпускает анализатор рентгенофлуоресцентный с полупроводниковым детектором БРА-18, предназначенный для элементного анализа твердых, порошкообразных и жидких проб. Диапазон определяемых элементов от Mg ( $z=12$ ) до U ( $z=92$ ). Методико-математическое обеспечение позволяет калибровать прибор, проводить количественный анализ, в том числе безэталоный. Диапазон массовой доли анализируемых элементов от 0,001 до 100 %. Пределы обнаружения без выделения мономинеральных фракций  $n \cdot 10^{-4}$  % (для легких элементов  $10^{-3}$ -  $10^{-1}$  %), время анализа одного образца 60 с, количество одновременно загружаемых образцов 16. Не требуется прессования сыпучих и герметизации жидких проб.

Активационные методы анализа заключаются в облучении пробы потоками нейтронов,  $\gamma$ -квантов,  $\alpha$ -частиц и т. п. и измерении наведенной радиоактивности, т. е. интенсивности и энергетического спектра вторичного излучения. Для ряда элементов активационные методы позволяют выполнять анализ с более высокой чувствительностью – по сравнению со спектральным и рентгенофлуоресцентным методами.

### Минеральный состав руд

Известно более 2800 минералов, состав каждого из которых описывается идеализированной формулой, а строение – идеализированной кристаллической структурой. Систематические отклонения по составу, строению и свойствам приводят к понятию разновидностей. Всего минералов и разновидностей – 5-6 тысяч и постоянно обнаруживаются новые. Так, талнахит, минерал меди  $\text{Cu}_9\text{Fe}_8\text{S}_{16}$ , был открыт в 1968 г. при изучении Талнахского месторождения, а моихукит  $\text{Cu}_9\text{Fe}_9\text{S}_{16}$  был открыт в 1972 г. на месторождении Моихук (ЮАР). Заметим, что халькопирит  $\text{CuFeS}_2$  описан в 1725 г.

Большинство минералов редки. Но все же число тех, что используются в промышленности, в том числе обогащаемые, составляют несколько сотен наименований. В минералогическом справочнике технолога-обогапителя дано описание 380 минералов, наиболее часто встречаемых в обогащаемых рудах/

Кроме того, имеются ассоциации минералов, а также характерные изоморфные включения элементов в минералах, из которых следует, что извлекаемый компонент (элемент) может быть связан с минералом, в идеализированную формулу которого этот элемент не входит.

Поэтому выделяют следующие формы нахождения элементов в частицах:

- в собственных минералах;
- в изоморфных примесях;
- в микровключениях концентрированных;
- в микровключениях рассеянных.

Выделяют минералы рудные и нерудные (породообразующие).

По содержанию в руде выделяют минералы:

- главные, если их массовая доля  $\alpha > 10$  %;
- второстепенные, если  $\alpha = 1 \div 10$  %;
- аксессуарные, если  $\alpha = 0,1 \div 1,0$  %;
- редкие, если  $\alpha = 0,01 \div 0,1$  %;
- весьма редкие, если  $\alpha < 0,01$  %.

Минеральный, или вещественный, состав руды является необходимой и важнейшей информацией для разработки технологии обогащения. Существуют два вида получения информации о вещественном составе: приближенно-количественный и полный минералогический анализ.

Различают качественный, полуколичественный и количественный минералогические анализы. Отличаются они величиной допустимой относительной среднеквадратичной погрешности воспроизводимости анализа.

Качественный анализ, если  $S_{\text{воспр}} > 50$  % отн.

Полуколичественный анализ, если  $S_{\text{воспр}} = 30-50$  % отн.

Количественный, если  $S_{\text{воспр}} < 30$  % отн.

### Приближенно-количественный минералогический анализ

Приближенно-количественный минералогический анализ определения формы нахождения и количества компонента в руде прост и оперативен.

Он состоит во фракционировании проб по плотности, магнитным (и другим) свойствам с последующим качественным и количественным определением состава фракций под оптическим микроскопом. Минералы диагностируют по их внешним признакам: цвету, форме кристаллов, а также с использованием микрохимических реакций, люминесценции и т. п.

Фракции анализируют шлиховым методом (иногда в сочетании с иммерсионным), а также шлифовым методом. При этом обычно шламы удаляют.

Анализ проводят на 500 зернах. Это обеспечивает порог обнаружения минералов 0,2 % (1/500).

Погрешность определения массовой доли какого-либо минерала по 500 зернам можно определить по формуле

$$S_{\alpha}^2 = 2fS_{\kappa}^2\rho\bar{d}^3\left(\frac{1}{q_{\text{кон}}} - \frac{1}{q_{\text{нач}}}\right) = \frac{2f\rho\bar{d}^3}{q_{\text{кон}}} S_{\kappa}^2 = \frac{S_{\kappa}^2}{n}.$$

Считаем  $\frac{1}{q_{\text{нач}}} = 0$ , а покусковая дисперсия

$$S_{\kappa}^2 = \frac{\rho_{\text{м}}}{\rho_{\text{п}}} \alpha_{\text{м}} (1 - \alpha_{\text{м}}).$$

Здесь  $f$  – коэффициент формы;  $S_{\kappa}^2$  – покусковая дисперсия;  $q_{\text{кон}}$  и  $q_{\text{нач}}$  – конечная и начальная массы пробы;  $\rho$  – плотность материала пробы;  $\rho_{\text{м}}$ ,  $\rho_{\text{п}}$  – плотность минерала и породы;  $\bar{d}$  – средний размер зерен;  $n$  – число зерен;  $d_{\text{м}}$  – массовая доля минерала.

Примем  $\rho_{\text{м}} = \rho_{\text{п}}$ , тогда

$$S_{\alpha}^2 = \frac{\alpha_{\text{м}}(1 - \alpha_{\text{м}})}{n}.$$

Относительная погрешность определения  $\alpha$

$$P_{\alpha} = \frac{tS_{\alpha}}{\alpha_{\text{м}}} \cdot 100 = \frac{t \cdot \sqrt{\alpha_{\text{м}}(1 - \alpha_{\text{м}})}}{\alpha_{\text{м}} \cdot \sqrt{n}} \cdot 100 = 9 \cdot \sqrt{\frac{1 - \alpha_{\text{м}}}{\alpha_{\text{м}}}}.$$

Здесь  $n$  – число зерен,  $n = 500$ ;  $\beta_{\text{м}}$  – массовая доля минерала в чистом зерне,  $\beta_{\text{м}} = 1$ ;  $\alpha_{\text{м}}$  – массовая доля минерала в руде, доли единиц;  $t$  – коэффициент Стьюдента;  $\rho_{\text{м}}$ ,  $\rho_{\text{п}}$  – плотности минерала и породы.

### Полный количественный минералогический анализ

Полный количественный минералогический анализ проводится при детальном изучении проб. По своей сути это рациональный комплекс оптико-минералогического и других, как правило, аппаратурных методов фазового анализа.

Универсального метода, позволяющего определить и измерить наличие любой минеральной формы в любом образце, не существует. Поэтому и проводится полный количественный минералогический анализ, предполагающий разумное и рациональное использование различных методов фазового анализа, обеспечивающее в итоге решение задачи.

Материал рассеивают на 3-4 класса крупности, из которых изготавливают по одной или несколько для крупных классов пар препаратов шлиф и аншлиф.

Кусковой материал и изготовленные из него шлифы и аншлифы используются для диагностики и микрохарактеристики слагающих руду минералов и их взаимосвязи. Наиболее характерные шлифы и аншлифы фотографируются. По результатам оптического изучения шлифов и аншлифов кускового материала составляется петрографическое и минералогическое описание руды и слагающих ее минералов. Эти данные дополняются

результатами других методов исследования, для выполнения которых обычно используются мономинеральные фракции.

Шлифы и аншлифы используются для количественных подсчетов характеристик минерального состава, которые проводят в каждом классе и затем обобщают. Желательно включать в анализ и шламы.

Для оценки полноты определения фазового состава используется баланс элементов, состоящий в сравнении результатов элементного анализа  $\alpha_s$  с данными фазового анализа по формуле

$$\alpha_s = \sum_i \alpha_{mi} \beta_{mi},$$

где  $\alpha_{mi}$  – массовая доля  $i$ -го минерала ( $i$ -й минеральной фазы);  $\beta_{mi}$  – массовая доля компонента в минерале по минералогической формуле или по оценке в мономинеральной фракции.

Расчет баланса нужен для выявления минералов-концентраторов, для определения степени рассеивания компонентов среди минеральных фаз руды.

Относительное количество недиагностируемого минералогическими методами компонента определяется по формуле

$$\Delta = \frac{K_x - K_m}{K_x} \cdot 100 \% ,$$

где  $K_x$ ,  $K_m$  – количества компонента, определенные химическим и минералогическим путем.

Для руд, содержащих 1-10 % ценного компонента, расхождение, равное 10-20 %, считается удовлетворительным. Значение  $\Delta$  должно быть положительным.

Количественный подсчет минералов в средней пробе проводят визуально точечным, площадочным или линейным методом.

Аппаратурные методы привлекаются по мере необходимости:

- при количественной оценке минералов с близкими физическими свойствами, анализе тонких классов, включая шламы, продуктов обогащения – метод РКФА (рентгенографический количественный фазовый анализ);

- для рентгеноаморфных и аморфных – метод ИКС (инфракрасная спектроскопия);

- при анализе тонкодисперсных руд с термоактивными минералами – метод ДТА (дифференциально-термический анализ);

- для минералов железа – магнитометрический, и т. п.

Во всех случаях возможно применение химического анализа. В методиках конкретного экспрессного минералогического анализа отдельные процедуры могут быть упрощены: уменьшено число классов крупности, исключено фракционирование.

#### **Аппаратурные методы диагностики и количественного определения минералов**

*Рентгенографический количественный фазовый анализ (РКФА)* обеспечивает диагностику всех раскристаллизованных минеральных фаз в пробе с размерами кристаллов более 0,01 мкм и массовой долей более 0,5 %.

Диагностику лучше всего проводить на мономинеральных фракциях.

*Инфракрасная спектроскопия.* Инфракрасная спектроскопия ИКС решает те же задачи, что и РКФА, но с расширенными возможностями, так как позволяет идентифицировать кристаллические материалы с меньшими, чем 0,01 мкм, размерами кристаллов вплоть до аморфных. Использует инфракрасный диапазон излучения  $10^3 \div 10^6$  нм ( $1 \div 1000$  мкм).

ИКС основана на индивидуальности спектра поглощения (отражения) каждой минеральной фазы, что позволяет определить ее по атласам ИК – спектров. Чувствительность от 1 до 20 %.

Так как обычно в пробе имеется несколько минералов, то применяют принцип суперпозиции, определяя минерал по характеристическим полосам поглощения.

Количественный ИК–анализ имеет допустимую относительную среднеквадратичную погрешность 10 %.

*Термический анализ.* Применяется для диагностики термоактивных минеральных фаз.

Термоактивные минеральные фазы – это фазы, в которых с изменением температуры протекают реакции, связанные с изменением энтальпии (теплосодержания): испарение, сублимация, перестройка кристаллической решетки, дегидратация, разложение, окисление, восстановление, плавление. Изменение энтальпии равно количеству теплоты, подводимой к телу или отводимой от него.

Расшифровка термограммы проводится с помощью справочных таблиц.

Количественный анализ возможен, если предположить, что площадь  $\Delta S$  термограммы, связанная с тем или иным эффектом, пропорциональна массе вызывающего эффект компонента:

$$\Delta S = bK = b \alpha q$$

или

$$\alpha = \frac{\Delta S}{bq},$$

где  $q$  – масса навески;  $K$  – масса компонента;  $b$  – экспериментально устанавливаемый коэффициент;  $\alpha$  – массовая доля минерала.

Обычно приборы (дериватографы) фиксируют изменения во времени нескольких кривых: температуры  $T$ , разности температур испытуемого образца и эталона  $\Delta T$ ; массы образца  $q$  (термогравитационный анализ) и изменения массы образца  $\Delta q$  (дифференциальный термогравитационный анализ).

В некоторых случаях термический анализ совмещается с газовой хроматографией, позволяющей определить состав отходящих газов и, следовательно, выявить, с чем связана потеря массы:  $H_2O$ ;  $CO_2$ ;  $SO_3$  и т. п. Необходимо также сочетание с другими методами для уверенной идентификации термоэффектов.

Дополнительно перечислим виды фазового анализа, ориентированные на узкий круг минералов:

- *магнитометрический*, позволяющий определять массовую долю магнетита в поле насыщения магнетита;

- *воздушный анализ*, позволяющий выделить и взвесить частицы, отличающиеся от других по форме и, соответственно, поведению в восходящих потоках воздуха (асбест, слюда);

- *люминесцентный анализ*, позволяющий выделить и отобрать зерна люминесцирующих минералов (таких около 150);

- *фотометрический анализ*, позволяющий оценить состав и качество пробы по спектру отражения видимого света и его интенсивности (каолин, темноцветные минералы);

- *адгезивно–липкостный анализ*, позволяющий выделить минералы, селективно прилипающие к какой-либо поверхности (асбест к волосяным щеткам, алмазы – к жировым поверхностям).

- *термохимический метод*, позволяющий определить массовую долю цеолитов в пробе по реакции регидратации цеолита. Навеску нагревают до  $500^\circ$  и дегидратируют минералы. При возврате воды происходит регидратация цеолита с выделением тепла, количество которого и измеряется. Название «термохимический» имеют также методы определения алмазов, золота путем сплавления пробы с пиросернистым калием с последующим ее растворением водой и выделением частиц алмазов и золота.

