

**В.З.КОЗИН О.Н.ТИХОНОВ**

**ОПРОБОВАНИЕ,  
КОНТРОЛЬ  
И АВТОМАТИЗАЦИЯ  
ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ  
ПРОЦЕССОВ**

*Допущено Государственным комитетом СССР  
по народному образованию в качестве учебника  
для студентов вузов, обучающихся  
по специальности «Обогащение полезных  
ископаемых»*

\>БК 33.4  
К 59  
УДК 622.7.09(075.8)

Рецензенты: кафедра обогащения полезных ископаемых **Московского института** стали и сплавов; канд. техн. наук *В. З. Персиц*

Козин В. З., Тихонов О. Н.  
К 59 Опробование, контроль и автоматизация обогатительных процессов: Учеб. для вузов.— М.: Недра, 1990.— 343 с: ил.  
ISBN 5—247—00985—1

Освещены теория и практика опробования продуктов обогащения. Описаны способы, правила и системы отбора, транспортирования и обработки проб. Приведены примеры расчетов параметров опробования, технологического и товарного балансов. Рассмотрены конструкции преобразователей для измерения основных параметров обогатительных процессов, а также принципы построения автоматизированных систем управления процессами рудо-подготовки, гравитационного, магнитного и флотационного обогащения. Даны примеры схем автоматизации и расчетные параметры, имеющие самостоятельное практическое значение.

Для студентов горных и металлургических вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых».

2504000000—095  
К 043(01)-90 ~ 32°\_9°

” ” 00 ”  
Б Б К 3 3 4

ISBN 5—247—00985—1

© В. З. Козин, О. Н. Тихонов, 1990

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Опробование, контроль и автоматизация обогатительных процессов — один из курсов, завершающих подготовку инженера-обогаителя. Его изучение начинается после освоения всех технологических процессов обогатительных фабрик, поэтому значение опробования, контроля и автоматизации студенту к этому времени в основном ясно. Настоящий учебник составлен на основе последних теоретических разработок в области опробования и автоматизации обогатительных процессов, содержит примеры решения основных задач. В книге отражена практика опробования, контроля и автоматизации на обогатительных фабриках.

Содержание учебника многократно апробировано авторами при чтении соответствующего курса лекций в Свердловском и Ленинградском горных институтах, при проведении практических и лабораторных занятий, а также при курсовом проектировании.

При подготовке учебника авторами использован и обобщен опыт опробования, контроля и автоматизации обогатительных фабрик различных отраслей промышленности, учтена практика работы научно-исследовательских и проектных институтов, в особенности Механообра.

Гл. 1—5 учебника написаны В. З. Козиним, гл. 6—12 — О. Н. Тихоновым.

Все замечания и пожелания будут приняты авторами учебника с благодарностью.

## ВВЕДЕНИЕ

Опробование, контроль и автоматизация обогатительных процессов — синтетический курс, объединяемый, прежде всего, получением информации о состоянии технологических процессов на обогатительных фабриках и использованием ее для анализа состояния и его управления.

С опробованием, как методом получения информации о свойствах перерабатываемых масс, связан любой работник обогатительных фабрик. Количественная мера этих свойств, которую получают путем опробования, характеризует работу технологических аппаратов, отдельных рабочих и целых коллективов. Поэтому опробованию на фабриках отводится особое место. Отдельные группы работников фабрик, объединяемые в отдел технического контроля (ОТК), заняты только опробованием и обработкой его результатов. К этой группе работников примыкают сотрудники экспресс-лаборатории и в значительной мере группы АСУП. Наконец, оперативное опробование проводят технологи, ведущие процесс, и сотрудники исследовательских лабораторий. Только часть этого персонала (ОТК, экспресс-лаборатории и часть сотрудников цеха КИПиА) составляет от 5 до 10 % всего персонала фабрики. Результат деятельности всех этих сотрудников обогатительных фабрик — информация о составе, массах входных и выходных продуктов отдельных аппаратов, их соединений и всей фабрики, в том числе о поступающей руде и отгружаемых концентратах.

С развитием техники опробования, повышением ее производительности, снижением стоимости получения информации опробованием и увеличением возможностей ее оперативной обработки повышались требования к количеству и качеству этой информации. На современных обогатительных фабриках число проб составляет тысячи в сутки, а число элементо-определений может быть в 2—3 раза больше, доходя до 5—10 млн. элементо-определений в год.

Получение такой массы информации связано с большими капитальными и эксплуатационными затратами. То, что обогатительные фабрики идут на такие затраты (все увеличивающиеся), свидетельствует о важности опробования; его прямом влиянии на экономические результаты работы. Однако опробование само по себе весьма специфичный процесс получения объективной информации об опробуемых массах любой величины, состоящий в том, что эту информацию в итоге добывают, анализируя массу величиной 1 г и менее. Для того,

чтобы такая масса (например, 1 г) соответствовала массе, например, 1000 т, необходимо выполнение многих правил реализации отбора, подготовки и анализа проб. Очевидно, что произвольное уменьшение массы пробы в  $10^9$  раз не может привести к удовлетворительным результатам.

Решая конкретные задачи опробования, инженер должен иметь возможность проверить рекомендации ГОСТов либо инструкций, а в большинстве случаев должен обоснованно выбрать параметры опробования и рационально построить и провести этот процесс. Это возможно только тогда, когда формулы и методики позволяют полно учесть конкретные особенности рассматриваемого случая, являясь в то же время приемлемыми по трудоемкости их использования. Необходима логическая увязка всего процесса получения исходных данных, комплекса понятий и параметров опробования и методики выбора и расчета оборудования для отбора проб.

Современные возможности анализа вызвали бурное развитие средств отбора, транспортирования, обработки проб. Системы автоматической подготовки проб функционируют уже на многих обогатительных фабриках.

Современная вычислительная техника позволяет выполнять полные расчеты технологического и товарного балансов. Оперативность этих расчетов позволяет использовать результаты контроля процессов для управления ими. Однако возникли новые проблемы, связанные с оценкой погрешностей результатов. Наконец, появились и используются новые возможности повышения точности расчетов и анализа данных.

Естественный выход результатов опробования и контроля — управление качеством продуктов обогащения. Во-первых, это управление качеством входного потока сырья. На современных ГОКах такому управлению придается большое значение. Это — и планирование работы забоев, забойного оборудования, транспорта, создание усреднительных складов и планирование переработки руды.

Во-вторых, это управление качеством выпускаемой продукции путем выбора режимов переработки, формирования партий, усреднения концентратов. Современные комплексные системы управления качеством продукции завершают работу, начинающуюся отбором проб.

Автоматизация обогатительных процессов — высшая ступень получения и использования информации, обеспечивающая достижение поставленных целевых функций, а также облегчающая труд производственных рабочих, расширяющая их возможную зону обслуживания и, в итоге, повышающая производительность труда.

Основа систем автоматизации — автоматические системы регулирования (АСР) отдельными параметрами. На их основе

с использованием средств вычислительной техники на обогатительных фабриках созданы автоматизированные системы управления технологическими процессами (АСУТП). Обычно их внедрение обеспечивает повышение извлечения до 2—3 %, снижение расхода руды и вспомогательных материалов. Важнейшим результатом является также резкое изменение условий труда на фабриках.

Автоматизированные системы управления решают следующие основные задачи:

измерение параметров процесса и контроль состояния оборудования;

централизованный сбор и первичная обработка информации;

представление информации на устройствах отображения для оценки и ведения технологического процесса;

расчет технико-экономических показателей;

автоматическое и автоматизированное управление технологическими процессами.

При этом в зависимости от сложности и важности автоматизируемых процессов и объектов экономичными могут быть различные системы управления — от локальных АСР до человеко-машинных АСУТП, включая управление:

отдельным аппаратом (локальные АСР);

отдельными технологическими процессами (АСУТП дробления, флотации и т. д.);

технологическим процессом всей обогатительной фабрики (АСУТП фабрики);

производством фабрики, включая не только основные технологические операции рудоподготовки и обогащения, но и вспомогательные погрузочно-разгрузочные, транспортные, водооборотные и другие операции (АСУОТ — организационно-техническая АСУ);

всей производственно-хозяйственной деятельностью фабрики (интегрированная АСУ, связанная не только с ОФ, но и с производственным объединением, включающим ОФ).

В качестве измерительных технических средств используют разнообразные датчики и измерительные приборы, в качестве управляющих — локальные регуляторы, микропроцессоры, централизованные управляющие вычислительные машины (УВМ).

Для нижнего уровня управления с локальными автоматическими системами регулирования (АСР) принципиальная задача автоматизации — стабилизация на заданном значении  $y_0 = \text{const}$  выходной (регулируемой, управляемой, стабилизируемой) величины объекта автоматизации  $y(t)$  путем воздействия на входную (регулирующую, управляющую) величину  $x(t)$ .

Успешно внедрены локальные АСР, в которых стабилизируются:

заполнение материалом дробилок воздействием на производительность по руде;

плотность пульпы в циклах измельчения воздействием на расход добавляемой к пульпе воды;

уровень пульпы во флотационных машинах воздействием на расход отводимого камерного потока;

содержание железа в концентрате магнитных сепараторов воздействием на степень измельчения сырья перед сепарацией;

зольность угольного концентрата воздействием на плотность разделения;

влажность концентратов в разгрузке сушилок воздействием на подводимый к топке поток тепла.

Кроме входной  $x$  и выходной  $y$ , нужно назвать третий тип величин: возмущение  $z(t)$ , изменение которого (часто непредсказуемое) вызывает отклонение выходной величины  $y(t)$  от задания  $y_0$ . Величины типа  $x$  и  $z$  являются причинами, а типа  $y$  — их следствием.

Важная задача при создании АСР — выбор канала управления, т. е. входной  $x$  и выходной  $y$  величин для конкретного объекта. Этот выбор определяет специфику АСР вплоть до выбора технических управляющих (регулятор) и измерительных (датчик) средств.

Другая важная задача — нахождение количественных математических моделей, отражающих причинно-следственную связь между  $x$  и  $y$ . Используют статистические и динамические характеристики объекта, т. е. закономерности, связывающие входную  $x$  и выходную  $y$  величины в статических и переходных режимах.

Это необходимо для последующего выбора оптимального закона (алгоритма) управления, реализуемого регулятором АСР.

Критерий оптимальности управления для локальных стабилизирующих АСР нижнего уровня оценивает точность стабилизации, например:

минимизация среднего квадратического отклонения  $A^2$  стабилизируемой величины от задания  $A^2 = \int [y(t) - y_0]^2 dt$  в нормальных стационарных режимах;

максимизация быстродействия, т. е. наиболее быстрый переходный процесс величины  $y$  от бывшего задания  $y_0$  к неизменному новому  $y_0 + \Delta y_0$  (изменение задания возможно от оператора либо по команде от УВМ верхнего уровня управления).

Для некоторых объектов статическая характеристика имеет экстремальный вид  $y_0 = y_0 \pm k(x - x_0)^2$ . Здесь  $x_0$  и  $y_0$  — координаты экстремума;  $k$  — коэффициент кривизны аппроксимирующей параболы.

Примеры: 1. Зависимость производительности замкнутого цикла измельчения ( $y$ ) от заполнения мельницы рудой ( $x$ ). 2. Зависимость темпера-

туры в сушилке ( $y$ ) от соотношения топливо — воздух ( $x$ ). Принципиальной целью автоматизации здесь является поддержание  $y$  и  $x$  в окрестности точки экстремума ( $x_0, y_0$ ), которая может смещаться (дрейфовать) из-за возмущений ( $z$ ). Для таких объектов применяют автоматические системы экстремального управления.

При разработке, внедрении и эксплуатации АСР нижнего уровня в качестве кибернетической (управленческой) основы применяют классические принципы регулирования по возмущению и по отклонению и соответствующие методы определения статических и динамических характеристик объектов; здесь не требуется глубокого изучения технологических закономерностей обогащения полезных ископаемых. Наоборот, при создании верхних уровней автоматизации (АСУТП) требуется серьезный учет технологических задач и закономерностей — с деталями, касающимися фракционного состава сырья и сепарационных характеристик обогатительных аппаратов и технологических схем.