#### **Вспомогательные методы анализа**

*Электронно-зондовый рентгеноспектральный микроанализ* состоит в облучении и анализе микрообъема вещества пробы – несколько  $\mu\text{м}^3$ . Обычно совмещается с осмотром участка облучения с помощью микроскопа. Облучение ведут пучком электронов

диаметром 1 мкм и даже до 0,2 – 0,1 мкм. Глубина проникновения электронов 2 (Cu) – 50 (Al) мкм. Определение элементов производится по рентгенофлуоресцентному излучению.

С помощью зондового анализа можно установить локализацию элементов, разновидности минеральных фаз, выделить участки размером около 5 мкм, следовательно, определить наличие микровключений.

*Электронная микроскопия.* Наименьшее расстояние, которое можно разрешить с помощью светового микроскопа при длине световой волны 0,4-0,7 мкм для средней части видимого спектра, равно 0,2 мкм (примерно 1/3 длины волны). Электронные лучи имеют длину волны на 5 порядков меньше световой, что позволяет разрешать расстояние около 1 Å. Это значит, что с помощью электронного микроскопа можно увидеть строение коллоидных частиц, кристаллические решетки минералов, в целом вплотную подойти к изучению вещества на атомарном уровне. Длина волны электронных лучей, Å

$$\lambda = 12,25 / \sqrt{U} .$$

Здесь  $U$  – напряжение в вольтах. Обычно  $U = 50 - 100$  кВ.

Это выражение все объясняет. Например, если  $U = 100000$  В, то  $\lambda = 12,25 / \sqrt{100000} = 0,04$  Å. 1/3 этой длины волны составляет 0,013 Å. В частности, фибриллы асбеста имеют наружный диаметр 30-40 нм, внутренний 5-7 нм, т. е. могут быть успешно изучены.

#### **Химический фазовый анализ**

*Химический фазовый анализ (ХФА)* применяется для количественного определения массовой доли минеральных фаз, предварительно установленных или диагностированных каким-либо другим методом – РКФА, ИКС, оптической микроскопией, в т. ч. люминесцентной.

Основа ХФА – селективное растворение конкретной минеральной фазы с последующим расчетом на основе идеализированной химической формулы. Селективные растворители подбираются на мономинеральных фракциях. Как правило, растворители и методики растворения подбираются для конкретных рудных объектов индивидуально

Особенностью ХФА является его высокая точность определения элемента в растворе, но точность определения минеральной фазы не так высока, так как при растворении растворяются все минеральные фазы (хотя бы немного), а не только определяемая; растворение также может быть неполным. Методики ХФА не универсальны и требуют методических разработок или доработок для каждого типа минерального сырья. При этом сохраняется высокая чувствительность метода, превышающая чувствительность других физических методов. Это позволяет использовать ХФА для бедных продуктов. Точность около 10 %.

Продолжительность фазового анализа 1–3 дня.

Методика ХФА разработана практически для всех руд.

#### **Потенциальная ценность руды**

Потенциальная природная ценность руды – это стоимость в единице массы руды всех минеральных компонентов, слагающих руду.

$$C_{\text{пр}} = \sum_{i=1}^{N_0} \Pi_i \alpha_{\text{Mi}} .$$

Так как полное извлечение ценных компонентов недостижимо, то потенциальная промышленная ценность руды

$$C_{\text{пп}} = \sum_{i=1}^{N_0} \Pi_i \alpha_{\text{Mi}} \xi_i .$$

Здесь  $\Pi_i$  – цена  $i$ -го минерала в руде. Если используется лишь какой-либо элемент,

то цену минерала определяют по стоимости этого элемента в минерале;  $\alpha_{Mi}$  - массовая доля  $i$ -го минерала;  $\varepsilon_i$  – возможное извлечение  $i$ -го минерала;  $N_0$  – число всех минералов, составляющих руду.

Обычно в концентраты извлекают не все минералы, тогда реальная промышленная ценность руды снижается:

$$C_{\text{рп}} = \sum_{i=1}^{N_M} C_i \alpha_{Mi} \varepsilon_i .$$

Здесь  $N_M$  – число извлекаемых в концентраты минералов. При полном использовании всех минералов  $N_M = N_0$ .

Относительная потенциальная ценность какого-либо минерала

$$\mathcal{E}_{pi} = \frac{C_{\text{при}i}}{C_{\text{пр}}} = \frac{C_i \alpha_{Mi}}{\sum_{i=1}^{N_0} C_i \alpha_{Mi}} .$$

Величиной относительной потенциальной ценности минерала (элемента) широко пользуются для характеристики месторождения. Определение относительной ценности каждого минерала (элемента) может менять представление о назначении руды и задачах технологии.

Так, на долю серебра в месторождении Асхат приходится 56 % суммарной стоимости извлекаемых компонентов. Остальные 44 % стоимости составляют медь, сурьма и висмут. Соответственно, должна быть разработана и технология обогащения такой руды.

Потенциальная ценность компонентов не является постоянной величиной. Она меняется с изменением цен. Потенциальная технологическая ценность меняется с развитием технологий переработки руд.

## РАЗДЕЛИТЕЛЬНЫЕ ПРИЗНАКИ ЧАСТИЦ

### Объемные и поверхностные разделительные признаки

Для того чтобы разделить минералы, нужно, чтобы они отличались друг от друга по каким-либо свойствам.

Признаки, по которым одни минералы отличаются от других и которые могут быть использованы в процессах обогащения полезных ископаемых, называются разделительными признаками.

Разделительные признаки следует классифицировать на базе основных сил, предопределяющих результат разделения частиц (таб.).

Таблица - Разделительные признаки частиц

Основная сила, предопределяющая результат разделения частиц	Основной разделительный признак	Связанный с основным разделительный признак
1. Тяжести (гравитационная сила)	Плотность	Удельная поверхность
2. Сопротивления перемещению	Крупность	Форма, внешняя удельная поверхность коэффициент трения
3. Магнитная	Удельная магнитная восприимчивость	-
4. Электрическая, электромагнитная и пондеромоторная	Удельная электропроводность	Диэлектрическая проницаемость, заряд
5. Адгезии (межмолекулярного взаимодействия)	Краевой угол смачивания	-
6. Растворения (химического взаимодействия)	Растворимость	-
7. Внешнего источника силы	Информационный сигнал	Массовая доля компонента, спектр отражения, поглощения или люминесценции,

Свойства кусков (частиц), состоящих из одного известного минерала, к настоящему времени достаточно хорошо изучены и приведены в справочниках. Известно также, что значения признаков кусков, используемых как разделительные, могут в определенных пределах меняться, это также может быть отражено в справочниках.

Основным и принципиальным различием определенности и точности известных значений разделительных признаков является то, чем предопределяется разделительный признак, свойствами вещества в объеме всего куска или только свойствами вещества его поверхности.

Свойствами вещества в объеме всего куска предопределяются значения разделительных признаков при авторадиметрических, нейтронно-активационных, фото-нейтронных, нейтронно- и гамма-абсорбционных методах рудоразборки; плотность куска, его удельная магнитная восприимчивость, его диэлектрическая проницаемость. Промежуточными свойствами обладают такие признаки, как заряд частицы и ее удельная электропроводность, а также разделительный признак при люминесцентных методах рудоразборки.

Свойствами только вещества, находящегося на поверхности куска, предопределяются разделительные признаки при флотации и выщелачивании, а также значения разделительных признаков при рентгенорадиометрической и фотометрической сортировках.

Поверхностные свойства частиц изменить гораздо легче, чем объемные, они имеют большой разброс даже у частиц, не подвергающихся каким-либо искусственным воздействиям, поэтому в справочниках они приводятся не всегда. Так, флотируемость вообще не оценивается заранее как определенный физический признак, так как она всегда создается искусственно путем подбора реагентного режима. Растворимость оценивается лишь качественным указанием, в чем растворяется тот или иной минерал. Спектры отражения минералов даны в специальных справочниках, но на результат отражения сильное влияние оказывает состояние поверхности частицы. Меньшему влиянию подвержена рентгеновская флуоресценция, но влияние помех на работу рентгенорадиометрического сепаратора также весьма велико.

### **Изменение разделительных признаков частиц**

Изменение физических свойств частиц также связано с тем, какой разделительный признак подвергается изменению.

*Объемные* разделительные признаки с изменением физического состояния либо химического состава минерала становятся другими.

## **ФРАКЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ**

### **$\gamma$ и $\alpha$ функции и их использование**

Фракционные характеристики – это значения выходов и массовой доли компонентов для частей (фракций) руды или продуктов обогащения. При этом фракцией называют часть продукта, для которой величина какого-либо разделительного признака ограничена заданными значениями. Так, классы крупности – это фракции крупности.

Фракционные характеристики наглядно представляют как выходы для фракций разделительного признака ( $\gamma$ -функция) и зависимость массовой доли определяемого компонента от величины разделительного признака ( $\alpha$ -функция).

Обозначим любой разделительный признак буквой  $\xi$ , а  $\xi_{гр}$  – граничное значение разделительного признака при делении руды на две фракции - концентрат и хвосты.

По этим двум характеристикам можно рассчитать выход и качество концентрата и хвостов для сепаратора с идеальной сепарационной характеристикой.

$$\gamma_{\beta} = \sum_{\xi_p}^{\xi_{max}} \gamma_i \quad \text{и} \quad \gamma_{\alpha} = \sum_{\xi_{min}}^{\xi_p} \gamma_i ;$$

$$\beta = \frac{1}{\gamma_{\beta}} \sum_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} \gamma_i \alpha_i \quad \text{и} \quad \mathcal{G} = \frac{1}{\gamma_{\mathcal{G}}} \sum_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} \gamma_i \alpha_i .$$

Этих характеристик и формул вполне достаточно для расчетов выходов продуктов разделения, массовых долей компонента в них и соответствующих им значений разделительных признаков, что эквивалентно построению для гравитационных процессов кривых обогатимости Анри – Рейнгардта и, естественно, исключает их построение.

Для сепаратора с известной (неидеальной) сепарационной характеристикой  $\xi = f_{\xi}(\frac{\xi}{\xi})$

$$\gamma_{\beta} = \sum \gamma_{\xi} \xi ;$$

$$\beta = \frac{1}{\gamma_{\beta}} \sum \gamma_i \alpha_i \xi$$

Так как величина разделительного признака и массовая доля компонента в кусках непосредственно связаны с долей минерала в куске, т. е. от типа сростков, то ясно, что как  $\gamma(\xi)$ , так и  $\alpha(\xi)$  меняются с изменением крупности кусков. Другими словами, изменение крупности кусков является основным средством изменения (преобразования) фракционных характеристик руды.

С изменением крупности меняется также возможный диапазон изменения разделительного признака  $\xi_{\max} - \xi_{\min}$ .

Для выбора разделительного признака либо оценки эффективности какого-либо разделительного признака при построении схемы разделения нужно знать фракционные характеристики соответствующих классов крупности руды.

### Предельные фракционные характеристики

Фракционные характеристики руд не являются постоянными. Они изменяются с изменением крупности. Предельным вариантом является фракционная характеристика, построенная для  $d \rightarrow 0$ . Такую фракционную характеристику и назовем предельной. Ее основной особенностью является то, что при  $d \rightarrow 0$  доля сростков стремится к нулю. Следовательно, предельная фракционная характеристика строится для кусков руды, состоящих только из *чистых* минералов, и она может быть построена по справочным данным и по результатам минералогического, а в некоторых случаях и по данным элементного анализа.

При минералогическом анализе определяют непосредственно массовую долю минерала в руде  $\alpha_m = \gamma_m$ ; при элементном анализе, если элемент связан с одним минералом, массовую долю минерала в руде можно найти по формуле

$$\gamma_m = \alpha_m = \frac{\alpha_s}{\beta_m} ,$$

где  $\alpha_s$  - массовая доля элемента в руде;  $\beta_m$  - массовая доля элемента в минерале.

$\alpha$  - функции для предельных фракционных характеристик не изображают, так как речь идет о выделении минералов.

Некоторые из разделительных признаков, например флотуруемость, растворимость, в минералогических справочниках не указываются, так как они являются *поверхностными* и могут быть изменены изменением поверхности частиц. Значения скорости флотации, в частности, могут быть получены (оценены) только по результатам флотации этих минералов при определенных режимах. Предельные фракционные характеристики для таких условий обычно не строят, а изменением условий разделения добиваются максимального различия в выбранном разделительном признаке для выделяемого минерала по сравнению с остальными.

Существуют рассчитываемые по справочным данным разделительные признаки, например термодинамический СВЧ-фактор, скорость витания. Следовательно, перед построением предельной фракционной характеристики их необходимо рассчитать.

Наконец, такой разделительный признак, как крупность частиц, рассматривается вначале как физический признак и становится разделительным при наличии благоприятной зависимости массовой доли выделяемого компонента от крупности.

Фракционные характеристики позволяют оценить возможности использования разделительных признаков при обогащении. Так, представленные фракционные характеристики для пирита и кварца показывают, что для разделения этих двух минералов наилучшим разделительным признаком являются удельная проводимость и информационный сигнал, возможно использование различия в плотности частиц и нереально использование магнитных свойств.

Так как возможности использования разделительных признаков зависят от крупности, то при оценке этих возможностей можно рассчитать фракционные характеристики для классов крупности, содержащих сродки.

Это идеально простая ситуация. Для реальной руды предельные фракционные характеристики будут более сложными.

### **Предельная обогатимость руд**

На любом этапе исследования и обогащения руды возникает вопрос о предельных возможностях использования руды, т. е. какого качества и в каком количестве могут быть получены концентраты.

При условии 100 % раскрытия руды и 100 % извлечения предельные фракционные характеристики дают непосредственно ответ на этот вопрос: из руды может быть извлечен концентрат  $i$ -го минерала качеством  $\beta_m$  и выходом  $\gamma_\beta$ .

Это и будет теоретический предел обогащения.

Заметим, что реальные фракционные характеристики позволяют вычислить реальные, но не предельные показатели обогащения.

Выход концентрата идеального качества будет

$$\gamma_\beta = \frac{\alpha - \nu_3}{\beta_m - \nu_3},$$

что, естественно, более реалистично, но на этапе оценки предельных возможностей по фракционным характеристикам  $\nu_3$  может быть назначено лишь ориентировочно.

Еще более реалистично задавать не  $\beta_m$  а  $\beta_3$ , но это уже будет не идеальное разделение, а показатели не предельными.

Кроме этих теоретически предельных показателей (качество концентрата и его выход) необходим ответ на вопрос, при какой крупности руды возможно достижение теоретически предельных показателей. Для ответа на этот вопрос необходимо построение фракционных характеристик для различных классов крупности руды. Искомая крупность будет соответствовать той крупности, для которой фракционная характеристика для извлекаемого минерала превратится в  $\delta$ -функцию (т. е. изолированный столбик).

Не для всех разделительных признаков такое построение возможно, в частности, для флотационного разделения.

Изучение предела обогатимости осуществлялось на основе технологических показателей и результатов химического и минералогического анализов как действующей фабрики, так и по результатам замкнутых опытов в лаборатории.

### **Расчетные фракционные характеристики**

Для материала, содержащего сродки, можно построить фракционные характеристики, пользуясь формулами значений разделительных признаков для сродков (двухкомпонентных):

$$\text{плотность } \rho_{cp} = \frac{\rho_n \rho_m \beta_m}{\rho_n \alpha_{cp} - \rho_m (\beta_m - \alpha_{cp})};$$

удельная магнитная восприимчивость  $\chi_{cp} = \alpha_m \chi_m + (1 - \alpha_m) \chi_n$ ;

диэлектрическая проницаемость  $\epsilon_{cp} = \alpha_m \epsilon_m + (1 - \alpha_m) \epsilon_n$ ;

растворимость  $P_{cp} = P_m \frac{S_{cp}}{S_m}$ ;

$S$  – площадь поверхности минерала, доступной растворителю в сростке и чистом зерне.

Принимая для богатых сростков  $\alpha_{cp} = 0,85 \alpha_m$ ; для рядовых  $\alpha_{cp} = 0,5 \alpha_m$  и для бедных  $\alpha_{cp} = 0,15 \alpha_m$ , можно по указанным и аналогичным им формулам найти на оси абсцисс значение разделительного признака для сростков. Ориентировочные данные об их количестве позволят построить  $\gamma$ - и  $\alpha$ -функции для классов крупности руды, содержащих сростки.

### Экспериментальное фракционирование

*Экспериментальный* способ получения фракционных характеристик связан с использованием сепараторов, разделяющих минералы по соответствующему признаку.

Наилучшим решением при этом является использование *идеальных* сепараторов с регулируемой границей разделения  $\xi_{cp}$ . При этом устанавливаются границы выделения фракций, затем эти фракции выделяются, взвешиваются и анализируются. В результате получаем

$\gamma_i = \frac{M_i}{M}$  и  $\alpha_i$  для каждой фракции, после чего строят  $\gamma$  и  $\alpha$ -функции.

Здесь  $M_i$  – сухая масса  $i$ -й фракции;  $M$  – сухая масса пробы;  $\alpha_i$  – массовая доля компонента в  $i$ -й фракции.

При получении фракционных характеристик в большинстве случаев установить граничные значения разделительных признаков даже при наличии идеальных сепараторов непосредственно нельзя. Так, вместо удельной магнитной восприимчивости можно лишь назначить величину тока электромагнитного сепаратора или расстояние магнита от dna чехла для ручного магнита в чехле, при которых извлекается желаемая фракция.

Получаемые с помощью таких сепараторов фракционные характеристики можно перестроить, пересчитав на оси абсцисс границы фракций по связи устанавливаемой величины с величиной разделительного признака, но обычно в этом нет необходимости.

Для различных разделительных признаков фракционирование производится по-разному, в зависимости от возможностей установления (назначения) значений (границ) разделительного признака или связанной с ним величины.

Возможны три ситуации:

- Значение разделительного признака устанавливается непосредственно. Такими разделительными признаками являются массовая доля компонента, крупность, плотность, диэлектрическая проницаемость и растворимость.

- Значение разделительного признака не устанавливается непосредственно, но может быть найдено по функциональной связи с устанавливаемой при фракционировании величиной. Такими разделительными признаками являются удельная магнитная восприимчивость (может быть вычислена по напряженности магнитного поля или величине тока электромагнита) и удельное сопротивление (может быть вычислено по скорости разряда частиц), а также заряд частиц (может быть найден по траекториям движения частиц при трибосепарации) и некоторые случаи информационного разделения.

- Значение разделительного признака не устанавливается непосредственно и не имеет функциональной связи с устанавливаемыми при фракционировании условиями (флотация и некоторые случаи информационного разделения).

### Фракционирование по крупности

Наиболее известная фракционная характеристика любого продукта –

гранулометрический состав. Эта характеристика должна быть дополнена  $\alpha$ -функцией, но так как фракционную характеристику по крупности используют в основном для расчетов процессов дробления, измельчения и классификации, в которых самоцелью является выделение именно выходов различных фракций крупности, то  $\alpha$ -функцию не учитывают.

Однако получение полной фракционной характеристики, т. е. не только  $\gamma(d)$ ; но и  $\alpha(d)$  позволяет по-другому взглянуть на руду и принять новые технологические решения.

#### **Фракционирование по информативным сигналам**

Это, прежде всего фракционирование по массовой доле, определяемой анализом фракций или отдельных кусков руды.

*Идеальное фракционирование* при сортировке (использовании информативного сигнала о массовой доле определяемого компонента) состоит в непосредственном определении массы и массовой доли определяемого компонента каждого куска в выбранном классе крупности.

#### **Фракционирование по плотности**

Фракционирование по плотности - это прежде всего разделение материала по плотности в тяжелых жидкостях.

Гравитационный анализ рудных материалов выполняют в крупности  $-3+0,01$  мм. Материал проб не должен содержать металлическое железо, свободную (активную) известь и другие химические соединения, изменяющие состав тяжелых жидкостей. Пробы перед анализом сушатся при температуре не выше  $105-110$  °С, при необходимости должны быть промыты или размагничены. При анализе необходимо в каждом частном случае проверять реакционную способность разделяемых минералов и выбранной жидкости.

Метод отстаивания применяют при крупности материала  $> 0,2$  мм. Однако, благодаря его простоте, разрабатывают схемы и для меньших классов (кварц).

Истинная плотность смеси двух жидкостей,  $\rho$ , кг/м<sup>3</sup>

$$\rho = \frac{\rho_1 V_1 + \rho_2 V_2}{V_1 + V_2}.$$

Отсюда объем добавляемого растворителя

$$V_2 = \frac{V_1(\rho - \rho_1)}{\rho - \rho_2}.$$

Объем приготавливаемой тяжелой жидкости должен в 3 раза превышать объем пробы.

Тяжелую жидкость с пробой помещают в воронку (стакан, пробирку), перемешивают 2-3 раза с промежуточными отстаиваниями в течение 5 - 10 - 15 мин (и более). Полученные фракции промывают растворителем тяжелой жидкости (т. е. водой или спиртом), сушат при температуре не выше  $105$  -  $110$  °С, взвешивают. При необходимости анализируют. Контроль качества разделения осуществляется просмотром продуктов, в том числе под микроскопом. Еще более тонкое разделение может быть осуществлено в термоградиентной трубке, в которой создается градиент плотности тяжелой жидкости по высоте за счет охлаждения нижней части столба тяжелой жидкости и нагревания верхней его части.

Плотность является одним из самых распространенных и эффективных разделительных признаков.

#### **Фракционирование по магнитным свойствам**

*Крупные сильномагнитные руды ( $d > 1$  мм).* Разделение на фракции проводят так. Исходную руду крупностью  $-50$  мм подвергают грохочению на узкие классы с модулем 2. Из каждого класса выделяют магнитную фракцию на сепараторе ПБСЛ с напряженностью  $103,5$  кА/м и немагнитную фракцию. Контроль качества разделения выполняют, выделяя из немагнитной фракции магнитную с помощью ручного магнита с напряженностью  $107,5$

кА/м.

*Мелкие сильномагнитные руды ( $d < 1\text{мм}$ ) анализируют как мокрым, так и сухим способами.*

Мокрый магнитный анализ проводят на трубчатом анализаторе 25Т-СЭМ с напряженностью поля до 159 кА/м.

### **Фракционирование по электрическим свойствам**

Сравнительно небольшая величина сил электрического притяжения и отталкивания частиц по сравнению с силами тяжести, трения, сопротивления воздушной среде, и в особенности с центробежными силами, приводит к необходимости тонкой настройки границы разделения при фракционировании по электрическим свойствам. Но и это возможно лишь для частиц узкого класса крупности с небольшими отклонениями от средних других свойств, влияющих на электрическое разделение. Кроме того, стесненность условий разделения в электрических сепараторах проявляется уже при сравнительно малой, по сравнению с другими процессами, производительности.

В итоге качество продуктов разделения реальных продуктов на электрическом сепараторе оказывается невысоким. Так как электрический сепаратор позволяет выделять не только концентраты, но и промпродукты, то достичь нужного качества фракционирования можно лишь выделяя необходимое количество промпродукта, подвергаемого многократному повторному разделению.

### **Фракционирование по растворимости**

Растворимость как разделительный признак получает все большее распространение в обогащении благодаря своей экологичности и возможности использования в любом диапазоне крупности руды.

Для разных руд подбирают соответствующие условия выщелачивания, в том числе с изменением разделительных признаков минералов по растворимости.

Приемы физико-химической подготовки сырья к выщелачиванию:

- обжиг;

кальцинирующий обжиг. При спекании с содой образуется легко водорастворимые алюминаты, молибдаты, вольфраматы, ванадаты.

- сульфатизация – обработка измельченного материала серной кислотой (60-90 %) при 470 – 520 К. При такой сульфатизации сульфиды переводят в растворимые (в водной или слабокислой среде) сульфаты;

- гидротермальная активация – обработка сульфидов селективным растворителем при температуре 430 – 450 К.

Обычно, полученные при фракционировании по растворимости результаты представляют в виде таблицы.

### **Фракционирование проб по флотуемости**

Фракционирование по флотуемости, состоящее в построении функции распределения скоростей флотации по результатам флотации, во-первых, с помощью схемы, обладающей сепарационной характеристикой близкой к идеальной, во-вторых, путем назначения для такой схемы различных скоростей флотации, реально неосуществимо.

Оценить распределение по флотуемости стремятся по результатам кинетического опыта, т. е. снятия кривой кинетики флотации и расчета по ней скоростей флотации. Однако все численные методы расчета приводят к плохо обусловленным системам уравнений, что усложняло решение. Реально получить оценки средних скоростей флотации компонентов пульпы [непрерывного] процесса флотации по результатам кинетического опыта. Пусть выполнен опыт и в течение времени  $t_1$  (основная флотация) получены массовые доли  $\alpha_1, \beta_1, \nu_1$ , скорости флотации  $k_{m1}$  и  $k_{п1}$ , и выходы  $\gamma_{m1}$  и  $\gamma_{п1}$  в диапазоне времени  $0 - t_1$ . Затем выполняем контрольную флотацию в течение времени  $t_2$ , при этом получены массовые доли  $\alpha_2 = \nu_1; \beta_2, \nu_2$  и найдены  $k_{m2}, k_{п2}, \gamma_{m2}, \gamma_{п2}$ , т.е. получены четыре фракции пульпы по флотуемости.

Практическое значение полученных фракционных характеристик состоит в том, что с помощью кинетических уравнений можно рассчитывать показатели операции с изменением времени флотации (в небольших пределах) и тем самым оптимизировать технологическую схему.

Фракционирование проб по флотуемости обычно не производится, так как это обычно связано с решением некоторой системы уравнений с рядом допущений. Как сказано в работе, «небольшая ошибка в определении выхода продукта или извлечения компонента приводит при решении системы к **сколь!** угодно большим отклонениям в величине значений по выходу или компоненту». В этой же работе предложена методика расчета фракционного состава для трех фракций, включая и «необогатимую». При этом требуется провести специальные опыты с подбором времен флотации так, чтобы за время  $t_1$  легкофлотуемая фракция извлекалась в концентрат на 99 %, за время  $t_2$  труднофлотуемая фракция извлекалась в концентрат и промпродукт также на 99 %, скорость флотации породы при этом принимается равной 0. И при этих допущениях в условиях значительных погрешностей выполнения самого опыта и анализа продуктов необходимо решить соответствующую систему уравнений.

### **Выделение мономинеральных фракций**

Выделение мономинеральных фракций представляет собою по сути максимально возможное фракционирование руды по всем возможным разделительным признакам и необходимо для оценки и изучения всех минеральных форм, содержащихся в руде (минералов и их разновидностей).

Изучение минералов во фракциях всегда предпочтительнее, а иногда и единственно возможно.