Современный этап автоматизации обогатительных процессов характеризуется массовым внедрением цифровых вычислительных машин и построения систем автоматизации на их основе. Подготовка и реализация этого этапа осуществлена трудами многих специалистов по автоматизации, но в особенности коллективов Механобра, НПО Цветметавтоматика, ВНИИАчермета, Гипроуглеавтоматизации, ВИАСМа, коллективов обогатительных фабрик всех отраслей промышленности. В настоящее время любая обогатительная фабрика оснащена многими системами автоматического измерения либо регулирования.

Инженер-обогадитель должен знать, как получают информацию автоматизированные и автоматические системы управления, как перерабатывают ее и принимают решения по управлению технологическими процессами. Он должен знать современную техническую базу и возможности систем опробования и автоматизации.

## Глава 1

### ОПРОБОВАНИЕ — СПОСОБ ПОЛУЧЕНИЯ ИНФОРМАЦИИ О СВОЙСТВАХ РУД И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

#### § 1.1. ОБЩАЯ СХЕМА ОПРОБОВАНИЯ

*Цель опробования* — получение количественной информации о свойствах некоторой массы руды либо продуктов обогащения. Наиболее распространенной характеристикой опробуемого массива является средняя массовая доля какого-либо компонента. Так как выполнить анализ всего массива невозможно, приходится отбирать пробу, измерять характеристики пробы и в последующем соотносить полученные результаты (числа) со средними характеристиками всего массива. В итоге формируется схема получения необходимой информации — опробование (рис. 1.1,а). Из опробуемого массива извлекается некоторое число точечных проб (обозначенных точками), из которых формируется объединенная проба, подвергаемая обработке — подготовке навески массы и крупности, пригодной для непосредственного выполнения анализа. Результатом анализа этой навески и является искомое число, характеризующее среднее значение измеряемой величины для опробуемого массива.

Каждый из этапов получения результата согласно рис. 1.1, а вносит в результат свою погрешность. Поэтому естественно стремление к упрощению этой цепочки.

Опробуемые массивы обычно неоднородны и отбор ряда точечных проб принципиально необходим. Подготовка пробы принципиально не является необходимой и может быть исключена. Это возможно в одном из двух случаев: либо точечные пробы будут отобраны такой массы и в таком количестве, что составят навеску, непосредственно пригодную для анализа; либо средства анализа будут приспособлены для работы с получаемой объединенной пробой начальной массы. В этих случаях получим схему оптимального опробования (рис. 1.1, б). При этом полностью исключается подготовка пробы и упрощается опробование.

Особенность современного состояния опробования — широкое развитие способов его реализации, отклоняющихся от традиционной схемы «отбор пробы — ее подготовка — анализ навески». Бурно развивающиеся геофизические методы опробования (аппаратурные методы) чаще всего исключают среднее звено — подготовку пробы, отбор пробы заменяют выделением

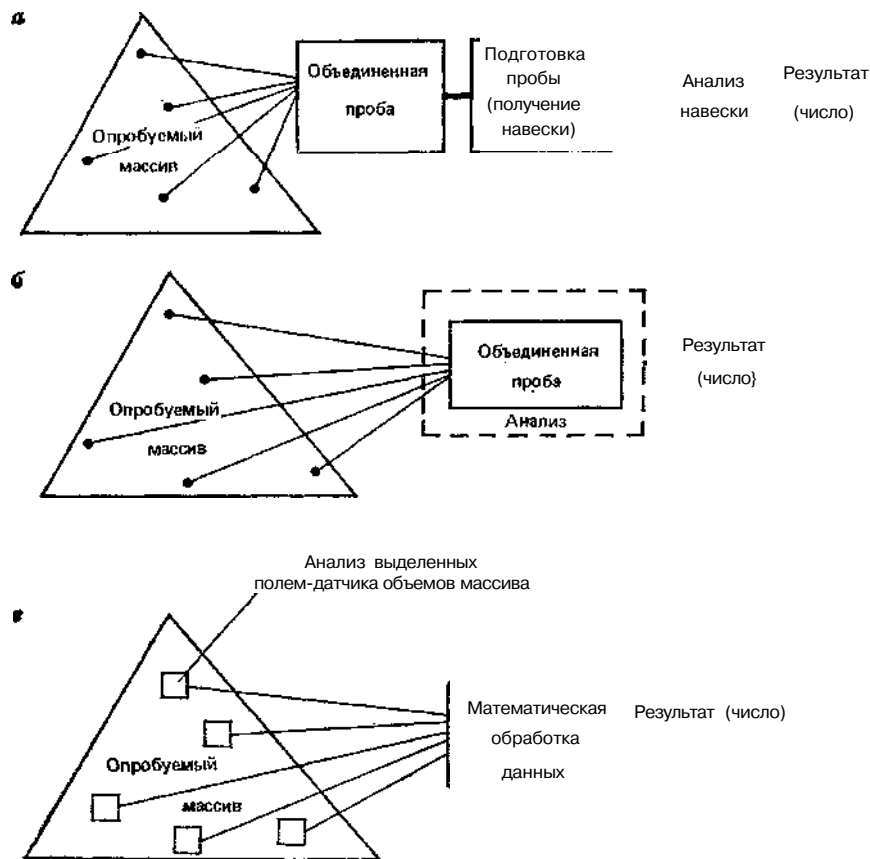


Рис. 1.1. Общая схема опробования:

а — полный вариант; б — оптимальное опробование; в — опробование без изъятия проб с помощью датчиков (аппаратурное опробование)

ее в опробуемом массиве без физического изъятия, а само выделение объединяется с анализом. Развитие геофизических методов стимулируется существенным снижением стоимости единицы информации при их применении (в 4—5 раз). Большим достоинством геофизических методов опробования является их способность объединить в единое целое оперативное опробование всей технологической цепи от добычи полезного ископаемого до отгрузки концентрата обогатительной фабрикой.

Преобразование проб, их подготовка связаны с привнесением дополнительных погрешностей, резко возрастающих с переходом к малым массам даже при небольшой крупности их кусков. Доля относительной погрешности в отборе аналитиче-

ской навески может составлять десятки процентов. Геофизические методы, исключая преобразование проб, а также позволяющие выполнить анализ масс, обычно заметно превышающих массы навесок для химического анализа, часто обладают поэтому меньшей погрешностью и могут превосходить по точности традиционные методы. Схема такого опробования приведена на рис. 1.1, в. С помощью датчиков анализируют некоторые части опробуемого массива, результаты этих анализов математически обрабатывают, получая в итоге числовую характеристику опробуемого массива (например, среднюю массовую долю).

## § 1.2. ОСНОВНЫЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ

**Опробование** — процесс получения количественных характеристик опробуемого массива путем изъятия (выделения) части массива (пробы), подготовки ее и измерения контролируемых свойств.

**Опробуемая масса, опробуемый массив** — масса руды либо продуктов обогащения, для которых определяют какую-либо характеристику, чаще всего массовую долю компонентов (влаги, классов крупности).

**Контрольный период** — период времени, в течение которого опробуемая масса проходит через точку опробования при ее перемещении по трубопроводам, конвейерам и т. п.

**Партия** — масса товарной руды или товарного концентрата, отгружаемая по одному сертификату. Понятие партии обычно соответствует понятию опробуемого массива.

**Проба** — изъятая (выделяемая) часть опробуемого массива, предназначенная для оценки его контролируемых свойств с погрешностью не более допустимой. Проба — физический аналог опробуемой массы.

**Допустимая погрешность**  $Aa_{доп}$  — допустимое расхождение (разность) между измеренной  $a_{изм}$  и истинной  $a_{ист}$  характеристикой опробуемого массива

$$Aa_{доп} = C_{ист} \cdot Q_{изм}$$

**Допустимая средняя квадратическая погрешность**  $S_{Aоп}$  — допустимое значение случайной погрешности, связанное с допустимой погрешностью  $Da_{доп}$  квантилем нормального распределения  $\lambda$ , зависящего от доверительной вероятности  $P$  (для  $P = 95\%$   $t = 2$ ; для  $P = 99\%$   $t = 3$ )

$$A_{СХдоп} = K_{доп}$$

**Минимальная масса пробы**  $q$  — масса пробы, отражающая контролируемые свойства массива с погрешностью, равной допустимой.

Начальная масса пробы  $q_n$  — масса фактически отбираемой? от массива пробы.

Достаточная масса пробы  $q_A$  — масса пробы, достаточная для выполнения необходимых измерений, анализов или исследований.

Должны выполняться следующие соотношения:

$$q^* > q_A \quad q^* > q \quad q^* \hat{=} q_n$$

Оптимальный пробоотбор — отбор проб, обеспечивающий\* выполнение равенств

$$q_n = q^* = q$$

Аналитическая проба — проба, предназначенная для измерения контролируемых свойств массива. Достаточная масса аналитической пробы обычно невелика.

Технологическая проба — проба, предназначенная для выполнения каких-либо технологических операций с целью получения продуктов обогащения. Достаточная масса технологической пробы зависит от характеристик обогатительных аппаратов и вида технологических испытаний и может быть как небольшой, так и очень большой (тысячи тонн).

Точечная проба — проба, в которую попадают расположенные рядом куски.

Объединенная проба — проба, получаемая объединением нескольких точечных проб, отобранных в точках, не примыкающих непосредственно друг к другу.

Пробоотбиратель — устройство для отбора пробы.

Подготовка (обработка) пробы — изменение влажности, крупности и массы отобранной от массива пробы с целью уменьшения начальной массы пробы  $q_n$  до достаточной  $q_A$ . Погрешность подготовки пробы не должна превышать допустимую.

Сокращение — уменьшение массы пробы.

Измерение, анализ характеристик пробы — перевод физической представляемой пробой характеристики в числовую меру.

Контроль технологического процесса — оценка состояния процесса путем сопоставления определенной опробованием величины с заданным, допустимым либо экстремальным значением этой величины.

### § 1.3. ОРГАНИЗАЦИЯ ОПРОБОВАНИЯ И КОНТРОЛЯ

На обогатительных фабриках имеется комплект документации, регламентирующей как оперативное, так и товарное опробование. В этот комплект входят: схемы опробования; журналы (карты) опробования; инструкции по отбору и подготовке отдельных видов проб.

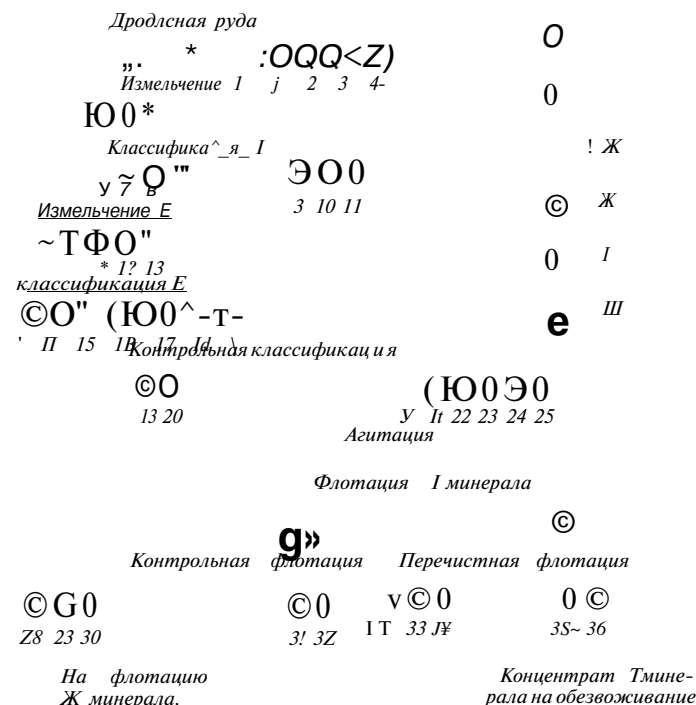


Рис. 1.2. Схема опробования и контроля на флотационной обогатительной фабрике:

/ — ситовый и седиментационный анализы (1, 5, 8, 10, 13, 15, 17, 20, 22); // — химический анализ (2, 23, 26, 27, 28, 31, 33, 35); III — плотность пульпы (9, 12, 16, 21); IV — влажность продуктов (3, 7, 14, 19); V — минералогический анализ (4, 6, 11, 18, 25, 30, 32, 34, 36); VI — концентрация реагентов (24, 29)

Схема опробования задает точки отбора и виды их анализа. На рис. 1.2 представлена схема опробования участка фабрики. Составляется схема опробования, исходя из задач, решаемых на основе получаемой опробованием информации. Так, очевидно, пробы должны отбираться во всех точках, необходимых для составления технологических и товарных балансов, и в точках, информация о составе продуктов которых необходима для управления технологическим процессом, для его регулирования.