Так как фракционирование выполняется сугубо обогатительными методами, то в значительной мере успех фракционирования предопределяет успешную разработку технологической схемы.

При выделении мономинеральных фракций большее внимание уделяется их чистоте, чем извлечению. Поэтому, как правило, выделяемых минералов в пробе должно быть по массе в 2-3 раза больше, чем в получаемой в итоге мономинеральной фракции.

Для крупнозернистого материала применим визуально-ручной способ отбора мономинеральных фракций.

Для мелкозернистого, а при наличии соответствующего оборудования и крупнозернистого материала следует использовать механические методы разделения.

Перед разделением пробу следует дробить (измельчать) и рассеивать на узкие классы. Каждый технологический класс может быть разделен на несколько машинных классов в зависимости от диапазона его крупности и особенностей оборудования.

Для уменьшения выхода шлама дробление выполняют в несколько приемов.

Класс – 0,043 мм лучше выделить на сите струей воды.

Следует исключать опасность «заражения» пробы.

Вопросы:

1. Основные физико-химические методы изучения элементного и фазового состава руды.
2. Расскажите о методах исследования структуры и текстуры руды.
3. Основные разделительные признаки.
4. Что такое идеальное фракционирование?
5. Что такое предельная обогатимость руды?
6. Основные виды фазового анализа?

## Лекция 7 и 8. Сепарационные характеристики (кривые разделения)

Сепарационные характеристики разделительных аппаратов и схем.

Гравитационные аппараты.

Магнитные аппараты. Сортирующие аппараты.

Электрические сепараторы.

Флотационные машины и схемы флотации.

Аппараты для выщелачивания.

Грохоты и гидроциклоны

### СЕПАРАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ (КРИВЫЕ РАЗДЕЛЕНИЯ) ИЛИ ВОЗМОЖНОСТИ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ АППАРАТОВ И СХЕМ

#### Сепарационные характеристики разделительных аппаратов

Сепарационная характеристика – это зависимость извлечения компонента из материала фракции от величины разделительного признака для нее.

Идеальной является ступенчатая сепарационная характеристика, которая имеет скачок от 0 до 1 при граничном значении разделительного признака  $\xi_{гр}$ .

Реальная сепарационная характеристика имеет некоторый наклон, характеризуемый двумя величинами:  $E_p$  и  $\Delta\xi$ :

$$E_p = \frac{\xi_{75} - \xi_{25}}{2};$$
$$\Delta\xi = \xi_{max} - \xi_{min}.$$

Здесь  $\xi_{75}$  и  $\xi_{25}$  – значения разделительного признака, при которых извлечение в концентрат достигает 75 и 25 %;

$\xi_{max}$  и  $\xi_{min}$  – значения разделительного признака, при которых извлечение в концентрат приблизительно равно 1 и 0.

Если считать, что  $\Delta\xi$  – это доверительный интервал, характеризуемый среднеквадратичным отклонением  $S_\xi$ , то

$$\Delta\xi = 2t S_\xi \cong 4S_\xi$$

Вероятное отклонение  $E_p$  связано с  $S_\xi$  условием  $S_\xi = 1,5 E_p$ .

Тогда между  $E_p$  и  $\Delta\xi$  будет связь:

$$\Delta\xi = 4 S_\xi = 6 E_p.$$

Если для какого-либо разделительного процесса известна разность значений разделительного признака  $\Delta\xi$ , для которой пригоден этот процесс, то можно построить его сепарационную характеристику, которую проще изображать в виде ломаной линии.

Особенность использования разделительных процессов состоит в том, что так называемая «идеальная» сепарационная характеристика не позволяет решить задачу получения качественных концентратов.

Сепарационные характеристики других обогатительных аппаратов и процессов, даже идеальные, не обеспечивают получение мономинеральных фракций (концентратов) из полиминеральных руд.

#### Гравитационные аппараты

Разделение по плотности изучено наиболее полно. Значения разделительного признака и регулирующего воздействия в этом случае совпадают. Поэтому для всех гравитационных процессов известны значения  $E_p$ .

Пользуясь этой таблицей, можно оценить возможности гравитационного обогащения во всех циклах общей схемы.

Сепарационные характеристики для гравитационных процессов известны как кривые разделения Тромпа.

Так как Тромп изображал кривые для угля, для которого концентратом является более легкий продукт, то кривая разделения для концентрата имеет вид, противоположный тому, какой мы придаем кривым разделения для руд.

Для концентрационных столов, обогащающих материал крупностью

-0,5+0,1 мм,  $\Delta\rho$  находится из условия

$$\frac{\rho_T - \rho_{ж}}{\rho_L - \rho_{ж}} > 2,5,$$

здесь  $\rho_T, \rho_L, \rho_{ж}$  – плотности тяжелого минерала, легкого минерала и жидкости.

Отсюда

$$\rho_T - \rho_{ж} > 2,5(\rho_L - \rho_{ж});$$

$$\rho_T - \rho_L > 1,5(\rho_L - \rho_{ж});$$

$$\Delta \rho_{\min} > 1,5(3000 - 1000) = 3000 \text{ кг/м}^3.$$

Для шлюзов

$$\frac{\rho_T - \rho_{ж}}{\rho_L - \rho_{ж}} > 3,5.$$

### Магнитные аппараты

Сепарационные характеристики или, соответственно,  $E_p$  для магнитных сепараторов в литературе встречаются редко.

Экспериментально для барабанного сепаратора со слабым полем получено:

$$E_p = (40 \div 190) \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}.$$

Величина  $E_p$  зависит от положения шибера.

Следовательно, с помощью барабанного сепаратора со слабым полем можно разделить минералы, различающиеся по удельной магнитной восприимчивости на  $\Delta\chi_{\min} = (240 \div 1140) \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$ .

Сепараторы с сильным магнитным полем разработаны только для сравнительно мелких продуктов крупностью до 2-3 мм при сухом обогащении и до 5 мм при мокром, а высокоградиентные (полиградиентные) для крупности не более 0,5 – 0,8 мм.

Магнитные сепараторы со слабым магнитным полем требуют допустимого различия  $\Delta\chi$  очень большого и поэтому пригодны лишь для отделения ферромагнитных материалов от остальных. Они работают на продуктах крупностью до 50-100 мм при сухом обогащении и до 6 мм при мокром.

В промышленных условиях магнитными методами отделяют породу от марганцевых минералов; барит от сидерита; породу от бурого железняка; циркон от ставролита и турмалина и т. п.

Следовательно, для магнитных сепараторов наблюдается снижение  $\Delta\chi_{\min}$  с уменьшением удельной магнитной восприимчивости разделяемых минералов. Это связано с возможностью изменения напряженности магнитного поля в очень широком диапазоне.

Соотношение удельных магнитных восприимчивостей для разделяемых минералов при магнитной сепарации должно превышать 1,5.

### Сортирующие аппараты

Для оценки эффективности разделения предложено найти оценку показателя контрастности при фракционировании пробы реальным (конкретным) сепаратором по формуле

$$П = \sum_j \left| \frac{\alpha_j - \bar{\alpha}}{\bar{\alpha}} \right| \gamma_j,$$

а затем взять отношение этого показателя к величине  $M$ , найденной для идеального сепаратора по формуле, аналогичной  $П$ :

$$\mathcal{E} = П/M.$$

По величине  $\mathcal{E}$  можно судить, насколько хороша сепарационная характеристика сепаратора, для которого получена величина  $П$ , для руды, характеризующейся величиной  $M$ . Если  $\mathcal{E} \rightarrow 1$ , то сепарационная характеристика хороша, чем меньше  $\mathcal{E}$ , тем хуже подходит для разделения сепаратор.

Недостатком такой оценки является сугубо конкретный вывод о применимости

сепаратора.

Целесообразно оценивать сепарационную характеристику любого сортирующего устройства по известным величинам погрешности определения массовой доли в кусках и порциях.

Для каждого из методов измерения применимы понятия:

- чувствительность, т. е. то значение массовой доли, начиная с которого метод (сепаратор) позволяет отличить рудный кусок от нерудного;
- погрешность измерения массовой доли, характеризующая способность различать рудные куски разного качества.

Следовательно, сепарационная характеристика сортирующего устройства будет разной при его использовании в разных диапазонах  $\alpha$ .

### Электрические сепараторы

Различие в проводимости диэлектриков и проводников позволяет полагать, что для коронно-электростатических сепараторов  $E_p$  может достигать

$$E_p = 10^3 \text{ См/м}.$$

Практический опыт разделения проводящих минералов, например, тетраэдрита ( $\sigma = 10^1 - 10^4 \text{ См/м}$ ) и халькопирита ( $\sigma = 10^{+5} - 10^1 \text{ См/м}$ ), дает значение

$$E_p = 10 \text{ См/м}.$$

По имеющимся сведениям, эта цифра при определенных решениях и конструкциях сепараторов может быть меньше.

### Флотационные машины и схемы флотации

Флотомашинная имеет плохую (не крутую) сепарационную характеристику. Ее форма описывается формулой

$$\varepsilon = 1 - e^{-kt}$$

и при фиксированном времени флотации в концентрат извлекаются все фракции, но по-разному, т. е. для хорошего разделения во флотомашине нужно:

1. Добиться для не нужных в концентрате компонентов  $k=0$ . Известно, что для хорошей флотации необходимо, чтобы угол смачивания был более  $70^\circ$ , поэтому многие минералы уже имеют  $k \rightarrow 0$ . Если этого недостаточно, используют подавители, из них известны: жидкое стекло, цинковый купорос, известь.

2. Добиться для нужного компонента  $k > k_{\text{доп}}$ , что и делают выбором активаторов и собирателей для обогащения материала.

В итоге стремятся получить *хорошую фракционную* флотационную характеристику.

Однако получить хорошую фракционную характеристику по флотуемости трудно, поэтому, решая эту задачу, одновременно преобразуют и сепарационную характеристику схемными решениями, объединяя ряд аппаратов в схему. Схема, состоящая из нескольких аппаратов, имеет лучшую сепарационную характеристику, чем отдельный разделительный аппарат.

Принципиальные изменения связаны как с установкой аппаратов в контрольные операции, так и в перечистные.

*Влияние контрольных операций.*

Если две операции – основная и контрольная – дают суммарный концентрат (аппараты установлены последовательно), то извлечение

$$\varepsilon_{\text{сумм}} = \varepsilon_0 + (1 - \varepsilon_0) \varepsilon_k$$

Здесь (и в дальнейшем) извлечение в основную  $\varepsilon_0$ , контрольную  $\varepsilon_k$  и суммарное  $\varepsilon_{\text{сумм}}$  являются функциями скорости флотации  $k$ .

При введении *перечистой* операции для суммарного концентрата извлечение во фракции

$$\varepsilon_x = [\varepsilon_0 + (1 - \varepsilon_0) \varepsilon_k] \varepsilon_n,$$

и сепарационная характеристика примет более крутой вид.

Реальная схема, содержащая основную, контрольную и перераспределительные операции с циркуляциями может быть описана такой формулой:

$$\xi_{ex} = \frac{\xi_0 \xi_n}{1 - (1 - \xi_0) \xi_k - (1 - \xi_n) \xi_0}$$

Оптимизация схемы флотации обычно осуществляется эволюционным путем (подбором). Расчетные методы до сих пор не созданы.

#### **Аппараты для выщелачивания**

Сепарационные характеристики аппаратов для выщелачивания близки к флотационным:

$$\varepsilon = 1 - e^{-kt},$$

поэтому все изложенное применительно к флотации справедливо для выщелачивания. Основным отличием выщелачивания от флотации является более точный и определенный выбор величин  $k$  для различных фракций и обеспечение тем самым при достаточно большом времени выщелачивания высокого извлечения при допустимом качестве продуктов выщелачивания без использования схемных решений. Так, в частности, происходит при кучном выщелачивании, хотя и там специальными режимами последовательного выщелачивания кучи и их промывки реализуют по существу технологические схемы.

Так что и при выщелачивании следует добиваться хороших фракционных характеристик.

#### **Грохоты и гидроциклоны**

Грохоты как аппараты для обогащения обладают сепарационной характеристикой, непосредственно связанной с вероятностью прохождения зерен через сито. Известно, что эта вероятность стремится к нулю при приближении размера зерна к размеру ячейки сита.

Кривые разделения для минусового и плюсового классов будут пересекаться при  $d_{гр} < d_c$ . Это известный факт, что граничная крупность разделения всегда меньше размера ячейки квадратного сита.

Вопросы:

1. Что такое идеальная сепарационная характеристика?
2. Чем идеальная сепарационная характеристика отличается от реальной?
3. Что такое граница разделения?

### **Лекция 9, 10, 11. Общая структура схем обогащения**

**Технологические классы крупности.**

**Общая схема обогащения руды.**

**Машинные классы крупности.**

**Варианты характеристик раскрытия руды и схем обогащения.**

**Расчет выходов породы и концентратов.**

**Современные разработки схем по принципу: «не обогащать ничего лишнего».**

#### **ОБЩАЯ СТРУКТУРА СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ**

##### **Технологические классы крупности**

Для построения общей схемы обогащения, вытекающей из сущности раскрытия фаз, построим зависимости  $P_n$ ,  $P_m$  и  $P_{ср}$  от крупности кусков руды.

Известно, что каждая руда требует индивидуального подхода при разработке технологической схемы обогащения. Несмотря на наличие информации любой полноты, обязательными являются испытания на обогатимость и разработка конкретной для исследуемой руды схемы обогащения. В итоге обогатительные фабрики имеют самые различные схемы разделения, хотя сущность механического обогащения можно свести к общей сжатой формуле «раскрытие – разделение минералов».

Применительно к этой формуле известен знаменитый принцип Чечотта: «Не дробить ничего лишнего!», однако этот принцип распространяется только на первую часть формулы. Логично продолжить его и произнести: «И не обогащать ничего лишнего!» Эти два принципа естественным образом связаны, но если при невыполнении первого расходуется дополнительная энергия, то невыполнение второго приводит к существенно большим затратам на разделение: усложнению схем, снижению качества концентратов, повышению расхода вспомогательных материалов.

В процессе горных работ происходит разубоживание руды, измеряемое величинами 5-20 %. Поэтому в схемах обогащения должен быть цикл, позволяющий убирать эту породу в максимально большой крупности. Перевод одного куска крупностью 100 мм в куски флотационной крупности 0,1 мм увеличивает число необходимых актов разделения в  $10^9$  раз, что неизбежно приводит к снижению качества разделения, увеличению затрат не только на подготовительные, но и на заключительные операции. Перевод кусков большой крупности в пылевидные частицы увеличивает экологический вред, связанный с технологией обогащения. Возможны случаи прямого технологического влияния вывода или невывода части минералов в предыдущих циклах обогащения. Известно отрицательное влияние бетона, разубоживающего руду при подземной добыче, на последующую флотацию этой руды. Так как разубоживание руды – величина весьма изменчивая как по величине, так и по вещественному составу, его следует учитывать при разработке схем обогащения.

Рассмотрим общую структуру технологических схем обогащения полезных ископаемых на основе формулы «раскрытие – обогащение минералов».

Обозначим  $d_T$  – наибольшие по размеру куски, подлежащие обогащению, предопределяемые технологическими возможностями обогатительного оборудования (предельная техническая или экономическая крупность обогащения);  $d_{п}$  – размер кусков, при котором начинает раскрываться порода;  $d_{з\ max}$  и  $d_{з\ min}$  – размер максимальных и минимальных зерен полезного минерала;  $d_{1cp}$  – граница преобладания рядовых сростков;  $d_{2cp}$  – граница преобладания богатых сростков;  $d_{пред}$  – предельная наименьшая техническая или экономическая крупность обогащения и доли этих технологических классов  $r_1-r_6$ . В итоге получим основу для построения схемы обогащения руды.

Следовательно, любая руда в общем случае представлена классами крупности, существенно отличающимися друг от друга и требующими различных подходов к их разделению.

*Первый класс* –  $d_T + d_{п}$  – состоит из сростков – кусков руды С1 и разубоживающей породы П1.

*Второй класс* –  $d_{п} + d_{з\ max}$  – состоит из бедных сростков и кусков руды С2, разубоживающей и раскрытой породы П2.

*Третий класс* –  $d_{з\ max} + d_{1cp}$  – состоит из вскрытых зерен полезного минерала К1, бедных сростков С3, разубоживающей и раскрытой породы П3.

*Четвертый класс* –  $d_{1cp} + d_{2cp}$  – состоит из вскрытых зерен полезного минерала К2, рядовых сростков С4, разубоживающей и раскрытой породы П4.

*Пятый класс* –  $d_{2cp} + d_{пред}$  – состоит из вскрытых зерен полезного минерала К3, богатых сростков С5, разубоживающей и раскрытой породы П5.

*Шестой класс* –  $d_{пред}$  – состоит из вскрытых зерен полезного минерала и породы и богатых сростков – необогащаемый класс НК.

Назовем эти классы *технологическими*.

#### **Общая схема обогащения руды**

Под терминами «дробление» понимаем любое уменьшение размера кусков, а «грохочение» – любое разделение на классы крупности.

Общая схема обогащения должна состоять из пяти стадий. В каждой стадии выделяется один из указанных классов крупности и удаляется необогащаемый мелкий

класс. Введем следующие обозначения:

Д. – любая операция изменения крупности (дробление, измельчение);

Г. – любая операция разделения руды на классы крупности (грохочение, классификация);

О. – любая операция обогащения – разделения материала по выбранному разделительному признаку;

П1 – П5 – порода или хвосты различной крупности;

К1 – К3 – концентраты различной крупности;

С1 – С5 – сростки, выделяемые в операциях обогащения на каждой из стадий;

НК – необогащаемый класс (в частности, шламы).

В первой стадии выделяется крупная разубоживающая порода. Крупность  $d_r$ , как правило, должна быть максимально большая, а разделительный признак должен позволять различать рудные куски и куски пустой, разубоживающей породы, например плотность кусков. Во второй стадии выделяется крупная порода, если она раскрывается раньше, чем раскрывается полезный минерал. Размер начала раскрытия  $d_n$  определяется величиной  $d_{3 \min}$  и равен  $d_n = d_{3 \min} \cdot \sqrt[3]{n+1}$  (здесь  $n$  – отношение объемных долей породы и минерала) и, если  $d_{3 \min}$  мало, то размер  $d_n$  может быть меньше  $d_{3 \max}$ , тогда вторая стадия исчезнет. Во второй стадии, кроме разубоживающей, выделяется раскрытая породная фаза, и, хотя рудные куски еще близки по своим свойствам к породным, разделительный признак может быть другим, отличным от разделительного признака первого цикла. Различия по плотности уже могут быть недостаточными, и разделительным признаком могут быть различия во флуоресцентном рентгеновском излучении кусков, поглотительной способности нейтронов и т. п.

При высокой селективности разрушения минералов и породы весь класс –  $d_n + d_{3 \max}$  можно отнести к породе. Так происходит при обогащении асбеста.

После дробления до  $d_{3 \max}$  обогащение следует проводить с получением трех продуктов.

В третьей стадии следует разделить пустую породу, богатый крупнозернистый концентрат и бедные сростки. Эта стадия широко известна как «медная головка» при обогащении медных руд, выделении крупных классов асбеста, слюды, драгоценных камней и т. п.

Так как бедные сростки по своим свойствам близки к породным кускам, то выделение породы в этой стадии может быть аналогично ее выделению во второй стадии.

В четвертой стадии следует разделять породу, среднезернистый концентрат и рядовые сростки. В этой стадии возможно присоединение породы к сросткам или концентрата к сросткам.

В пятой стадии разделяют породу и мелкозернистый концентрат, объединенный с богатыми сростками.

Необогащаемый класс НК полезно выделять в каждой из стадий обогащения, так как мелкие классы (шламы) затрудняют процессы дробления, грохочения и обогащения любого класса.

Такое строение схемы имеют фабрики, обогащающие алмазы, асбестовые, хромитовые, оловянные, сурьмяные, бериллиевые и флюоритовые руды.

Однако другие фабрики имеют схемы, даже приблизительно не укладывающиеся в эту. Очевидно, зависимости, характеризующие руду, могут измениться настолько сильно, что построение схемы из пяти стадий становится нецелесообразным.

### **Машинные классы крупности**

Обогатительные машины создают для вполне определенных классов крупности. Ограничения по использованию машины по крупности могут быть двухсторонними и односторонними.

Так, двухсторонние ограничения обычно имеют рентгеноспектральные и оптические сепараторы, отсадочные машины, магнитные сепараторы для сухого обогащения,

электрические сепараторы.

Односторонние ограничения имеют грохоты, классификаторы, гидроциклоны, флотомашинны, шлюзы, концентрационные столы, магнитные сепараторы для мокрого обогащения и другие аппараты, однако в связи с существованием необогатимых мелких классов ограничения и для этих аппаратов являются двухсторонними.

Уже поэтому обогащение какого-либо одного технологического класса не может быть выполнено в одном обогатительном аппарате, и технологический класс приходится делить на несколько машинных.

Однако если технологический класс содержит раскрытые зерна минералов и существует машина для обогащения руды в этом диапазоне крупности, это не значит, что они могут быть выделены в одном обогатительном аппарате. На возможности разделения влияют условия перемещения минеральных частиц в аппаратах. Поэтому технологические классы могут быть дополнительно разделены на машинные классы, найденные с учетом этих условий.

1. Если используются аппараты, разделяющие зерна по скорости их падения в средах разделения, то следует рассчитать и учесть коэффициент равнопадаемости:

$$e = \frac{d_1}{d_2} = \frac{Re_1}{Re_2},$$

где  $d_1$  – размер зерна легкого минерала;  $d_2$  – размер зерна тяжелого минерала, равнопадающего с легким.

Тогда, если  $e=2$ , то нельзя обогащать класс, например -20+5 мм, а его следует разделить на машинные классы: -20+10 и -10+5 мм.

В частности, несколько упрощенно коэффициент равнопадаемости рассчитывается по формулам:

- для турбулентного режима

$$e_T = \frac{\rho_2 - \Delta}{\rho_1 - \Delta};$$

- для ламинарного режима  $e_L = \sqrt{e_T}$ ;

- для переходного режима  $e_n = \sqrt[3]{e_T^2}$ .

Здесь  $\Delta$  – плотность среды разделения;  $\rho_2$  и  $\rho_1$  – плотность тяжелого и легкого минералов.

В связи с расслоением утяжелителя в тяжелосредном гидроциклоне по плотности и крупности нижний предел крупности обогащаемого в тяжелом гидроциклоне материала

$$d_{\min} = d_{yT} \cdot \sqrt{\frac{\rho_{yT} - \rho_{ж}}{\rho_{Гр} - \rho_{ж}}}.$$

Здесь  $d_{yT}$  – средний размер зерен утяжелителя, уходящих в слив,  $\rho_{yT}$ ,  $\rho_{ж}$  и  $\rho_{Гр}$  – плотность утяжелителя, жидкой фазы и границы разделения.

2. Если используются магнитные силы, то разделение на машинные классы следует проводить, используя понятие равнопритягиваемости. С использованием этого понятия А.П. Квесков получил формулу допустимой разницы в размерах частиц, подвергающихся сухой магнитной сепарации:

$$d_1 - d_2 = 0,73 S \lg \frac{\chi_{d_1}}{\chi_{d_2}}$$

Здесь  $S$  – шаг полюсов, м;  $\chi_{d_1}$   $\chi_{d_2}$  – удельные магнитные восприимчивости минералов 1 и 2;  $d_1$  и  $d_2$  – размеры зерен минералов, м.

Практическое правило для магнитного обогащения: классы крупности должны иметь пределы

$$\frac{d_1}{d_2} \approx 3.$$

Обесшламливание и обеспыливание при магнитных методах обогащения ведут по классам -5 мкм (сильномагнитные руды) или -10 мкм (слабомагнитные руды).

Выделение породы на магнитообогатительных фабриках предусматривают в пять стадий (в общей схеме обогащения три).

3. Существуют явно не сформулированные допустимые границы обогащаемых классов и в других обогатительных аппаратах (при разделении по крупности, электрической сепарации, флотации, выщелачивании). Эти границы устанавливаются экспериментально.

Таким образом, исходя из конструктивных особенностей аппаратов и технологических особенностей процессов разделения, технологические классы могут быть дополнительно разделены на машинные, а выбор границ выделения концентратов различной крупности (К1, К2, К3) и породы может быть предопределен именно этими особенностями.

Если нет каких-либо из вышеперечисленных ограничений, назначить границы технологических (и машинных) классов для крупности выделения зерен минерала можно приблизительно так:

$$\begin{aligned} d_{1\text{cp}} &= 0,5d_{3\text{max}}; \\ d_{2\text{cp}} &= 0,25d_{3\text{max}}. \end{aligned}$$

При этих границах раскрытие минерала будет соответственно 0,125 и 0,425, т. е. в виде крупнозернистого концентрата можно извлечь 12,5 % и в виде среднезернистого 30 % извлекаемого минерала. Эти цифры могут существенно измениться при селективном разрушении руды.

### **Варианты характеристик раскрытия руды и схем обогащения**

Возможны следующие два варианта характеристик руды, существенно меняющих общий вид схемы.

*Первый* – руда раскрыта во всех классах. Сростки отсутствуют. Такую руду, очевидно, дробить нет смысла, поэтому из общей схемы исключаются прежде всего циклы дробления. Границы классов также меняют свое значение. В принципе, такую руду можно разделить в одной стадии, однако по техническим соображениям и такую руду для обогащения делят на машинные классы:  $-d_T + d_1$ ;  $-d_1 + d_2$ ;  $-d_2 + d_{\text{пред}}$ ;  $-d_{\text{пред}}$ .

*Второй* - руда имеет минимальный размер зерен  $d_{3\text{min}}$  настолько малым, что рассчитываемый по нему размер начала раскрытия породы  $d_n$  становится меньше максимальных зерен минерала, т. е. начала раскрытия минерала. В пределе  $d_n$  стремится к нулю. В этом случае из общей схемы исчезает вторая стадия, в которой извлекается порода, если она начинает раскрываться раньше, чем минерал. Граница между рядовыми и богатыми сростками смещается резко влево, и четвертый класс становится очень близким по крупности с пятым. Так как выделение трех продуктов в классах малой крупности становится проблематичным, появляются три подварианта схем.

*А. Свойства сростков по величине разделительного признака приближаются к свойствам кусков породы.* С целью исключения потерь минерала с породой ее не выделяют и при этом переизмельчают. Такие схемы характерны для обогащения руд цветных металлов, барита, серы.

*Б. Свойства сростков по величине разделительного признака приближаются к свойствам кусков минерала.* В этом случае выделяют в каждой стадии породу, переизмельчая при этом полезный минерал.

Такие схемы характерны для обогащения магнетитовых, маргито-гематитовых руд, гранита (при получении полевошпатово-кварцевого концентрата), каолина, кварца, талька.