Журналы (карты) опробования содержат более детальную информацию об опробовании на фабрике. Так, в них должны быть указаны такие параметры, как периодичность отбора проб и периодичность анализов. Указывают также назначение проб.

Периодичность отбора проб  $A_t$  определяют по формуле

$$A_t = TIN,$$

где  $T$  — контрольный период;  $N$  — число точечных проб.

Периодичность анализов устанавливают, исходя из условий их выполнения на фабрике.

*Инструкции* по отбору и подготовке отдельных видов проб разрабатывают конкретно для каждой точки опробования. Инструкции должны быть исчерпывающими, т. е. для конкретного исполнителя должны быть указаны все параметры опробования, характер выполнения всех операций, связанных с опробованием. При ручном опробовании инструкции должны содержать требования правил безопасности.

Все инструкции должны быть утверждены главным инженером фабрики.

Отбор и обработка наиболее ответственных (товарных) проб возложены на отдел технического контроля (ОТК).

*Задачи ОТК:*

отбор, обработка и сдача на анализ проб различных продуктов в экспресс-лабораторию с целью обеспечения требуемого качества продукции;

обработка и сдача на анализ проб для получения отчетных или контрольных данных с целью выявления причин нарушений технологических процессов, определения точек потерь, составления балансов;

организация контроля и эксплуатации оборудования для контроля;

обеспечение необходимой информацией руководства предприятия, рассмотрение претензий, участие в оформлении актов, сертификатов и других документов;

составление схемы опробования и контроля на основании технологической схемы переработки полезного ископаемого; организация хранения готовой продукции.

Все инструкции ОТК составляются на основе действующих государственных стандартов (ГОСТ), отраслевых стандартов (ОСТ), технических условий (ТУ) и они должны соответствовать особенностям технологической схемы и режима, утвержденных для каждой фабрики.

По назначению можно выделить следующие виды контроля: *приемно-сдаточный* — включает контроль массы, влажности и содержаний компонентов в рудах и концентратах. Он служит для составления товарных балансов и для расчетов с поставщиками руды и потребителями концентратов. К этому виду контроля необходимо отнести и контроль остатков незавершенного производства;

*технологический оперативный* — служит для управления технологическими процессами, составления технологических

балансов и т. п. Включает контроль параметров и показателей, характеризующих ход технологических операций, таких, как содержание полезных компонентов в продуктах, плотность, granulометрический состав, влажность, концентрация реагентов и ионный состав пульпы, расходы продуктов и пр.;

*контроль с целью получения дополнительной информации* о рудах и продуктах переработки и с целью проверки работы автоматических приборов — осуществляется гораздо реже, чем первые два вида, и часто носит исследовательский характер;

*контроль работы технологического оборудования* — служит для анализа работы оборудования и включает определение и оценку эффективности, времени работы, производительности, расхода электроэнергии и т. п.

В работе ОТК тесно связан с экспресс-лабораторией. На современных фабриках экспресс-лаборатории оснащены рентгеновскими анализаторами для дискретного анализа проб, лабораторными полярографами для анализов растворов фильтратов и растворов реагентов. Кроме того, в таких лабораториях осуществляется подготовка проб.

#### § 1.4. СИСТЕМЫ ОТБОРА И ПОДГОТОВКИ ПРОБ РУДЫ

Совокупность пробоотборных средств и средств подготовки проб вплоть до лабораторной пробы или аналитической навески составляет систему. Такие системы отбора и подготовки проб кусковых продуктов распространены на фабриках.

Системы отбора и подготовки проб кусковых продуктов позволяют осуществлять так называемое головное опробование, которое дает возможность получить информацию о перерабатываемых продуктах на входе обогатительной фабрики.

Возможны следующие варианты опробования руды:

повагонное опробование до первых стадий дробления;

опробование дробленной руды перед бункерами главного корпуса;

опробование дробленной руды перед подачей ее в мельницу.

Опробование в начале процесса позволяет дробить, складировать и направлять на обогащение руду с учетом ее качества.

Однако чем раньше по ходу технологического процесса начато опробование, тем труднее его осуществить в связи с возрастанием крупности опробуемого материала, мощности опробуемых потоков либо необходимости отбора проб от большого числа отдельных транспортных емкостей. Поэтому на подавляющем большинстве рудных обогатительных фабрик головное опробование кусковых материалов отсутствует.

На рис. 1.3 представлена схема отбора и подготовки проб дробленной руды. Система предназначена для отбора суточных

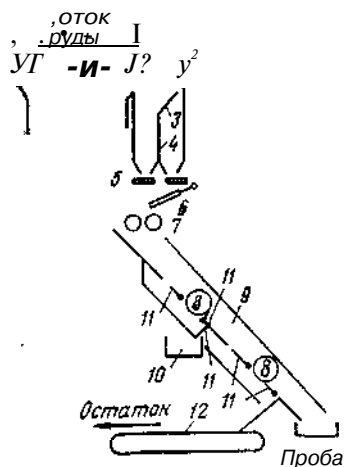


Рис. 1.3. Схема системы отбора и подготовки пробы руды

отбираемая за сутки, попадает в одно из отделений бункера 4, проба за следующие сутки — в другое отделение. Проба за истекшие сутки дробится до крупности  $-6+0$  мм и сокращается двумя сократителями примерно в 30 раз. Таким образом, масса пробы, выдаваемой станцией, составляет 60—150 кг в сутки при крупности  $-6+0$  мм. Остатки руды ленточным конвейером удаляются в процесс, материал после первого приема может быть отправлен на технологические исследования.

В настоящее время решающее значение придается развитию операций рудоподготовки, начинающихся обогащение руды большой крупности: сортировка, грохочение, избирательное дробление. Следовательно, системы опробования крупнокусковых материалов должны получить широкое распространение.

### § 1.5. СИСТЕМЫ ОТБОРА И ПОДГОТОВКИ ПРОБ ПУЛЬПЫ

Отбор проб пульпы исключительно широко распространен на большинстве обогатительных фабрик. Это связано прежде всего с широким распространением мокрых процессов обогащения и с допущением возможности опробования головного потока руды либо на сливе мельницы, либо на сливе классификатора. Достоинством опробования пульпы

является также и максимально полная подготовка пульпообразных продуктов для анализа, что упрощает и отбор, и подготовку проб.

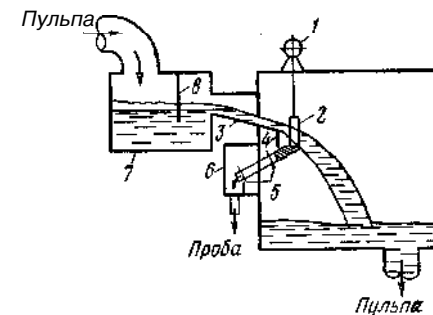
Отбор проб пульпообразных продуктов обогащения производится в основном на горизонтальных или вертикальных пере-

химических проб руды, проб на влажность, а также технологических проб. Она смонтирована на перепаде руды с конвейера на конвейер и состоит из цепного ковшового пробоотбирателя 1, перегрузочной воронки 2 с двойным желобом и перекидным шиббером 3, бункера 4 на два отделения с заслонками 5, лоткового питателя 6, валковой дробилки 7, двух секторных сократителей 8, установленных в наклонном желобе 9, бункера 10, ленточного конвейера 12 и нескольких заслонок 11.

Цепной пробоотбиратель настроен на 20 отсечек в час. Скорость движения ковша 0,9 м/с, ширина ковша 200 мм. Крупность руды принята  $-15+0$  мм. Проба (2—4 т),

строен на 20 отсечек в час. Скорость движения ковша 0,9 м/с, ширина ковша 200 мм. Крупность руды принята  $-15+0$  мм. Проба (2—4 т),

Рис. 1.4. Установка пробоотбирателя с поперечным сечением по току



падах из труб и желобов, транспортирующих пульпу. Требования при организации пробоотбора следующие: возможность наблюдения за состоянием питающего желоба, перегрузочного ящика и пробоприемного устройства. Желоб должен подводить пульпу к перепаду без завихрений и брызг. Во время пауз между отсечками подтеки или капли пульпы не должны попадать в щель пробоприемного устройства. Весьма важным является правильное решение узла установки пробоотбирателя.

На рис. 1.4 показан пример установки пробоотбирателя на горизонтальном участке потока пульпы. Пробоотбиратель 1 с пробоотсекательным ножом 2 устанавливается на определенном расстоянии от подводящего пульпу короткого желоба 3, ширина которого на 150 мм меньше хода ножа. Козырек желоба 4 и кольца 5 на патрубке ножа служат защитой от проникновения подтеков и брызг пульпы в пробоприемную коробку 6. Пульпа самотеком или насосами подается в буферную емкость 7 с успокоительной стенкой 8, не доходящей до дна коробки. Успокоенный поток пульпы проходит по желобу 3 и попадает в распределительную коробку, откуда через патрубок направляется на дальнейшие операции. Проба, отсеченная ножом 2, попадает в пробоприемную коробку 6, откуда через патрубок направляется в закрытый на замок ящик с сосудом для пробы, либо в станцию накопления и отправки проб. Если пульпа к пункту опробования подается только самотеком, то пульпопровод сопрягается непосредственно с желобом 3.

Автоматизированные системы аналитического контроля. Качественное управление процессом возможно при наличии информации о многих продуктах, точки отбора которых расположены в различных, как правило, удаленных друг от друга местах фабрики. При этом необходимо обеспечить минимальные запаздывания в определении содержания металлов после отбора проб. Таким образом, современная постановка задачи оптимального управления технологическими процессами

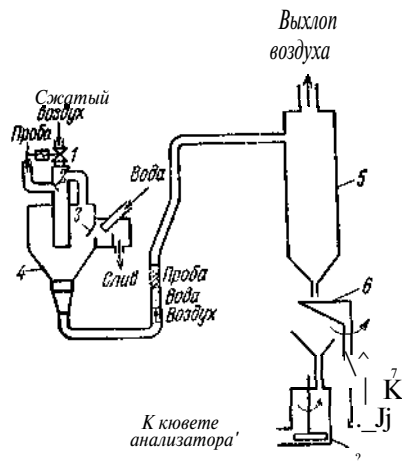


Рис. 1.5. Схема одной линии опробования пульпы с доставкой пробы сжатым воздухом

Отобранные пробоотбирателем точечные пробы пульпы самотеком поступают в станции накопления, которые одновременно являются станциями отправки проб (рис. 1.5). Объем: накопителя 6—24 л.