В. Если сродки по величине разделительного признака позволяют их выделять в самостоятельный продукт, то схема весьма приближается к общей. При стремлении достичь наибольшего извлечения не выделяют неизвлекаемый класс.

Такие схемы характерны для обогащения коренных руд золота и алмазов, титана, нефелиновых, вольфрамовых, шеелитовых и редкоземельных руд.

Наличие *нескольких выделяемых минералов* приводит либо к получению в каждой стадии коллективных концентратов с последующим их разделением, либо к селективному их выделению в каждой стадии.

Построение схемы обогащения на основе характеристик раскрытия позволит выполнить оба требования: не дробить и не обогащать ничего лишнего.

Если выбрана схема с необоснованным числом стадий обогащения, принцип: **не обогащать ничего лишнего** – будет нарушен.

После принятия решения и строительства обогатительной фабрики изменить схему значительно труднее. Только под давлением неблагоприятного влияния малого числа стадий обогащения в действующую схему вводятся изменения. Так, на Зырянской ОФ было введено обогащение в тяжелых средах, на многих флотационных фабриках используют обогащение между стадиями измельчения. При этом на фабриках ведется постоянная борьба с переизмельчением, хотя такого явления при схеме, состоящей из пяти стадий с выводом необогащаемого класса, не должно быть.

Если по полученным характеристикам раскрытия и гранулометрического состава строится начиная с класса  $-d_{\tau} + d_{\pi}$  общая схема, состоящая из пяти стадий обогащения, то она обеспечивает соблюдение принципов: не дробить и не обогащать ничего лишнего. Дальнейший анализ конкретных данных на основе возможных разделительных признаков приведет к исключению отдельных стадий, введению дополнительных машинных классов и т. п., но это будет ясное и целенаправленное изменение общей целесообразной схемы по техническим и экономическим причинам.

### Расчет выходов породы и концентратов

Если известны  $P_{ij}$  и  $r_i$ , то выход фракции  $j$  в крупности  $i$

$$\gamma_{ji} = P_{ji} r_i.$$

После удаления из крупного класса породы П1 оставшийся продукт додрабливают до  $d_{\pi}$  и находят раскрытие класса  $-d_{\pi} + d_{3 \max}$ . После удаления из этого класса породы П2 оставшийся продукт додрабливают до  $d_{3 \max}$  и находят раскрытие класса  $+d_{3 \max} - d_{1 \text{ ср}}$ , удаляют из него породу П3 и концентрат К1 и т. д.

После дробления  $j$  фракции в крупном классе  $r_1$  величина доли других классов изменяется

$$r'_i = r_i + P_{ji} r_1 \frac{r_i}{\sum_{i=2} r_i};$$

после дробления класса  $r'_2$

$$r''_i = r'_i + P_{ji} r'_2 \frac{r'_i}{\sum_{i=3} r'_i};$$

после дробления класса  $r''_3$

$$r'''_i = r''_i + P_{ji} r''_3 \frac{r''_i}{\sum_{i=4} r''_i}$$

и т. д.

Расчет выходов породы и концентрата по приведенным формулам соответствует идеальному разделению.

Вопросы:

1. Что такое технологические классы крупности?
2. Сколько стадий входит в общую схему обогащения руды?
3. Что такое машинные классы крупности?
4. Какие вы знаете варианты характеристик раскрытия руды и схем обогащения?
5. Как производится расчет выходов породы и концентратов?

## **Лекция 12. Выбор технологической схемы разделения**

**Крупность кусков и выбор разделительного признака.**

**Составление вариантов технологических схем.**

**Оценки удельных капитальных и эксплуатационных затрат отдельных операций обогащения.**

**Сравнение вариантов технологических схем**

### **ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ РАЗДЕЛЕНИЯ**

#### **Крупность кусков и выбор разделительного признака**

Известно, что различные разделительные признаки эффективнее всего использовать в определенных диапазонах крупности кусков руды. Причиной этого являются, прежде всего, возможности сил, используемых в разделительных процессах, а также конструктивные особенности и производительность разделительных аппаратов.

При построении схем обогащения мы всегда сталкиваемся с весьма небогатым выбором возможных разделительных признаков в каждом из возможных классов крупности.

Особо следует выделить такие разделительные признаки, как крупность и растворимость. Различия в крупности и растворимости можно использовать при любой крупности кусков.

#### **Составление вариантов технологических схем**

Начальный этап разработки технологических схем состоит в выделении технологических классов и выборе для каждого из пяти обогащаемых классов разделительных признаков.

Так как для разделения в каждом технологическом классе могут быть выбраны 2-3 разделительных признака, то теоретически для каждой руды возможно составить 32-243 варианта схем. Однако это не так, и в каждом технологическом классе выбор может быть предопределен, что приводит в реальной ситуации к ограниченному числу вариантов технологических схем. На выбор пути решения задачи кроме технологических могут влиять и технические ограничения, связанные с отсутствием для реализации разделительного признака аппарата. Так, например, отсадка крупнокусковых руд технически не решена. В связи с отсутствием электрических сепараторов большой производительности редко рассматривают в качестве реального варианта обогащения электрическую сепарацию и т. п. Опыт эксплуатации фабрик мира на аналогичных рудах приводит к предпочтительному выбору апробированных путей решения задачи.

Все это немаловажно, но следует помнить, что выбранное на этом этапе решение будет трудно исправить в последующем, поэтому составлять технологическую схему следует, руководствуясь принципами:

- 1) предусмотреть обогащение всех пяти технологических классов;
- 2) при наличии трудностей технической реализации найти варианты их преодоления, изучив возможности всех процессов;
- 3) учитывать в каждом технологическом классе выделение максимально возможного числа концентратов, в т. ч. из минералов породы;

4) в максимально большем числе стадий использовать сухие методы обогащения, так как они более экономичны и экологичны (очистка воздуха более проста, чем очистка воды);

5) нужно всегда стремиться к минимизации:

- объема и глубины измельчения;

- объемов фильтрации и сушки;

- объема хвостов в целом;

- из обогатительных процессов – флотации, так как с нею связаны многие дорогостоящие заключительные процессы;

б) целесообразно включать:

- операции породовыборки и сортировки;

- операции обогащения крупных классов гравитационными способами;

- сухое складирование хвостов, в том числе отдельно по классам крупности с возможной реализацией, учитывающей потенциальную ценность руды (хвостов), либо с возможной последующей переработкой. Так, с появлением центробежных сепараторов появилась возможность извлекать платину из лежалых пирротиновых хвостов Норильского комбината.

### **Общие правила формирования схем**

В технической литературе, связанной с обогащением минерального сырья всегда найдутся разного рода рекомендации по формированию схем. Выделим наиболее общие из них.

1. Не дробить ничего лишнего.

1.1. Каждой операции дробления должна предшествовать операция предварительного грохочения. Исключение может составить первая стадия дробления.

1.2. Операция поверочного грохочения может применяться только в последней стадии дробления.

На стадийное дробление и измельчение на железорудных фабриках расходуется 60-75 % энергопотребления фабрики. Поэтому появились правила:

- снижать крупность дробленной руды. Увеличение энергозатрат на 1 кВт. ч/т в дроблении с целью снижения крупности руды дает экономию при измельчении 3-4 кВт. ч/т;

- замена гидроциклонов и классификаторов грохотами в замкнутых циклах измельчения с шаровыми мельницами снижает расход электроэнергии на 25 % и увеличивает производительность на 30 %;

- преддробление руды перед самоизмельчением обеспечивает экономию электроэнергии;

- следует применять сухую магнитную сепарацию всей мелкодробленной руды.

2. Не обогащать ничего лишнего.

2.1. Затраты всегда находятся в обратной зависимости от крупности обогащаемого сырья.

2.\* Извлекать полезный минерал в окончательный концентрат и удалять пустую породу в хвосты следует по возможности в крупном виде (не дробить ничего лишнего).

«Необходимо на более ранних стадиях обогащения выделять максимально возможное количество хвостов и обеспечить стадийное получение готовых концентратов».

2.2. Чем более неравномерна по крупности выделений вкрапленность полезного минерала, и чем он больше шламуется при измельчении, тем больше оснований для применения стадийного обогащения.

2.3. Сухие процессы экономичнее мокрых.

2.4. Концентраты разного качества, получаемые на разных стадиях обогащения, выпускать экономичнее, чем одного качества (теория двух концентратов):

- суперконцентраты, состоящие из частиц извлекаемого минерала с относительным

выходом (от концентрата) 30-40 %;

- рядовые концентраты, содержащие богатые сростки с относительным выходом 70-60 %.

Такой подход может быть экономически выгодным, так как суперконцентраты могут иметь более высокую цену, чем рядовые, а исключение операций раскрытия богатых сростков может снизить себестоимость переработки.

3. Схема обогащения должна соответствовать качеству разделения в аппарате.

3.1. Чем хуже сепарационная характеристика аппарата, тем сложнее схема. Плохая сепарационная характеристика разделительного аппарата улучшается использованием схемы, состоящей из нескольких таких аппаратов.

4. Минимизировать подготовительные и вспомогательные процессы.

Более 50 % капитальных вложений и эксплуатационных затрат не зависят от метода обогащения угля. Это затраты на прием и складирование угля и продуктов обогащения, предварительную подготовку к обогащению, внутрифабричный транспорт.

### **Оценки удельных капитальных и эксплуатационных затрат отдельных операций обогащения**

Обогащение какой-либо руды может быть выполнено по разным технологическим схемам с использованием различных технологических аппаратов. Очевидно, что уже на самых первых этапах разработки технологической схемы обогащения приходится делать предварительные оценки экономической эффективности возможных решений. Многое подсказывает «мировой» опыт переработки аналогичных руд, но для конкретной руды следует выполнить оценки решений, отличающиеся от известных хотя бы потому, что техника переработки руд непрерывно совершенствуется.

Начнем с самых укрупненных обобщений.

I. Капитальные и годовые эксплуатационные затраты относятся примерно, как 2:1.

II. Стоимость оборудования, строительных и монтажных работ в структуре капитальных затрат относятся примерно, как 1:1:0,25.

III. Затраты на подготовительные, основные (включая измельчение) и заключительные операции относятся примерно, как 1:2:1.

Естественно, использование наиболее дорогих операций, таких, как обжиг, сушка и т. п., может заметно изменить эти пропорции.

### **Сравнение вариантов технологических схем**

Сравнивать варианты технологических схем следует на основе сопоставления возможных капитальных и эксплуатационных затрат на обогащение.

Глубина, детальность и достоверность экономических расчетов не остаются неизменными. Они должны увеличиваться по мере углубления технологических исследований. Это предопределяет дифференцированный подход к методам расчета. При наличии данных лишь лабораторных исследований руды предварительные расчеты могут базироваться на усредненных экономических показателях, характеризующих отдельные процессы, и на лучших достигнутых показателях технологии. На стадии полупромышленных испытаний расчеты должны базироваться на нормативных данных и фактических данных фабрики - аналога.

Для предварительной экономической оценки при выборе схемы следует найти относительные удельные капитальные затраты:

$$K = \sum_i K_i \gamma_i$$

и относительные удельные эксплуатационные затраты:

$$\Theta = \sum_i \Theta_i \gamma_i$$

где  $\gamma_i$  – выход (доля) продукта, поступающего в  $i$ -ю технологическую операцию;  $K_i$  – относительные удельные капитальные затраты для отдельных операций, принимаемые по

таблицам;  $C_i$  – относительные удельные эксплуатационные затраты для отдельных операций,.

Сравнение вариантов схем основывается на сопоставлении приведенных затрат:

$$Z = \mathcal{E} + E_n K,$$

где  $E_n$  – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений.

При различной стоимости конечных продуктов нужно относительные величины  $\mathcal{E}$  и  $K$  переводить в абсолютные, в частности, по аналогии с действующими фабриками.

Так как при разных схемах обычно бывают различные показатели по извлечению, то следует сравнивать приведенные к извлечению затраты

$$Z = \frac{\mathcal{E}_1 + E_n K_1}{\xi_1} - \frac{\mathcal{E}_2 + E_n K_2}{\xi_2}.$$

Для многокомпонентной руды в знаменателе следует подставлять взвешенное по стоимости компонентов суммарное извлечение:

$$Z = \frac{\mathcal{E}_1 + E_n K_1}{\frac{\sum \xi_i C_i}{\sum C_i}} - \frac{\mathcal{E}_2 + E_n K_2}{\frac{\sum \xi_i C_i}{\sum C_i}}.$$

Так как процессы предварительного обогащения позволяют вывести породу в голове процесса, то можно оценить целесообразность их использования. Пусть приведенные затраты на разработанную схему без предварительного обогащения составляет  $Z_1$ , а с предварительным обогащением  $Z_2$ :

$$Z_2 = Z_{\text{по}} + Z_1(1 - \gamma_{\text{по}}),$$

где  $\gamma_{\text{по}}$  – выход породы в результате предварительного обогащения.

Из условия  $Z_2 = Z_1$  найдем минимально необходимый выход породы  $\gamma_{\text{по}}$ :

$$Z_1 = Z_{\text{по}} + Z_1(1 - \gamma_{\text{по}})$$

отсюда  $\gamma_{\text{по}} = \frac{Z_{\text{по}}}{Z_1}$ .