Проба накапливается в нижней части накопительной емкости, при этом происходит физическое усреднение пробы. Отправка пробы происходит по заданной программе (по сигналу от блока управления). В накопительную емкость поступает вода до перелива, которая транспортируется вслед за «пульповой пробкой», промывает трубопроводы и накопительную емкость и предотвращает загрязнение последующих проб. При срабатывании мембранного вентиля 1 в накопительную емкость 4 подается воздух под давлением 0,6 МПа, который закрывает клапаны 2, 3 пульпы и воды, и проба в виде «пульповой пробки» длиной 30—140 м транспортируется по трубам диаметром 15 мм со скоростью 2—5 м/с в экспресс-лабораторию. Там проба поступает в приемный сосуд 5, из которого самотеком вытекает в зумпф насоса 8, перекачивающего пробу через кювету анализатора. В момент истечения пробы из сосуда 5 ее сокращают сократителем 6 для выделения сменной пробы, накапливаемой в фильтровальной ячейке 7. Потери пульпы невелики (до 6%), причем, как показывают исследования, составы остатка и исходной пробы идентичны.

После сокращения пробы поступают в рентгеноспектральный анализатор. Таким образом, рентгеноспектральный анализатор связан со всеми нужными точками технологического:

обогащения требует решения вопроса одновременного отбора представительных проб в различных точках схемы, быстрой доставки их к рентгеноспектральному анализатору, непродолжительной подготовки к анализу и экспрессного анализа.

Система оперативного опробования обеспечивает отбор, доставку и подготовку пульпы методом сокращения и включает в себя следующие узлы: пробоотбиратель для отбора проб от технологических продуктов; станцию накопления и отправки проб; трубопровод для транспорта проб; устройства приема и сокращения проб; пульт дистанционного программного управления.

процесса. Частота и порядок опробования в различных точках задаются блоком программного управления.

В СССР разработаны и эксплуатируются также вакуумные системы доставки проб (Соколовско-Сарбайский ГОК).

В случае опробования крупнокусковой руды предусматривают дробление и измельчение отобранной пробы в месте ее отбора. Измельченная руда в виде пульпы поступает в сократитель, из которого отобранная часть самотеком поступает на станцию отправления и далее с помощью системы пневмотранспорта направляется в экспресс-лабораторию.

Системы прободоставки некоторых фирм Канады, Финляндии и др. отличаются методом транспортирования пульпы. Пульпа непрерывно или в виде дискретных проб подается к анализатору по трубопроводу с помощью центробежных насосов или самотеком.

Для пульпообразных продуктов разработаны технические средства, обеспечивающие отбор, транспортирование, сокращение и при необходимости фильтрование и сушку проб. Вручную выполняются операции доистирания и зарядки кассет анализатора.

Комплекс технических средств для отбора пульпообразных продуктов, их транспортирования, подготовки к анализу, анализа и выдачи результатов с помощью машинного управления этим комплексом получил название АСАК—автоматизированная система аналитического контроля. При использовании спектрометров СРМ-13 эта система является автоматической и называется АСАПП (автоматическая система анализа проб пульпы).

Основное назначение АСАК—получение на основе опробования и анализа проб информации о составе продуктов обогащения и передача этой информации для контроля и управления либо технологическому персоналу, либо автоматическим системам управления процессом, а также для составления отчетных данных о работе фабрики. Данные о некоторых АСАК и АСАПП приведены в табл. 1.1.

Обычно в АСАК предусматривается деление пробы. Одну часть направляют для оперативного анализа, другую—используют для формирования сменной либо суточной пробы.

В соответствии с заданием АСАК может быть укомплектована как пульповыми, так и порошковыми спектрометрами. При этом к одной ЭВМ можно подключать до трех спектрометров. Пульповый спектрометр лучше всего использовать для оперативного анализа, а порошковый—для анализа накопленных сменных либо суточных проб, являющихся, как правило, балансовыми.

Для различных обогатительных фабрик требуется разное число точек опробования, позволяющих осуществлять

оперативное управление и выполнять балансовые расчеты. Для фабрики, перерабатывающей руды цветных металлов, на одну секцию производительностью 1 млн. т руды в год необходимо иметь 10—12 точек оперативного и три и более (в зависимости от числа получаемых концентратов) точек балансового опробования.

Для контроля за работой АСАК в экспресс-лаборатории имеется пульт оператора. В настоящее время выпускают спектрометры и пульта на 12 каналов отбора и анализа проб. Каждый пробоотбиратель и линия транспортирования пробы снабжены местным щитом управления. Комплект приемных станций из 12 или 24 формирователей обслуживается своим местным щитом управления. Работа 12 насосов обеспечивается своим щитом. Наконец, связь всей системы опробования, с ЭВМ осуществляется через щит-реле.

Обслуживание АСАК, работающей круглосуточно, оснащенной двумя спектрометрами СРМ-13, одним СРМ-18 и двумя ЭВМ М-6000, осуществляют 38 человек (18 ИТР и 20 рабочих). Состав ИТР: 1 начальник, 4 сменных инженера по рентгеноспектральной аппаратуре, 4 техника-оператора СРМ-18, 4 инженера по ЭВМ, 2 техника-электроника, 1 инженер-механик, 1 техник-механик, 1 инженер-химик. Состав рабочих: 8 препараторов по подготовке проб для СРМ-18, 4 лаборанта-химика, 8 слесарей-механиков по пробообеспечению. Следует указать, что в связи с условиями работы смена обслуживающего АСАК персонала длится 6 ч.

Сухие и влажные, но не пульпообразные пробы на большие расстояния могут транспортироваться в контейнерах с помощью электромагнитных транспортных установок или пневмопочты.

Принцип работы установки *контейнерной доставки* состоит в том, что пробу вручную загружают в контейнер, помещаемый в отправительную станцию, из которой она движется с помощью вакуума по трубопроводу или с помощью электромагнитов по трассе, состоящей из параллельных стержней, образующих в поперечном сечении контур цилиндра. Контейнеры движутся со скоростью более 15 м/с на расстояние более 300 м.

ВНИИАчерметом разработана система автоматического отбора и транспортирования проб шихтовых материалов АП-Ш в лабораторию анализа на окомковательных и агломерационных фабриках. Пробы отбирают с заданной периодичностью от шихтовых материалов, загружают в патрон и транспортируют сжатым воздухом по трубопроводу на станцию разгрузки, установленную в пункте подготовки проб к анализу. После разгрузки патрон возвращают по тому же трубопроводу на станцию загрузки. Масса патрона с пробой составляет 2 кг,

средняя скорость движения патрона 10 м/с, давление сжатого воздуха 0,35 МПа, интервал отбора проб—10; 20; 30; 40; 50; 60 мин.

### § 16. АНАЛИЗ — ИЗМЕРЕНИЕ МАССОВОЙ ДОЛИ КОМПОНЕНТОВ

Продукты обогащения характеризуются прежде всего своим составом. Поэтому важнейшая измеряемая величина — массовая доля компонента  $a$  (%), определяемая по формуле

$$a = 100 K_a / M, \quad (1.1)$$

где  $K_a$  — масса измеряемого компонента в опробуемом продукте;  $M$  — масса опробуемого продукта.

Массу компонента во всем опробуемом продукте непосредственно обычно не измеряют, а определяют по результатам обработки и взвешивания некоторой навески

$$a_n = 100 / C a_n / t, \quad (1.2)$$

где  $a_n$  — массовая доля компонента в анализируемой навеске;  $K_n$  — масса определяемого компонента в навеске;  $m$  — масса материала пробы, в которой количественно измерена масса определяемого компонента, например масса навески для химического анализа.

Очевидно, что равенство результата  $a_n$  по формуле (1.2) определяемому  $a$  по формуле (1.1) возможно лишь в случае соблюдения строгой пропорциональности между массами продукта и определяемого компонента в опробуемом массиве и навеске

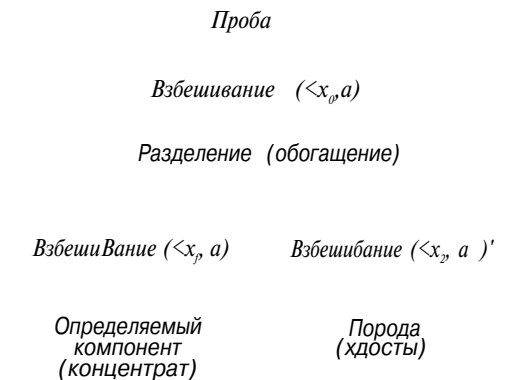
$$K_n / m = M / m = c. \quad (1.3)$$

Условие (1.3) должно соблюдаться во всех случаях измерения (опробования), даже если вычисление  $a_n$  выполняется не по формуле (1.2), а по другим формулам, так или иначе связанным с формулой (1.2). Например, при рентгеноспектральном анализе проб не выполняется взвешивание навески  $m$  и массы  $K_n$  определяемого компонента. Величину  $a_n$  определяют с помощью какого-либо уравнения, связывающего  $a_n$  с характерными для этого метода измерения величинами: числом  $J_i$  квантов определенных энергий, испускаемых облученной пробой. При стабилизированных условиях измерения

$$a_n = \frac{J_i}{J_p} \cdot \frac{\rho}{\rho_0} \cdot \dots \cdot \rho \quad (1.4)$$

где  $J_i$  — число у-квантов, испускаемых  $i$ -м компонентом навески;  $J_p$  — число рассеянных  $\gamma$ -квантов;  $\rho$  — обычно пропорциональная массе навески либо ее плотности.

Рис. 1.6. Общая схема анализа пробы с механическим разделением компонентов



Аналогичная ситуация будет при любых других методах анализа пробы. Чаще всего масса навески  $m$  принимается постоянной. Тогда  $K_n$ , а следовательно, и  $a_n$  непосредственно связываются с какой-либо характерной для конкретного метода величиной  $X$

$$a_n = f(X). \quad (1.5)$$

Механическое разделение компонентов пробы с последующим взвешиванием. Этот способ применяется для многих видов полезных ископаемых и почти всегда, когда нужно определить массовую долю асбеста, слюды, магнетита и т. п.

Для механического разделения используют при анализе многие обоганительные процессы — породовыборку, оптическую сортировку, разделение в тяжелых средах, обогащение на специальных поверхностях типа волосяных щеток, магнитный анализ и т. п. Общая схема анализа с механическим разделением компонентов и взвешиванием представлена на рис. 1.6.

Один из вариантов реализации этого способа — геометрическое измерение площади компонентов, как характеристики массовой доли в шлифе, или подсчет числа частиц в поле микроскопа.

Отобранная для анализа проба может быть предварительно разделена на две части массами  $q$  и  $q'$  с различным содержанием определяемого компонента, отдельный анализ которых предпочтительнее. Такая подготовка пробы чаще всего представляет разделение (обогащение) всеми известными технологиями методами. Широко известно выделение перед анализом крупного золота, экстракция редких элементов после выщелачивания и т. п. В некоторых случаях такое разделение является необходимой формой анализа, например, определение содержания различных компонентов асбестовых волокон.

При разделении содержание в пробе определяют в соответствии с балансовым уравнением

$$a_i = a_i \cdot \frac{1}{1 + \sum_{j=1}^n a_j}$$

Отсюда

$$a_i = \frac{K + a_2}{1 + a_2}$$

Здесь  $a_i$ ,  $q_i$  — соответственно массовая доля определяемого компонента и масса исходной пробы;  $a_j$ ,  $q_j$  — массовые доли и массы соответственно двух частей исходной пробы.

*Химическое разделение компонентов и определение массовой доли* с использованием характерных признаков. Этот способ применяется для всех тех случаев, когда нужно определить массовую долю элемента и когда полное механическое разделение компонентов невозможно. Благодаря почти неисчерпаемому числу возможных химических реакций химический анализ является универсальным способом измерения массовой доли любого элемента. Особенность его — трудоемкость и длительность даже в сравнительно простых случаях. Обычно приходится выполнять 10—30 различных операций от отбора навески до получения результата.

При выполнении каждой операции вносится погрешность, в итоге, несмотря на хорошую количественную теорию химического разделения и высокий уровень требований к тщательности выполнения всех операций, погрешность «химических» методов высока и всегда является функцией величины определяемой доли.

Химическое разделение компонентов распадается на ряд методов, отличающихся способом измерения выделенной массовой доли, а именно гравиметрический анализ, при котором выделенная часть взвешивается; титриметрический анализ, при котором доля выделенного компонента рассчитывается по расходу титранта; фотометрический, при котором доля выделенного компонента оценивается по оптической плотности раствора; полярографический, при котором доля выделенного компонента оценивается по силе тока между электродами; потенциометрический, при котором доля выделенного компонента оценивается по потенциалу электрода; в общем случае всегда по формуле (1.5).

Н. В. Карпенко обобщила допустимые расхождения между параллельными определениями химическими методами (табл. 1.2).

*Измерение массовой доли с помощью рентгеновского флуоресцентного излучения* является косвенным способом. Этот способ основан на связи интенсивности аналитических линий рентгеновского спектра флуоресценции с массовыми долями компонентов пробы [см. формулу (1.4)]. Рентгеновская флуорес-

Таблица 1.2

Относительные погрешности химических методов анализа

Метод	Компонент	Пределы содержания, %	Относительные расхождения между параллельными определениями, %
Гравиметрический	Mn; W <sub>2</sub> O <sub>7</sub>	45—60	1,3—1
	S	10—40	2,5—1,7
Титриметрический	SiO <sub>2</sub> ; MgO	0,2—32 (5)	20—1,5 (6)
	Cu; Pb; Zn; Cd; Sn	3—73	4—0,8
Фотометрический	As; CaO; S; Fe; Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ; MgO; MnO <sub>2</sub>	0,1—10 (32)	30—2,5(1,5)
	Mo; Co; Bi; Ni; As; Sb; Pb; Cu; Sn	0,001—1	20—10
Полярографический	SiO <sub>2</sub> ; Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ; Mn; W <sub>2</sub> O <sub>7</sub> ; Рассеянные элементы	0,1—5(7)	15—5
	Cu; Pb; Zn; Cd	0,1	30—6
Атомно-абсорбционный	Bi; Sb	3—5	4
	Cu; Pb; Sn	0,005—0,5	40—8
Потенциометрический	MnO <sub>2</sub>	0,01—10	50—2,5
	CaO	0,03—18	20—1,5
	F	0,5—5	16—6
	As	0,01—0,5	40—8
		0,05—5	20—6

ценция возникает при ионизации внутренних оболочек атомов вещества. Обычно ионизацию осуществляют путем облучения пробы потоком  $\gamma$ -лучей первичного рентгеновского излучения, создаваемого рентгеновскими трубками или радиоактивными изотопами. Наиболее интенсивным обычно является флуоресцентное излучение K- и L-серий, т. е. излучение, испускаемое атомом, у которого удален электрон с ближайшей к ядру орбиты K или следующей за ней L.

Возбужденный атом через  $10^{-3}$ — $10^{-9}$  с переходит в исходное состояние путем заполнения вакансий на внутренних электронных оболочках K или L электронами с более удаленных от ядра оболочек, испуская флуоресцентный квант. Чем больше атомный номер элемента, тем больше выход флуоресценции — отношение числа атомов, испускавших флуоресцентный квант, к числу возбужденных первичным излучением атомов (выход равен 90 % для олова и только 0,3 % для кислорода).

Схематично рентгеновский флуоресцентный анализатор работает следующим образом (рис. 1.7). Первичное рентгеновское излучение, создаваемое рентгеновской трубкой или радиоактивным изотопом, направляется на материал навески, помещенный в кювету I. Если проба пульпообразная, то она

Рентгеновское  
излучение

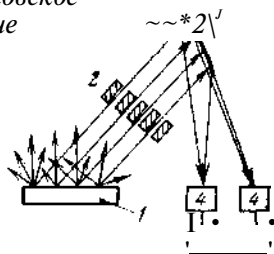


Рис. 1.7. Схема, поясняющая принцип работы рентгеновского флуоресцентного анализатора

протекает через кювету /. Флуоресцентные кванты испускаются пробой во всех направлениях. Из них с помощью коллиматора 2, представляющего собою длинную узкую щель в свинцовом блоке, выделяется пучок квантов, идущих строго в направлении щели. Эти кванты попадают на изогнутый кристалл кварца 3 и отражаются им под разными углами в зависимости от их энергии а следовательно, и вида испустившего их атома.

В соответствующих точках стоят детекторы — счетчики 4 квантов соответствующих элементов, результатом счета которых и будет интенсивность  $J_i$  аналитической линии 1-го элемента, а с помощью вычислителя 5 находят массовую долю компонента.

Число флуоресцентных квантов (например,  $\lambda$ -серии) определяемого элемента зависит не только от массовой доли этого элемента, но и от многих других факторов, которые мешают определению. Назовем эти факторы.

1. Влияние атомов, находящихся между источником первичного излучения и приемником флуоресцентного излучения и определяемыми атомами, так как последние в общем случае находятся внутри образца. Слой других атомов будет поглощать (ослаблять) как первичное, так и флуоресцентное излучение. Это приводит к неоднозначности связи между массовой долей определяемого элемента и интенсивностью  $J_i$  аналитической линии. Это значит, что для различных продуктов обогащения зависимость  $J_i = f(a)$  будет различной, и, как правило, ее приходится определять отдельно как для каждого продукта обогащения, так и для одного и того же продукта, но для разных диапазонов изменения  $a$ .

Наличие других атомов вносит еще один вклад в измеряемую интенсивность  $J_i$ , изменяя ее. Это связано не только с ослаблением излучений, но и возбуждением ими других атомов, что приводит к матричному возбуждению флуоресцентным излучением этих атомов атомов измеряемого элемента. Матричный эффект связан с вещественным составом пробы и может быть очень велик.

Глубина проникновения первичного и выхода флуоресцентного излучения для многих продуктов невелика и составляет доли миллиметра, только для нейтронных источников составляя десятки сантиметров. Вследствие небольшой глубины проникновения возникает минералогический эффект — зависимость

интенсивности аналитической линии от того, каким минералом представлен определяемый элемент. Характер подготовки поверхности пробы влияет на качество рентгенофлуоресцентного анализа и результаты измерения крупности материала пробы.

2. Крупность материала пробы влияет на результаты рентгенофлуоресцентного анализа вследствие появления локальных неоднородностей, связанных с неоднородным распределением компонента в отдельных зернах, а также вследствие изменения геометрических параметров хода лучей. Поэтому стремятся стабилизировать гранулометрический состав, подбирая экспериментально условия подготовки пробы.

Теоретически и экспериментально показано, что плотность потока флуоресцентного излучения резко падает с увеличением размера зерен анализируемой пробы, причем чем больше массовая доля компонента, тем падение относительно больше. Влияние размеров зерен тем больше, чем меньше энергия фотонов первичного излучения.

3. Влияние характера подготовки поверхности пробы — обычно облучаемую поверхность пробы или материала стремятся подготовить. Эта подготовка сводится к созданию максимально ровной поверхности, что обеспечивается прессованием порошкообразной пробы либо выравниванием поверхности с одновременным уплотнением пробы катком, лыжей и т. п. Если проба плохо прессуется, то используется ее твердый раствор в сухой борной кислоте.

На обогатительных фабриках выполняют анализ:

проб, которые можно подготовить по крупности с подготовкой поверхности (обычно это материал проб для анализаторов, работающих с навесками);

материала, который может быть организован в поток с ровной поверхностью без изменения крупности. Обычно это анализаторы, работающие с потоками мелкокускового и пульпообразного материала;

материала, который не может быть никак подготовлен и должен анализироваться в том виде, в каком поступил (обычно это анализаторы крупнокусковых продуктов на конвейерах, в вагонетках, бункерах, забоях). В этих условиях целесообразно такое удаление источника и приемника излучения от поверхности опробуемого материала, при котором неровности его поверхности сказываются наименьшим образом.

Способы получения градуировочных характеристик при рентгеноспектральном анализе различны.

**Прямой способ внешнего стандарта.** Используется, если состав породы постоянен. Градуировочный график для определения массовой доли  $a$  строят по результатам анализа проб

эталонным методом и с помощью рентгеноспектрального анализатора

$$a = a_0 + aJ/J_{ст} \quad (1.6)$$

где  $a_0$ ,  $a$  — коэффициенты регрессии;  $J$  — интенсивность аналитической линии определяемого компонента;  $J_{ст}$  — интенсивность аналитической линии стандартного образца (эталоны).

По градуировочному графику либо по уравнению (1.6) определяют массовую долю компонента. После анализа каждого 4—6 анализируемых проб анализируют стандартный образец, определяют поправку  $Aa$  и вводят ее в результат расчета по графику либо уравнению (1.6).

Так как анализируемые на фабриках продукты имеют переменный состав по многим компонентам, используют более сложные методы градуировки — *методы калибровки*, при которых учитывают межэлементные взаимодействия. Известны эмпирические, полуэмпирические и теоретические методы калибровки.

*Эмпирические методы калибровки* обычно состоят в использовании уравнений множественной регрессии вида

$$a_i = a_0 + \sum_{j=1}^N a_{ij} J_j + \sum_{k=1}^N a_{ik} J_k + \dots \quad (1.7)$$

где  $a_i$  — массовая доля  $i$ -го элемента;  $J_j$ ,  $J_k$  — интенсивность аналитических линий  $j$ -го и  $k$ -го элементов.

Для малых диапазонов изменения массовых долей компонентов пригодно линейное уравнение

$$a_i^* = a_{i0} + \sum_{j=1}^N a_{ij} J_j \quad (1.8)$$

Теоретически более обоснованным из простых уравнений является уравнение вида

$$\hat{a}_i = \langle h_i + a_{ij} J_j \rangle_{j=i} \quad (1.9)$$

При этом может быть  $i=j$ .

Практически важен выбор мешающих компонентов. В общем случае необходимо измерять интенсивность линий всех компонентов, после получения всех коэффициентов  $a_n$  отобрать значимые для использования в уравнениях (1.7) — (1.9).

Для получения градуировочных характеристик таким способом нужно большое число градуировочных образцов.

Теоретическая необоснованность эмпирических методов компенсируется простотой их использования. Так, например,

28

для определения содержания меди аси в никелевом концентрате получено уравнение

$$a_{Cu} = 0,123 + 8,352/cu + 0,364/cu/p + 0,044/cu/p - 0,036/p + 0,001/p^2$$

Содержание твердого б в пробе для СРМ-13 определяют по формуле

$$b = a_0 + \sum_{j=1}^m a_{bj} J_j + \sum_{k=1}^m b_{kj} J_k$$

Коэффициенты вариации воспроизводимости, достигаемые на квантометре СРМ-13, приведены в табл. 1.3.

Практика работы показала, что точность рентгенофлуоресцентного анализа бедных продуктов не хуже, чем при химических методах, а точность оценки качества концентратов ниже.

Рентгеновский флуоресцентный метод анализа получил исключительно широкое применение.

Анализаторы «Маяк», «Квант», «Минерал-3», «Минерал-4», «Минерал-5», РПС-4-01, «Гагара», «Феррит», РРК, РРША-1, РБС-5, БРА-6, БРА-7, ФРАД-1 имеют изотопные источники излучения, «Барс-1», «Барс-2М», «Барс-3», «Краб-2», «Краб-3», СРМ-13, СРМ-18 — рентгеновские трубки. Эти аппараты позволяют анализировать элементы в основном от Са и выше. Большинство из них анализирует подготовленную и помещенную в кювету пробу (анализатор СРМ-13 предназначен для анализа потоков пульпы).