Метод прямых расчетов может дать относительно точный ответ на поставленные вопросы, но он связан с полными сметными расчетами и, по существу, обычно завершает работу по подготовке фабрики к строительству и эксплуатации. При этом многие варианты технологических решений уже отсечены на этапе разработки именно технологической схемы. Это отсечение целесообразно сопровождать предварительными расчетами капитальных и эксплуатационных затрат на основе формул и данных, позволяющих укрупненно оценивать роль тех или иных операций в формировании капитальных и эксплуатационных затрат.

Вопросы:

1. Как осуществляется выбор разделительного признака?
2. На основании чего происходит составление вариантов технологических схем?
3. Общая методика сравнения вариантов технологических схем?

### **Лекция 13, 14, 15. Изменчивость характеристик руд. Усреднение руд и управление качеством продукции**

**Причины изменчивости качества руды.**

**Технологические возможности управления качеством продукции на обогатительных фабриках.**

**Управление качеством продукции.**

**Оперативный расчет схем обогащения по результатам опробования.**

**ИЗМЕНЧИВОСТЬ ХАРАКТЕРИСТИК РУД.**

**Влияние изменчивости массовой доли извлекаемого компонента**

### **и других факторов на извлечение**

Любой технологический процесс должен быть настроен на переработку руды определенного состава. Изменение состава руды приводит к изменению показателей процессов обогащения.

Показано, что извлечение в процессах обогащения непосредственно связано с изменчивостью свойств перерабатываемой руды. Чем больше среднеквадратичное отклонение качества руды  $S_a$ , тем больше потери извлечения.

Это несколько упрощенное представление о влиянии изменчивости руды на потери извлечения. Следует учитывать спектральные характеристики этой изменчивости, т. е. скорость изменений.

### **Причины изменчивости качества руды**

Рудные минералы распределены в руде неравномерно.

Бедные руды характеризуются правосторонним асимметричным распределением массовой доли в точечных пробах, отобранных от достаточно большого рудного блока. Асимметрия распределений создается за счет появления участков руд с высокой массовой долей компонентов.

Снижение отрицательного влияния изменчивости свойств руды возможно путем усреднения и сортировки.

При распределениях массовой доли компонентов в пробах, близких к симметричным (уголь, бокситы), и сравнительно малой дисперсии качества целесообразно использование складов-смесителей.

При большой дисперсии качества (фосфориты) целесообразна крупнопорционная сортировка на условные сорта, внутрисортовое усреднение в сортовом складе-смесителе с последующей шихтовкой или отдельной переработкой сортов.

При существенно асимметричных распределениях целесообразна мелкопорционная сортировка с целью выделения богатых порций руды или порций пустой породы с последующей их подшихтовкой к руде или удалению в отвал.

Асимметрия распределения создается за счет включений пустых пород и некондиционных руд.

Распределения массовой доли компонентов в поступающей руде позволяют оценить долю руд различного качества, возможности же управления качеством как руды, так и продуктов обогащения можно оценить лишь рассматривая эти изменения во времени.

### **УСРЕДНЕНИЕ РУД И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ ПРОДУКЦИИ**

#### **Технологические возможности управления качеством продукции на обогатительных фабриках**

Показатели работы обогатительной фабрики постоянно меняются. Это связано с изменением состава и свойств, прежде всего, поступающей на обогащение руды.

Обеспечить постоянство всех характеристик руды во времени невозможно, так как свойства руды на различных участках одного и того же месторождения различны. Более того, они различны в пределах участка, разрабатываемого одной машиной (экскаватором, погрузчиком и т. п.). В итоге любая описывающая свойства руды величина представляет собою случайную функцию времени. Одной из важнейших характеристик является массовая доля извлекаемого компонента в руде  $\alpha$ .

С целью анализа ситуации разложим случайную величину  $\alpha(t)$  в ряд Фурье, т. е. представим ее как сумму синусоид с амплитудой  $A_i$ , частотой  $\omega_i$  и сдвигом фаз  $\varphi_i$ :

$$\alpha(t) = \sum_i A_{\omega_i} \cdot \sin(\omega_{\omega_i} t + \varphi_{\omega_i}).$$

Диапазон  $T_{\max} \div T_{\min}$  на фабриках велик. Выделим в этом диапазоне  $T_{\text{ср}}$  и  $T_{\text{упр}}$  – периоды, равные примерно 2 и 20 часам. Здесь  $T_{\text{ср}}$  – период сглаживания и  $T_{\text{упр}}$  – период управления. Изменения качества руды в трех зонах ( $T < T_{\text{ср}}$ ;  $T_{\text{ср}} \leq T < T_{\text{упр}}$  и  $T > T_{\text{упр}}$ ) по-разному сказываются на показателях работы фабрики.

В зоне I период изменения  $\alpha$  мал (меньше 2 часов), т. е. свойства руды меняются с большой скоростью. Вследствие наличия в технологической цепочке емкостей эти колебания сглаживаются, а руда усредняется. В итоге такие колебания свойств руды на показателях работы фабрики не сказываются. Назовем зону I зоной сглаживания или усреднения.

В зоне II период изменения  $\alpha$  велик (больше 20 часов), т. е. свойства руды меняются медленно. Это позволяет технологическому персоналу успеть предпринять управляющие воздействия таким образом, чтобы показатели работы фабрики остались приемлемыми: сохранить качество концентрата и оптимизировать извлечение. Назовем зону II зоной управления.

Наконец, существует зона III, в которой период изменения свойств руды превышает период изменений, сглаживаемых технологическим оборудованием, и в то же время недостаточно велик для того, чтобы технологический персонал успел предпринять управляющие воздействия. Изменения свойств руды в этой зоне III будут непосредственно сказываться на показателях работы фабрики.

Из изложенного следует вывод, что зона III на фабриках не должна существовать.

Этого можно добиться двумя путями:

- сблизить  $T_{сг}$  и  $T_{упр}$  настолько, чтобы они слились или даже изменили взаимное расположение;

- уменьшить амплитуду  $A_i$  в зоне III вплоть до нуля, или изменить период изменения величин, «передвинув» их в зону I или II.

Сблизить  $T_{сг}$  и  $T_{упр}$  можно, увеличивая емкость технологического оборудования, в котором руда перемешивается. Это возможно при наличии хорошо работающих усреднительных складов. Сблизить  $T_{сг}$  и  $T_{упр}$  можно, увеличивая скорость получения информации и принятия управленческих решений на фабриках. Это связано с внедрением автоматизированных систем аналитического контроля и систем управления технологическими процессами. Особенно эффективно такое сближение при внедрении датчиков непрерывного определения массовой доли в потоках руды, в т. ч. в пульпах.

Уменьшить амплитуду изменений качества руды в зоне III можно, либо уменьшая, либо увеличивая период этих изменений, переводя их тем самым либо в зону I, либо в зону II.

Уменьшение периода изменений возможно путем организации режима усреднения в имеющихся емкостях фабрики, например, в накопительных бункерах перед измельчением. Это достигается также эффективной работой усреднительных складов. Иногда это уменьшение можно создать путем перемешивания (изменения порядка следования) транспортных емкостей.

Увеличение периода изменений возможно путем организации процесса доставки руды на фабрику таким образом, чтобы поступали достаточно большие партии заданного состава. Для этого на предприятиях организуют специальные службы формирования потоков руды на фабрику.

### **Сглаживание колебаний и усреднение качества руды**

Технологические аппараты обладают некоторым объемом, который позволяет, вследствие перемешивания находящейся в них руды, сгладить высокочастотные изменения свойств руды (колебания с малым периодом). Возможности сглаживания функционально связаны с объемом.

Сглаживаются изменения свойств руды с периодом  $T_\alpha$ , не превышающим  $1,5 T_{об}$ :

$$T_\alpha \leq 1,5 T_{об} = 1,5 \cdot \frac{V}{Q}.$$

Постоянная времени объекта (аппарата)  $T_{об}$  равна отношению объема  $V$  к расходу материала  $Q$  ( $T_{об} = V/Q$ ).

Замыкание ряда аппаратов циркулирующими потоками позволяет рассматривать суммарный объем охватываемых циркулирующей связью аппаратов, как сглаживающий, что, естественно, увеличивает  $T_{об}$ .

Смешивание (перемешивание) руд связано с высокими энергетическими затратами. Так, если на бурение, экскавацию и транспортировку из карьера руды нужно затратить 2,5 – 3,5 кВт ч/т, то на хорошее перемешивание глинистого песка нужны затраты 12 – 15 кВт ч/т, а скального грунта 30 – 50 кВт ч/т. Поэтому непосредственное перемешивание руды использовать нецелесообразно.

Следует использовать различные технологии планирования добычи руды, формирование штабелей (их загрузкой и разгрузкой), подшихтовкой.

Усреднение – это специальное перемешивание руды в емкостях, усреднительных и накопительных складах и бункерах. Специальное перемешивание осуществляется путем сочетания систем загрузки и разгрузки этих емкостей. Распространены слоевая загрузка складов и разгрузка поперек загрузочных слоев и слоевая загрузка и последовательная разгрузка ячеек бункеров.

Установлено, что эффективность усреднения материала в бункерах обогатительных фабрик мало зависит от способа загрузки и разгрузки бункера и полностью определяется объемом нижней части параболоида выпуска (примерно 1/3 высоты загрузки бункера).

Эффективно усреднение руды при одновременном выпуске материала из нескольких точек на общий конвейер.

Большое распространение получили штабели отвального и хребтового типов, позволяющие эффективно смешивать большие объемы руды. Эти усреднительные склады используются также в качестве перегрузочных. Обычная их высота 8 – 12 м. При перемешивании руды в усреднительном штабеле достигается одновременное усреднение всех показателей, а именно по массовой доле, текстурным характеристикам и гранулометрическому составу.

Число слоев в штабеле в усреднительных складах может достигать нескольких сотен.

Необходимость организации системы стабилизации качества руды определяется изменчивостью качества и технологическими возможностями обогатительных фабрик.

Если фабрика настроена на переработку руды одного качества, то возможна только сортировка руды с последующим пропорциональным смешиванием. Сортировка может быть как крупнопорционной, так и мелкопорционной. При конвейерной доставке руды и складировании ее в штабелях перед отправкой на фабрику лучше всего складирование руды в штабели осуществлять по сортам и смешивание – при отгрузке на фабрику.

При железнодорожной и автомобильной доставке руды систему распределения руды по штабелям осуществляют разгрузкой отдельных порций руды в соответствующие штабели. При мелкопорционной сортировке целесообразно исключить из потока включения пустых пород, предотвращая их поступление на обогатительную фабрику.

Известно, что система стабилизации качества может быть построена и без использования усреднительных складов путем смешивания (организации подачи) транспортных емкостей при поступлении их на обогатительную фабрику. Так, на Костамукшском ГОКе планируются объемы добычи и распределения их на площади уступов. В соответствии с планом горных работ производится расстановка добычных экскаваторов и планирование суточных объемов добычи таким образом, чтобы обеспечивалась средняя массовая доля железа в добытой за смену руде.

Возможно активное усреднение, заключающееся в активном формировании партий руды с заданными свойствами:

- усреднение планированием добычи из разных забоев;
- усреднение подшихтовкой;
- усреднение путем объединения порций руды, находящихся в вагонетках, вагонах, с одинаковыми свойствами в одну партию.

В первых двух случаях необходимое качество руды обеспечивается расчетом необходимых масс, добываемых из того или иного забоя или добавляемых при подшихтовке.

В третьем случае партии формируются после опробования порций руды и расчета на этой основе требуемых партий.

Подача руды с массовой долей  $\alpha_1, \alpha_2 \dots \alpha_3$  из разных забоев осуществляется на основе планирования горных работ по данным опробования разрабатываемых участков.

С помощью системы спутниковой связи устанавливается положение ковша экскаватора в горизонтальной плоскости, которое совмещается с сортовым планом выемочного блока. При этом вычисляется массовая доля золота сначала в каждом ковше экскаватора, а затем и в каждом автосамосвале, после чего автосамосвалу задается маршрут движения к тому или иному складу.

Руда подается либо непосредственно на отгрузочный склад, либо на буферные склады *A* и *B*. При этом колебания массовой доли в поступающей руде большие. За счет использования емкостей буферных складов при разгрузке автосамосвалов эти колебания удается снизить. Руда с отгрузочного склада транспортируется железнодорожным транспортом, при этом управлением движением вагонов с контролем массовой доли в каждом думпкоре достигается дополнительное снижение колебаний массовой доли в руде, поступающей в приемный бункер. Наконец, усреднительные возможности технологической цепочки на обогатительной фабрике позволяют получить руду с очень малыми колебаниями массовой доли.

Коэффициент вариации массовой доли золота в руде при такой технологии управления качеством руды на входе в процесс обогащения составляет 0,5 %.

Другой вариант снижения частоты изменения свойств руды (увеличения периода изменения качества руды) реализован при добыче фосфоритов. Качество руды в автосамосвале определяется по плотности руды и ее естественной радиоактивности. Посамосвальная радиометрическая сортировка позволяет разделить рудную массу на четыре класса массовой доли:  $P_2O_5 > 20\%$ ; 16-20 %; 12-16 % и  $<12\%$ . Кроме того, руда дополнительно сортируется и по вещественному составу, в том числе по массовой доле вредных примесей. При этом руда относится к одному из четырех технологических типов, складываемых и перерабатываемых отдельно.

При таком увеличении периода изменения качества руды на фабрике успевают предпринять управляющие воздействия.

#### **Управление качеством продукции**

Управление качеством продукции реализуется с помощью систем контроля и регулирования.

На горно-обогатительных комбинатах и обогатительных фабриках получают, обрабатывают и используют большое количество информации. С появлением компьютеров, современных программных средств и систем связи появилась возможность оперативного использования поступающей информации и решения задач управления технологическими процессами и предприятием в целом.