Таблица 1.3

Коэффициенты вариации погрешности

Диапазон содержания, %	Среднее содержание, %	Коэффициент вариации, %
Никель:		
0,09—0,25	0,2	8,5
4,9—9,2	6,9	3,8
Мель:		
0,05—0,16	0,1	И
0,4—1,4	0,6	12
1—2,5	1,6	7,5
2,9—14,4	6,4	4,3
10—29,5	20	3,3
Железо:		
9,7—12	10,8	4,6
30—38	34	3
42—52,9	49,2	2,8

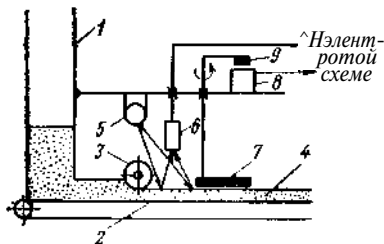


Рис. 1.8. Схема рентгеновского бескристаллиного анализатора с перемещением материала в зоне облучения

Характеристическое излучение от контролируемого элемента воспринимается детектором 6. Одновременно с перемещением материала в зоне облучения вращается полудиск 7, на котором нанесен материал с известной массовой долей железа. Полудиск 7 играет роль эталона. Для выделения сигнала от материала и эталона служит коммутатор 8, включаемый магнитом 9, вращающимся на одном валу с полудиском. Скорость движения материала 1,2 см/с, время экспозиции — 2 мин. Таким образом, анализируется полоса материала длиной  $1,2 \times 120 / 2 = 72$  см.

При глубинности метода 1 мм и ширине облучаемой полосы 50 мм масса анализируемого материала составит  $\hat{m} = 72 \times 0,1 \times 5 \times 3 = 108$  г. Эта масса значительно больше массы навески, направляемой на химический анализ либо помещаемой в кювету анализаторов КРАБ или СРМ-18.

*Измерение рассеянного излучения как характеристики массовой доли* распространено широко, так как аппаратная реализация этого способа проста. В качестве первичного излучения используют все виды излучений, но чаще всего гамма-лучи. Такой вид анализа называют еще рассеянным  $\gamma$ -методом. В качестве первичных гамма-излучателей используют радиоактивные изотопы с энергией излучения от десятков до сотен килоэлектронвольт.

Рассеяние гамма-квантов зависит от атомного номера элементов, входящих в состав материала, поэтому метод рассеянных гамма-квантов не является селективным и его применение возможно лишь для продуктов, у которых контролируемый элемент существенно отличается по атомному номеру от остальных, т. е. для проб, которые можно представить состоящими из контролируемого элемента с атомным номером  $Z_0$  и условного второго — наполнителя, имеющего атомный номер  $Z_1$ .

С целью увеличения контролируемой массы анализируемого материала используют различные варианты перемещения материала пробы в зоне облучения. Схема работы рентгеновского бескристаллиного анализатора РБС-5 приведена на рис. 1.8.

Из бункера / материал 4 поступает на конвейерную ленту 2, уплотняется и выравнивается\* тяжелым валом 3 и ровным слоем поступает под пучок рентгеновских лучей от источника 5.

Если в составе смеси появляется еще один элемент, существенно отличающийся от наполнителя, то в измерение вносится большая погрешность, связанная с изменениями массовой доли этого элемента. Такое изменение вносит влага, содержащая легкие элементы.

Рассеянное гамма-излучение широко используется для контроля зольности углей. Известны радиоизотопные концентратометры твердого в потоке РКТП-2, работающие с использованием рассеянного гамма-излучения. На контролируемый слой угля направлен коллимированный поток гамма-квантов изотопа  $^{137}\text{Cs}$ . Рассеянное углем излучение контролируется сцинтилляционным счетчиком по трем энергетическим каналам. Время измерения зольности может быть установлено от 1 до 1,5 ч. Крупность угля до 300 мм, диапазон зольности 20—50 %. Абсолютная погрешность  $\pm 0,5$  %.

Для контроля зольности хвостов угольной флотации используется зависимость между отражательными свойствами (диапазона лучей видимого спектра) пород, угля и зольностью. Измерение осуществляется зондовым фотометром, погруженным в пульпу.

*Метод проникающего гамма-излучения (гамма-абсорбционный метод)* — один из наиболее простых — основан на измерении доли прошедшего через слой материала излучения.

Испытание способа на баритовых продуктах Ачисайского полиметаллического и Карагайлинского горно-обогатительного комбината показало, что среднее квадратическое отклонение расхождений результатов гамма-абсорбционного и химического методов составляет 0,5—0,95 % при измеряемой массовой доле барита от 2 до 98 %.

Широко используется атомно-абсорбционный анализ для растворов. Так, автоматизированный атомно-абсорбционный спектрофотометр АСА-1 предназначен для проведения элементного анализа состава веществ (сплавов, металлов, реактивов, биологических объектов, минерального сырья), находящихся в растворах, методом атомного поглощения.

Автоматическая подача образцов в атомизирующее устройство и выдача окончательных результатов измерений в единицах оптической плотности или концентрации позволяют проводить анализ 150 образцов в 1 ч без вмешательства оператора. Рабочий диапазон спектра 200—800 нм, диапазон измерения оптической плотности 0,002—1, приведенная погрешность измерения концентрации по эталонным растворам составляет 2 %.

*Измерение интенсивности спектральных линий возбужденных атомов материала пробы — спектральный анализ.* Характеристика массовой доли компонента в этом случае — интенсивность спектральной линии определяемого компонента при

сжигании пробы. Обычно измеряют отношение интенсивности определяемой линии  $i_1$  к интенсивности линии сравнения  $i_2$ . Массовую долю определяют по уравнению

$$J/J_2 = a d^b.$$

Коэффициенты  $a$  и  $b$  находят при градуировке с помощью стандартных образцов. Относительная погрешность спектрального анализа 0,3–3%. Чувствительность  $10^{-4}$ – $10^{-5}$  %.

*Измерение магнитного потока как характеристики массовой доли.* Магнитный поток, являющийся характерным индикатором массы магнитных минералов, используется в различных устройствах определения массовой доли в основном магнетита.

Первый вариант — измерение силы взаимодействия навески материала с магнитным полем. Направляя силу взаимодействия по направлению силы тяжести, получают магнитные весы. Погрешность измерения составляет  $\pm 0,24$  % массовой доли магнетита.

Второй вариант — измерение изменений параметров электромагнитных цепей при внесении пробы в поле датчика. В результате созданы магнитные анализаторы массовой доли железа в пробе с погрешностью 0,5–1,1 % магнитного железа. Это анализаторы 2РМФ, 7РМФ, РИМВ-1.

## Глава 2

### ТЕОРИЯ ОТБОРА ПРОБ

#### § 2.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ОПРОБУЕМЫХ МАССИВОВ

Опробуемые массивы в общем случае всегда неоднородны. Даже тщательно перемешанный массив можно считать однородным лишь условно. В таком массиве сохраняется неоднородность, присущая отдельным кускам опробуемого массива.

Общая характеристика неоднородного массива — распределение вероятностей интересующей величины, чаще всего массовой доли какого-либо компонента. Распределение массовой доли показывает, как часто могут встретиться те или иные значения этой величины в массиве.

На рис. 2.1 приведены примеры распределения массовой доли меди, золота, железа, асбеста, полученные на обогатительных фабриках. Распределения могут быть представлены по-разному. На рис. 2.1, *a* изображена гистограмма, у которой по оси ординат откладывается частота  $h_j$  появления массовой доли в выбранном интервале ее изменения

$$h_j = r_{rij} / N,$$

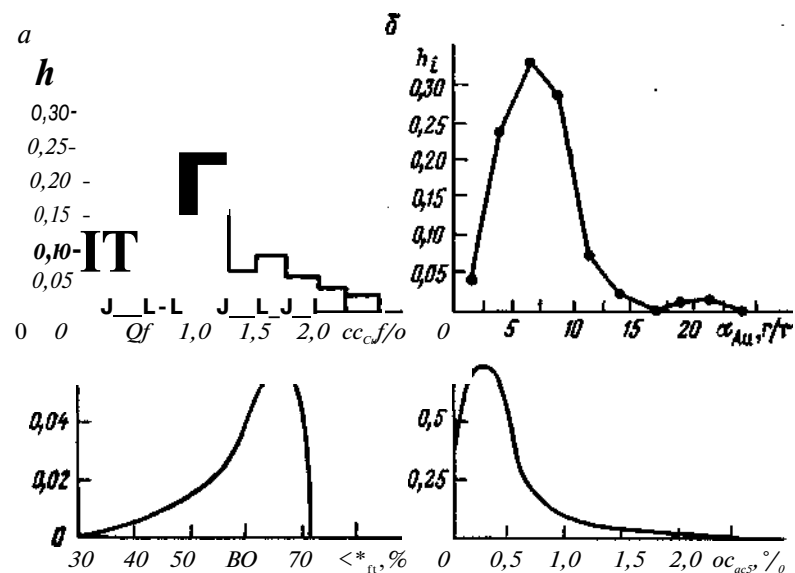


Рис. 2.1. Общие характеристики свойств опробуемых массивов распределения массовой доли компонента в точечных пробах: *a* — гистограмма; *б* — полигон; *в*, *г* — плотности распределения вероятности

где  $r_{ij}$  — число точечных проб с массовой долей  $w_i$ , соответствующей  $j$ -му интервалу;  $N$  — общее число точечных проб. Обязательно  $\sum_j h_j = 1$  (здесь  $k$  — число интервалов).

Если точки гистограммы, соответствующие середине интервалов, соединить отрезками прямой, то получим полигон распределения (рис. 2.1, б).

Аппроксимация гистограммы либо полигона распределения непрерывной кривой дает плотность распределения вероятностей  $w(a)$  (рис. 2.1, в, г).

Обязательно

ш (а) d а — 1.

Хотя распределения дают полное представление о свойствах массива, обычно пользуются менее информативными, но более простыми числовыми характеристиками — средним и средним квадратическим отклонениями.

Средним значением массовой доли, обозначаемой в дальнейшем  $a$ , будет средняя арифметическая величина

$$a = \sum_i f_i a_i / N; \quad (2.1)$$

$$a = \sum_j f_j a_j / \sum_j f_j; \quad (2.2)$$

$$\bar{a} = \int_0^{a_{\max}} a w(a) da. \quad (2.3)$$

Дисперсия массовой доли в точечных пробах

$$s_a^2 = S(a_i - a)^2 / (N-1); \quad (2.4)$$

$$A = 2 \sum_j f_j (a_j - a)^2; \quad (2.5)$$

$$s^2 = \int_0^{a_{\max}} f(a) (a - a)^2 w(a) da. \quad (2.6)$$

Среднее квадратическое отклонение является корнем квадратным из дисперсии (т. е.  $s_a$ ).

Здесь  $a_i$  — массовая доля в  $i$ -й точечной пробе, отобранной от массива;  $N$  — число точечных проб;  $a$  — средняя массовая доля для  $j$ -го интервала гистограммы либо полигона.

Формулы (2.1) и (2.4) используют для исходных данных, формулы (2.2) и (2.5) — для подсчета по гистограмме либо полигону, формулы (2.3) и (2.6) — для подсчета по кривым плотности распределения вероятностей.

Коэффициент вариации — отношение среднего квадратического отклонения к среднему значению определяемой величины. Для массовой доли (в долях единицы)

$$V_a = s_a / a. \quad (2.7)$$

Для массы пробы (в долях единицы)

$$V_m = s_j q. \quad (2.8)$$

Коэффициент вариации (в процентах)

$$V_a = 100 s_a / a. \quad (2.9)$$

Формулы (2.1) — (2.9) используют для определения средних арифметических величин.

В связи с тем, что пробы и опробуемые массивы имеют не только различные массовые доли компонентов, но и разные массы, вычисляют средние взвешенные значения

$$\langle a_{\text{взв}} \rangle = \sum_i f_i a_i / \sum_i f_i; \quad (2.10)$$

$$S_{a_{\text{взв}}} = \sum_i f_i (a_i - \langle a_{\text{взв}} \rangle)^2 q_i / \sum_i f_i. \quad (2.11)$$

Среднее взвешенное значение (2.10) и дисперсия взвешенного значения (2.11) отличаются от найденных по тем же данным средней и дисперсии по формулам (2.1) и (2.4).