Современная структура информационной системы предприятия содержит пять уровней (снизу вверх от технологического процесса):

1. I/O – ввод /вывод, т. е. измерения и ввод в систему показателей процесса и вывод из системы команд исполнительным механизмам. (Input/Output).
2. Control – непосредственное управление технологическим процессом (Control Level – простое управление).
3. SCADA – сбор данных и диспетчерское (оперативное) управление (Supervisory Control and Data Acquisition).
4. MES – система исполнения производства (Manufacturing Execution Systems).
5. MRP – планирование ресурсов производства (Manufacturing Resource Planning).

Для реализации ввода/вывода и простого управления в настоящее время

используются промышленные контроллеры PLC (Programmable Logic Controller). Это специализированные вычислительные устройства, предназначенные для приема аналоговых сигналов тока и напряжения, вырабатываемых датчиками, установленными на технологическом объекте. Обычно это сигналы в диапазоне  $\pm 10$  В или  $\pm 5$  мА, или дискретные сигналы, в том числе данные ручного ввода, например результаты опробования.

Контроллер преобразует эти сигналы в цифровую форму, которую воспринимает процессор, установленный в контроллере. В этом процессоре нет механически перемещающихся частей, а память реализуется на флэш-дисках, содержащих микросхемы памяти, емкость которых может достигать до 3,5 Гбайт. Это позволяет использовать контроллеры непосредственно в цехах.

В процессор контроллера встраивается операционная система, а прикладные программы разрабатываются на традиционных языках, например Фортран, но чаще система сопровождается специализированным графическим либо текстовым языком. В результате контроллеры могут выполнять разнообразные вычислительные и логические процедуры и осуществлять таким образом простое управление процессом, выдавая исполнительным механизмам аналоговые или дискретные сигналы. Роль контроллера может выполнять и промышленный компьютер.

Уровень SCADA реализуется на промышленных компьютерах. На этом уровне выполняются:

- сбор данных с контроллерного уровня;
- обработка данных;
- отображение технологического процесса в виде мнемосхем;
- сигнализация об аварийных ситуациях;
- общее управление процессом оператором-технологом.

Для выполнения этих задач создается специальное программное обеспечение, в том числе на основе моделей технологических процессов обогащения. По существу SCADA реализует человеко-машинное управление технологическим процессом.

Универсальные пакеты прикладных программ операторских пунктов технологических процессов (SCADA – программ: Genesis; SIMATIC Win CC; Trace Mode и т. п.). позволяют с помощью простых правил и инструкций создать на базе компьютера конкретную систему контроля и управления технологическим процессом человеком-оператором. При этом формируется мнемосхема и экранные формы отображения параметров и сигнализации состояния процесса.

Могут быть реализованы математические и логические алгоритмы управления.

Однако автоматические алгоритмы управления производственными процессами обогащения разработаны не достаточно.

Все большее признание находят логические алгоритмы, основной связью в которых является связь: «если... то». Эти связи позволяют создать «искусственный интеллект» – программную систему, имитирующую на компьютере мышление человека. Одним из вариантов являются экспертные системы, аккумулирующие знания специалистов и их эмпирический опыт. Такие системы под названием «Советчик флотатора» создавались еще в 60-х годах XX века, но не были реализованы из-за отсутствия технических средств, появившихся лишь к настоящему времени.

В настоящее время внедряются системы SCADA, имеющие возможности реализации достаточно современных алгоритмов управления, в т. ч. «искусственного интеллекта», но реально осуществляющие просто функции оперативного взаимодействия человека – оператора с технологическим процессом.

Уровень MRP, составляющий АСУП на предприятиях, обычно создается «сверху». Это автоматизация бухгалтерского учета, управление финансами, материально-техническим снабжением, организация документооборота, анализ производства, прогнозирование и т. п. Отдельные компьютеры, решающие те или иные задачи,

связываются в единую компьютерную сеть, связывающую воедино все данные о работе предприятия, и, наконец, эта сеть связывается с помощью системы MES с системами АСУ ТП, в частности SCADA, что позволяет решать задачи АСУП на основе реальных данных работы технологических процессов, предоставляемых в обработанном виде системами SCADA, а также вырабатывать задания системам АСУ ТП.

В итоге современные системы контроля и управления на обогатительных фабриках строятся по ярко выраженному иерархическому принципу. Этому способствуют современные возможности получения, учета, хранения и обработки информации. Общая иерархическая структура системы управления комбинатом представлена на рис. 15.11.

*Верхний уровень.* Весь комбинат охватывается корпоративной компьютерной сетью, объединяющей и связывающей информацию о работе комбината в целом (системы MRP и MES).

*Средний уровень.* Каждое подразделение (участок) снабжается диспетчерским (операторским) пунктом контроля и управления, обеспечивающим дистанционное и автоматическое управление машинами и транспортными механизмами (пуск и остановка), технологическое управление низовыми системами автоматизации (система SCADA).

*Нижний уровень.* В цехах размещаются по месту системы контроля и управления технологическими процессами на базе программируемых контроллеров. Непосредственно с рабочей средой технологических машин взаимодействуют датчики состояния и регулирующие органы, снабженные исполнительными механизмами (системы I/O и Control).

#### **Оперативный расчет схем обогащения по результатам опробования**

Наличие результатов опробования продуктов обогащения позволяет оперативно рассчитывать выхода всех продуктов и извлечения всех компонентов во все продукты технологической схемы.

Такая же потребность возникает при конструировании технологической схемы по результатам анализа продуктов обогащения после выполнения технологических опытов в лаборатории.

Существует машинный метод расчета схем – матричный метод.

Матричный метод расчета схем любой сложности по имеющимся значениям массовой доли в продуктах обогащения может быть формализован и решен с помощью стандартной процедуры обращения и перемножения матриц на персональном компьютере

#### **Нормирование потерь полезных компонентов на обогатительных фабриках**

Правила охраны недр при переработке минерального сырья, утвержденные Госгортехнадзором России 6 июня 2003 г., обязывают предприятия, осуществляющие первичную переработку получаемого ими из недр минерального сырья, обеспечить «наиболее полное использование продуктов и отходов переработки, содержащих полезные компоненты».

С этой целью для предприятий устанавливаются максимально допустимые содержания основных и попутных полезных компонентов в отходах переработки (нормативы потерь). Пересчет нормативов потерь производится при значительном изменении качества сырья или при существенном изменении экономических условий переработки. Нормированию подлежат потери на всех стадиях переработки.

Для действующего горно-обогатительного предприятия норматив извлечения  $\varepsilon^H$  (и потерь) определяется как функция вещественного состава сырья, допустимого случайного отклонения извлечения от достигнутого максимума и возможного прироста за счет внедрения новых технологических решений:

$$\varepsilon^H = \varepsilon^T - 2S_\varepsilon + \Delta\varepsilon_3,$$

где  $\varepsilon^T$  – технологически возможное извлечение в виде огибающей (максимальной) кривой обогатимости в зависимости от вещественного состава сырья в период расчета норматива потерь;

$S_\varepsilon$  – среднеквадратичное отклонение извлечения по периоду времени,

предшествующему периоду расчета норматива потерь;

$\Delta \varepsilon_3$  – величина прироста извлечения для набора организационно-технических мероприятий, обеспечивающих максимальный суммарный эффект.

В качестве норматива потерь принимается величина

$$100 - \varepsilon^H.$$

Нормирование потерь основывается на качественном контроле за состоянием технологического процесса и достаточном объеме научно-исследовательских работ по снижению потерь.

Нормируемыми потерями при переработке минерального сырья являются потери, зависящие от качества поступающего на переработку сырья, связанные с природным вещественным составом и принятой технологией переработки.

Устанавливаются проектные, текущие и перспективные нормативы потерь.

Проектные нормативы потерь устанавливаются при разработке проектов строительства (реконструкции) предприятия по номенклатуре основных и попутных компонентов, в утвержденных запасах, на основе экономических оценок вариантов добычи, рудоподготовки, обогащения, металлургической, химической переработки по каждому виду (разновидности) сырья. Проектный норматив потерь компонентов включается в состав проекта предприятия.

Текущие нормативы устанавливаются применительно к плановому составу перерабатываемого сырья, как правило, на пятилетний период или на 1 год по детализированной номенклатуре видов перерабатываемого сырья и продуктов переработки на действующих предприятиях.

При разработке мероприятий по совершенствованию технологического процесса или программы (проекта) реконструкции предприятия по переработке полезного ископаемого, обеспечивающей снижение потерь, разрабатываются перспективные нормативы потерь.

Нормированию подлежат все технологические виды потерь. Не подлежат, как правило, нормированию механические потери, в т. ч. и при транспортировании до потребителя. В общем случае допущенные механические потери по факту своего образования должны относиться к сверхнормативным потерям с применением за них экономических санкций. На всех предприятиях по переработке минерального сырья должны ежегодно разрабатываться и осуществляться меры по борьбе с механическими потерями.

Норматив потерь (извлечения) на действующем предприятии, как правило, не должен быть выше потерь (ниже извлечения), установленных проектом строительства (реконструкции) предприятия по переработке сырья, а также учитывать результаты последующих исследовательских работ по повышению извлечения полезных компонентов.

В отдельных случаях норматив потерь (извлечения) может быть выше (ниже) проектного на нормативный период освоения проектной мощности вновь построенного предприятия по переработке минерального сырья.

Основой установления нормативов являются:

- фактические технологические показатели работы предприятия;
- данные научно-исследовательских работ (исследования обогатимости), полупромышленных и промышленных испытаний по переработке отдельных промышленных типов (сортов) перерабатываемого сырья или их смесей;
- проекты строительства (реконструкции) предприятия, программы (проекты) реконструкции и технического перевооружения действующих предприятий на базе прогрессивной техники и технологии;
- плановые, проектные и прогнозные данные по качеству сырья, подлежащего переработке, результаты эксплуатационной разведки и геолого-технологического картирования.

Для действующих предприятий текущий базовый норматив  $\varepsilon^6$  складывается:

а) из технологически обусловленного (базового) извлечения, связанного с качеством поступающего на переработку сырья и принятой проектной технологией –  $\varepsilon^T$ ;

б) статистически определенного вероятного отклонения извлечения от максимально возможного для действующей технологии и вещественного состава перерабатываемого сырья ( $2S_\varepsilon$ ):

$$\varepsilon^b = \varepsilon^T - 2S_\varepsilon.$$

Соответственно базовый норматив потерь составит  $100 - \varepsilon^b$ .

Качество (стабильность) технологического процесса, достигнутое на действующем предприятии, непосредственным образом будет сказываться на величине  $\varepsilon^b$ . Чем больше разброс в показателях фабрики для одного и того же качества руды, тем меньший базовый норматив будет найден для нее.

Строгого технологического обоснования нахождения базового норматива по формуле  $\varepsilon^b = \varepsilon^T - 2S_\varepsilon$  нет. Это вызывает сомнения в обоснованности такого норматива извлечения. Считается, что такой базовый норматив слишком занижен, что позволяет предприятиям «законно» оправдывать недостаточно высокие показатели. Несколько сглаживает это добавка  $\Delta\varepsilon$ , для перспективного норматива, предполагающая увеличение извлечения (снижения потерь) при условии внедрения обоснованных технических решений по увеличению извлечения, но это не снимает необоснованности назначения норматива в целом.

Произвольность назначения базового норматива вычитанием  $2S_\varepsilon$  не изменяется при выборе любой другой величины (есть предложения вычитать  $1S_\varepsilon$ ), так как очевидно, что поле корреляции  $\varepsilon - \alpha$  предопределяется не только качеством работы технологического персонала, но и другими объективными причинами, среди которых выделяются такие, как производительность по исходному, состояние оборудования и изменение вещественного состава руды (в пределах сорта).

Поэтому более обоснованными являются предложения находить базовый норматив как функцию, включающую кроме  $\alpha$  и эти факторы. Так как проводить многомерную огибающую без разработки специальных методик затруднительно, предлагается получать уравнение множественной регрессии, сопровождающееся отбраковкой сильно отклоняющихся в меньшую сторону показателей работы опять-таки некоторым произвольным образом. Такая процедура усложняет расчеты, а в качестве норматива устанавливается фактическая линия регрессии с произвольно отбракованными сменами.

Предлагается следующий подход к установлению базового норматива извлечения.

Состояние оборудования вводить в явном виде в норматив нецелесообразно. Это значит, что при подготовке статистического массива и обработке показатели смен, проводимых с отклонениями от технологического регламента, следует *обоснованно* исключить. Это, в частности, смены, в которые производились остановки и пуски основного оборудования (неполные смены), смены, проведенные с зафиксированными в журналах нарушениями технологических режимов.

Очевидно, после этого следует выделить в массиве сомнительные данные. Обычно это видно по расположению точек на поле корреляции. Выделенные данные следует проверить по всем доступным первичным документам и, найдя ошибку (опisku и т.п.), исправить их. В случае невозможности такого исправления сомнительные данные следует исключить из рассмотрения, но приложить к расчету норматива с указанием причин исключения.

Учет влияния вещественного состава руды целесообразно осуществлять путем построения полей корреляции для искомого компонента с другими влияющими и получением аддитивной огибающей функции.

Вопросы:

1. Назовите причины изменчивости качества руды?
2. Основные возможности управления качеством продукции на обогатительных фабриках?

3. Для чего необходимо управление качеством продукции?
4. Как производится оперативный расчет схем обогащения по результатам опробования?