Во всех балансовых расчетах используют среднее взвешенное значение.

Пример. Получены сменные результаты по переработке руды. В первую смену переработано  $M_1 = 400$  т с массовой долей  $a_1 = 1,2\%$ ; во вторую  $M_2 = 500$  т,  $a_2 = 0,9\%$  и в третью  $M_3 = 380$  т,  $a_3 = 1,1\%$ . Найти суточные показатели.

За сутки переработано

$$M_{\text{сут}} = \sum_{i=1}^3 M_i = 400 + 500 + 380 = 1280 \text{ т.}$$

Среднее взвешенное значение массовой доли за сутки по формуле (2.10)

$$a_{\text{сут}} = (1,2 \cdot 400 + 0,9 \cdot 500 + 1,1 \cdot 380) / 1280 = 1,053 \text{ \%}.$$

Среднее за сутки по формуле (2.1)

$$a = (1,2 + 0,9 + 1,1) / 3 = 1,067 \text{ \%}.$$

Дисперсия массовой доли по формуле (2.4)

$$s_a^2 = [(1,2 - 1,067)^2 + (0,9 - 1,067)^2 + (1,1 - 1,067)^2] / (3 - 1) = 0,0233 (\text{\%})^2; \\ s_a = 0,153 \text{ \%}.$$

Коэффициент вариации по формуле (2.7)

$$V_a = 0,153 / 1,067 = 0,143 \text{ (или } 14,3 \text{ \%)}.$$

Когда массив тщательно перемешан, назовем его однородным. Условность такого определения состоит в том, что это просто предельный вариант состояния неоднородности массива. Массивы, не перемешанные тщательно, будем называть неоднородными. Неоднородный массив опробовать можно только с помощью серии точечных проб, обеспечивающих равнопредставительность всех элементов неоднородности массива в пробе. По-другому это требование можно назвать требованием непредпочтительности отбора точечных проб от элементов неоднородности массива.

2\*

35

**§ 2.2. ЗАКОНОМЕРНОЕ ИЗМЕНЕНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЙ С УВЕЛИЧЕНИЕМ МАССЫ ТОЧЕЧНЫХ ПРОБ**

Рассмотрим полностью вскрытый продукт, т. е. материал, состоящий только из кусков чистого минерала с массовой долей определяемого компонента  $a = (Z_m)$  и кусков пустой породы с массовой долей определяемого компонента  $a = 0$ . Числовая доля кусков чистого минерала  $p$ , а числовая доля кусков пустой породы  $q = 1 - p$ .

Распределение массовой доли компонентов в отдельных кусках для полностью вскрытого продукта является дискретным, так как возможны только два состояния кусков  $a = (Z_m)$  и  $a = 0$ .

С увеличением числа кусков распределение будет меняться. Примем, что в опробуемом массиве куски одинакового размера. Распределение числовой доли кусков минерала среди  $n_m$  кусков, отбираемых в точечную пробу, будет

$$P_{m, n_T} = p^m q^{n-m} \binom{n}{m} \{Pz-m\text{Ш}\}. \quad (2.12)$$

Массовая доля определяемого компонента в пробе, содержащей  $m$  кусков чистого минерала,

$$a_{\langle, n_T} = m p_M d^b f_i J(n_T, p_{\langle, d}) = \text{tr}_{m, p_M} / (\Gamma_T p_{\langle}), \quad (2.13)$$

где  $m$  — число кусков чистого минерала в пробе, состоящей из  $n_m$  кусков;  $p_M, P_{\langle}$  — плотность соответственно минерала и продукта пробы;  $d$  — размер кусков;  $p_M$  — массовая доля определяемого компонента в минерале.

Плотность продукта пробы

$$P_{n_T} = [p_M m + p_n (\langle \Gamma - m)] / n m, \quad (2.14)$$

где  $p_n$  — плотность породы.

Совокупность дискретных значений  $P_{m, n_m}$  для каждого значения  $a_{\langle, n_T}$  и дает картину распределения массовой доли определяемого компонента.

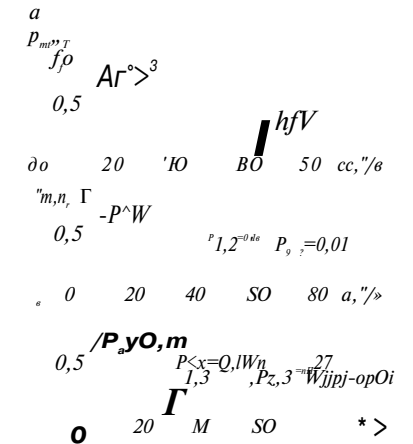
Пример. Построить распределение массовой доли при опробовании продукта, состоящего из чистых кусков минерала и породы, если в точечную пробу будем брать по одному, два и по три куска. Числовая доля кусков полезного минерала  $p=0,1$ ; плотность минерала  $p_M=4$ ; породы  $p_n=2$ . Массовая доля полезного компонента в минерале  $p_M=60\%$ .

При отборе в точечную пробу по одному куску будем иметь  $P_{1,1}=0,1$  кусков с массовой долей ценного компонента  $a=p_M=60\%$  и  $P_{0,1}=0,9$  кусков с массовой долей ценного компонента, равной нулю,  $a=0$ .

Распределение числовой доли кусков для этого случая представлено на рис. 2.2, а.

При отборе в точечную пробу каждый раз двух кусков возможны ситуации: в пробе два куска полезного минерала; один кусок минерала и один кусок породы; два куска породы.

Рис. 2.2. Распределения массовой доли компонента в точечных пробах, состоящих из одного (а), двух (б) и трех (в) кусков



Массовую долю ценного компонента в этих случаях определяют по формуле (2.13);  $p_{\langle, T}$  — по формуле (2.14)

$$a_{2,2} = 2 \cdot 4 \cdot 60 / (2 \cdot 4) = 60\%; \quad p_{2(2)} = 4; \quad a_{1,2} = 1 \cdot 4 \cdot 60 / (2 \cdot 3) = 40\%;$$

$$P_{1,2} = [4 \cdot 1 + 2(2 - 1)] / 2 = 3; \quad a_{0,2} = 0 \cdot 4 \cdot 60 / (2 \cdot 2) = 0\%; \quad p_{\langle, 2} = 2.$$

Вероятности появления указанных комбинаций по формуле (2.12)

$$P_{2,2} = [2! / 2! \cdot 2! / 2!] (2 - 2)! = p^2 = 0,01;$$

$$P_{1,2} = [2! / 1! \cdot 1! (2 - 1)!] = 2pq = 0,18;$$

$$P_{0,2} = [2! / 2! \cdot 0! / 0!] (2 - 0)! = q^2 = 0,81.$$

Проверка:  $P_{2,2} + P_{1,2} + P_{0,2} = 0,01 + 0,18 + 0,81 = 1$ . Распределение числовой доли кусков для этого случая представлено на рис. 2.2, б.

Аналогичные расчеты для точечных проб, состоящих из трех кусков, дают распределение, представленное на рис. 2.2, в, при этом:

$$a_{3,3} = 60\%; \quad p_{3,3} = 4; \quad P_{3,3} = 0,001; \quad a_{2,3} = 48\%; \quad p_{2,3} = 3,33;$$

$$P_{2,3} = 0,027; \quad a_{1,3} = 30\%; \quad p_{1,3} = 2,67; \quad P_{1,3} = 0,243; \quad a_{0,3} = 0\%;$$

$$P_{0,3} = 2; \quad P_{0,3} = 0,729.$$

Рис. 2.2 позволяет представить характер изменения распределений с увеличением числа кусков в точечной пробе.

Из формул (2.12) и (2.13) и рассмотренного примера следует, что распределение массовой доли зависит не только от объективно существующих для опробуемого массива числовых соотношений кусков  $p$  и  $q$ , но и от числа кусков  $n_m$  в точечной пробе в целом, т. е. от ее массы.

Поэтому первая фундаментальная закономерность опробования — распределение массовой доли определяемого компонента для любого массива не постоянно, а является функцией массы точечных проб, с помощью которых определяется это распределение.

wftfU

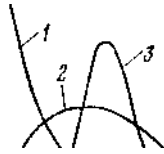


Рис. 2.3. Экспериментально полученные распределения массовой доли золота для одного и того же опробуемого массива:

1 — точечные пробы малой массы; 2 — точечные пробы средней массы; 3 — точечные пробы большой массы

Ка.

Чем больше  $n_m$ , т. е. чем больше масса точечной пробы, тем меньше вероятность получить большие значения  $P$  при  $m$ , близких к нулю и к  $n_q$ . Распределение постепенно стягивается к значению  $a$ , равному среднему значению по всему массиву, т. е. к величине

$$a = Pp_m p / p,$$

где  $p$  — средняя плотность опробуемого массива.

Само же дискретное распределение стремится к нормальному с дисперсией

$$s_a = PQ/P - \Gamma = p(1 - p)/n_T.$$

Рассмотренные дискретные распределения имеют теоретическое значение. Практически опробуемые продукты состоят из сростков, а не чистых кусков, сами куски различного размера и массы, а число кусков в точечных пробах обычно очень велико. В этих условиях получают распределения, которые можно характеризовать только так, как они представлены на рис. 2.1, т. е. гистограммами, полигонами и аппроксимирующими их функциями — плотностями распределения вероятности  $w(a)$ . Первая фундаментальная закономерность — изменение распределения массовой доли с изменением массы точечных проб проявляется при этом в изменении вида и параметров этих распределений.

На рис. 2.3 показаны экспериментально полученные распределения массовой доли на одном и том же опробуемом массиве с помощью точечных проб различной массы.

### § 2.3. ЗАКОНОМЕРНОЕ ИЗМЕНЕНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИИ С УВЕЛИЧЕНИЕМ МАССОВОЙ ДОЛИ КОМПОНЕНТОВ

Принципиально любое распределение массовой доли компонентов в точечных пробах асимметрично. Исключение составляют лишь продукты, содержащие половину кусков полезного мине-

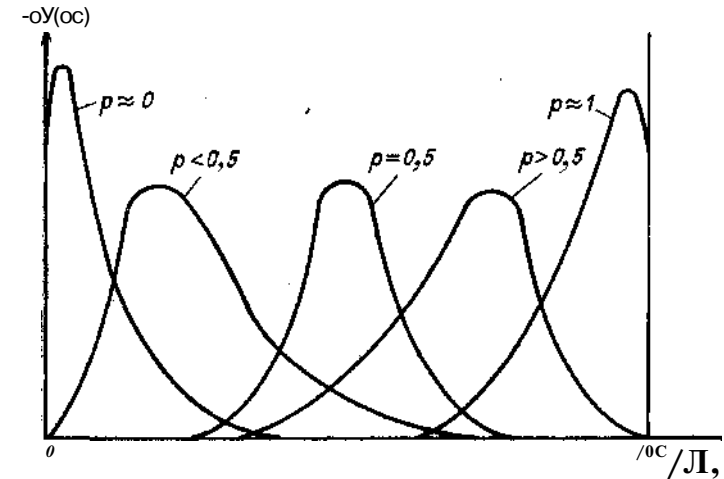


Рис. 2.4. Закономерное изменение распределения  $a$  (а) массовой доли в точечных пробах одной и той же массы с изменением относительной массовой доли определяемого компонента в опробуемом массиве  $a/p^*$

рала и половину — пустой породы, причем и полезный минерал, и порода имеют равные плотности.

Для всех остальных случаев, когда  $p \neq 0,5$ , распределение асимметрично: для  $p < 0,5$  (для руды и хвостов) имеет правостороннюю асимметрию (вытянутую вправо ветвь) и для  $p > 0,5$  (для очень богатых руд и концентратов) — левостороннюю асимметрию (вытянутую влево ветвь). Асимметрия тем больше, чем ближе  $p$  к 0 или 1 (рис. 2.4).

С увеличением  $n_T$  асимметрия для любых продуктов уменьшается. Многие исследователи экспериментально получают законы распределения массовой доли каких-либо компонентов, в продуктах обогащения близкими к нормальным.

Вторая фундаментальная закономерность — распределение массовой доли компонента в общем случае асимметрично, причем асимметрия при прочих равных условиях, в том числе при равных массах точечных проб, является функцией массовой доли. Чем меньше  $a$ , тем больше асимметрия распределения.

### § 2.4. ЗАКОНОМЕРНОЕ ИЗМЕНЕНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИИ С УВЕЛИЧЕНИЕМ РАЗМЕРА КУСКОВ

Распределение массовой доли компонентов в отдельных кусках с увеличением их размера также претерпевает закономерные изменения от дискретного биномиального закона до нормального. Однако в этом случае изменение распределения предопределя-

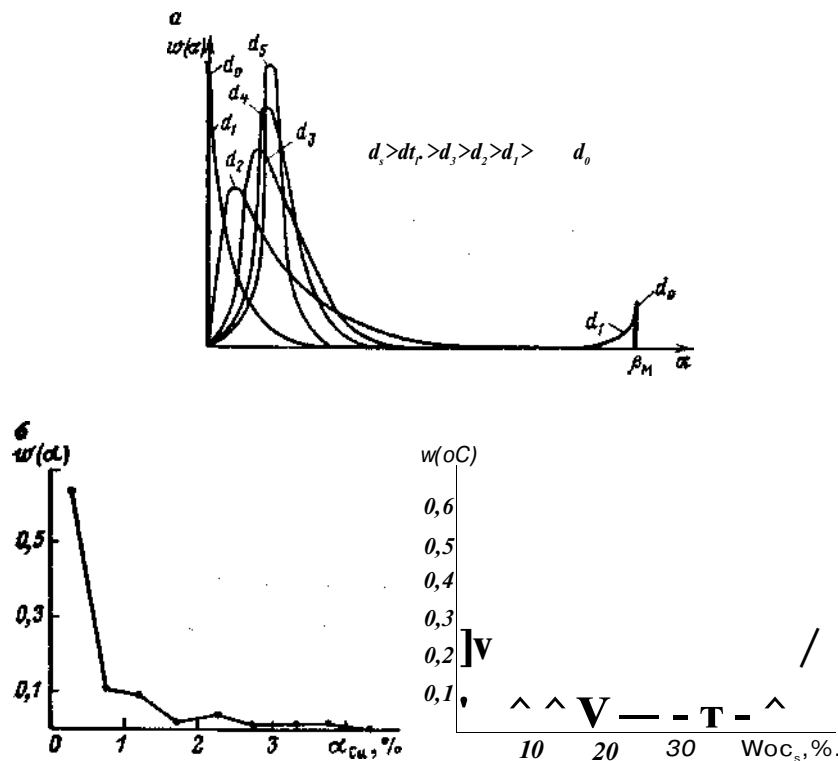


Рис. 2.5. Закономерное изменение распределения массовой доли в отдельных кусках с изменением их размера

ется не сочетанием кусков минерала и пустой породы, а распределением зерен минерала в исходном горном массиве.

На рис. 2.5, а показана эволюция закона распределения с увеличением размера кусков. Размер кусков  $d_0$  соответствует полностью вскрытым зернам минерала. Размер кусков  $d_1$  несколько больше и характеризуется появлением некоторого количества сростков. Куски размером  $d^{\wedge}$  полностью состоят из сростков и т. д. Куски размером  $d_5$  столь велики, что различия между ними по массовой доле компонентов незначительны, а распределение практически соответствует нормальному закону распределения.

На рис. 2.5, б, в представлены экспериментально полученные распределения массовой доли меди и серы в кусках медной руды, соответствующие приблизительно кускам размеров  $d_x$  и  $d_2$  (см. рис. 2.5, а).

Третья закономерность — распределение массовой доли компонентов в отдельных кусках закономерно изменяется от дис-

кретного (размер кусков  $d_0$ ) до нормального (размер кусков  $d_5$ ).

Обобщая, сформулируем основную закономерность распределения массовой доли в точечных пробах; распределение массовой доли определяемого компонента в точечных пробах (отдельных кусках)  $w(a)$  является функцией массы точечных проб (кусков)  $q_p$ , а также массовой доли определяемого компонента  $a$ , в общем случае асимметрично  $w(a) = f(q_p, a)$ .

### § 2.5. ДИСПЕРСИЯ ПОКУСКОВОГО ОПРОБОВАНИЯ

Кусок — естественный элемент неоднородности опробуемой массы. Закономерное изменение распределения с изменением размера кусков приводит к закономерному изменению основной характеристики распределения — дисперсии. Назовем такую дисперсию *дисперсией покускового опробования*. Близкий аналог этого понятия — контрастность руды. В соответствии с изменением распределения дисперсия покускового опробования  $s_k^2$  будет изменяться от максимального значения  $s_k^2_{\max}$  при малых размерах кусков до нуля для очень больших кусков. Типичный вид зависимости дисперсии покускового опробования от размера кусков  $s_k^2(d)$  представлен на рис. 2.6.

Эта зависимость может иметь некоторый горизонтальный участок  $AB$ , размер которого зависит от размеров зерен минерала, содержащего определяемый компонент.

Эту величину можно оценить по формуле Годэна для вкрапленных руд

$$PP = [(4-d_k)/d_3]^2,$$

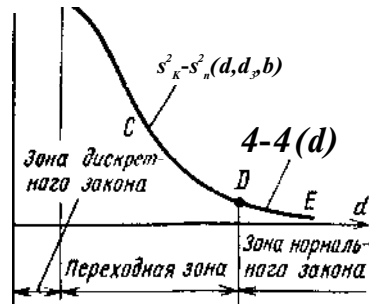
где  $p_0$  — доля раскрытого минерала.

Приблизительно можно считать, что эта зона составляет  $(0-g-0,1) d_3$ , где  $d_3$  — характерный размер зерна.

Распределение массовой доли компонента в этой зоне при покусковом опробовании описывается дискретным законом, поэтому диапазон  $AB$  зависимости  $s_k^2(d)$  назовем *зоной дискретного закона*. В этой зоне дисперсия покускового опробования максимальна и не зависит от размера кусков.

Для зоны дискретного закона  $s_k^2 \cdot dz = 5^2_{\max} = \text{const}$ . Дальнейший ход зависимости  $s_k^2(d)$  (участок  $B CD$ ) предопределяется структурой кусков, т. е. тем, каким образом будут зерна группироваться в отдельных кусках, равномерно распределяясь в рудной массе, либо образуя скопления, составляющие в итоге некоторые пространственные фигуры (жилы, слои). Характер группировки будем в дальнейшем описывать показателем  $B$ . Следовательно, в переходной зоне (участок  $B CD$ ) дисперсия покускового опробования является не только функцией

Рис. 2.6. Типичный вид зависимости дисперсии покускового опробования от размера кусков



размера куска  $d$ , но и размера зерна  $d_3$  и характера группировки  $B$

si.  $si(d, d_3, b)$ .

Для кусков большого размера влияние характера группировки зерен на массовую долю компонента в куске становится слабым по сравнению с влиянием макронеоднородностей рудного тела. Если эти макронеоднородности не закономерны, то отличия одних больших кусков от других предопределяются случайными отклонениями, а распределение массовой доли компонента в таких кусках приближается к нормальному. Поэтому дальнейшее изменение дисперсии покускового опробования (участок DE) зависит только от размера этих кусков, т. е. в зоне нормального закона

$s_{к. знз}^2$  si (d).

Зависимость  $s_k^2(d)$  можно найти экспериментально. С этой целью из пробы следует выделить некоторое число узких классов. В каждом классе отобрать около 100 кусков и для каждого куска определить массовую долю компонента  $ai(d)$ , после чего определяются точки кривой (см. рис. 2.6) по формуле

$$s^2(d) = L \sum_{i=1}^{n(d)} Wi(d) - a^2/[n(d)-1], \quad (2.15)$$

где  $n(d)$  — число отобранных кусков в классе с размером кусков  $d$ ;  $ai(d)$  — массовая доля определяемого компонента в  $i$ -м куске этого класса;  $a$  — средняя массовая доля в пробе.

Для кусков малого размера анализ отдельных кусков может быть невыполним. Тогда следует для анализа готовить каждый

раз вместо одного сразу  $m$  кусков с последующим пересчетом дисперсии

$$si(d) = mslt(d),$$

где  $s_m^2(d)$  — дисперсия, определенная по формуле (2.15) при анализе навески, подготовленной из  $m$  небольших кусков. Зависимость дисперсии покускового опробования от размера кусков — фундаментальная характеристика опробуемой массы и, в отличие от распределения массовой доли в точечных пробах, является неизменной. Найденная однажды для опробуемой массы  $s_k^2(d)$  может быть использована в любых последующих расчетах. Как объективная и неизменная характеристика опробуемого массива эта закономерность фундаментальна и на ее основе формулируются все основные законы опробования.

§ 2.6. МАКСИМАЛЬНАЯ ДИСПЕРСИЯ ПОКУСКОВОГО ОПРОБОВАНИЯ

Величину  $s_k^2 \max$  в зоне дискретного закона можно определить аналитически по формуле [11]

$$si \max = (p_m/p_n) \ll (P_m - \ll) [1 - a/p_m + O\phi_n/(p_m P_m)]^2. \quad (2.16)$$

Для малых  $a < (0,05 \wedge -0,1) p_m$  из формулы (2.16):

$$4 \max = (P_m/p_n) \ll P_m, \quad (2.17)$$

где  $p_m, p_n$  — плотность соответственно минерала и породы;  $a, p_m$  — массовая доля определяемого компонента соответственно в опробуемой массе и в минерале.

Формулу (2.16) удобно записать в относительном виде

$$si \max/P_m = (P_m/p_n) (a/p_m) (1 - a/p_m) [1 - a/p_m + (P_n/p_m) (a/p_m)]^2.$$

Такую функцию можно представить графически (рис. 2.7) для разных  $p_m/p_n$

Примеры использования формул (2.16), (2.17) и рис. 2.7.1. Для медного концентрата  $a=18\%$ ;  $(Z_m=34,5\%); p_m=4,2 \text{ г/см}^3; p_n=2,8 \text{ г/см}^3$ . Относительные значения  $a/(Z_m=18/34,5=0,52$  и  $p_m/p_n=1,5$ . По рис. 2.7 находим  $S^2K \max/P_m=0,27$ . Следовательно, максимальная дисперсия покускового опробования для медного концентрата  $s_k^2 \max=0,27pV=321,36 (\%)^2$ .

2. Для медных хвостов  $a=0,05\%$ ;  $p_m=34,5\%$ ;  $P_m=4,2 \text{ г/см}^3$  и  $p_n=2,8 \text{ г/см}^3$ . Удобнее воспользоваться формулой (2.17)  $s_k^2 \max = (4,2/2,8) X X 0,05-34,5 = 2,59 (\%)^2$ .

3. Для золотой руды  $a=2 \text{ г/т}; p_m=10^6 \text{ г/т}; p_n=18 \text{ г/см}^3; p_n=2,8 \text{ г/см}^3$ . Следовательно,  $s_k^2 \max = (18/2,8) \cdot 2 \cdot 10^6 = 12,86 \cdot 10^6 (\text{г/т})^2$ .

4. Для угля зольностью 20% ( $a=20\%$ ), зольностью породы 100% ( $p_m=100\%$ ), плотностью породы  $2 \text{ г/см}^3$  и плотностью угля  $1,4 \text{ г/см}^3$  по формуле (2.16) имеем  $s_k^2 \max = (2/1,4) \cdot 20 \cdot (100-20)[1-20/100+20X X 1,4/(100-2)]^2 = 2019,66 (\%)^2$ .

В последнем примере следует обратить внимание на понятие «определяемый компонент». Характеристикой качества угля является зольность. Опре-

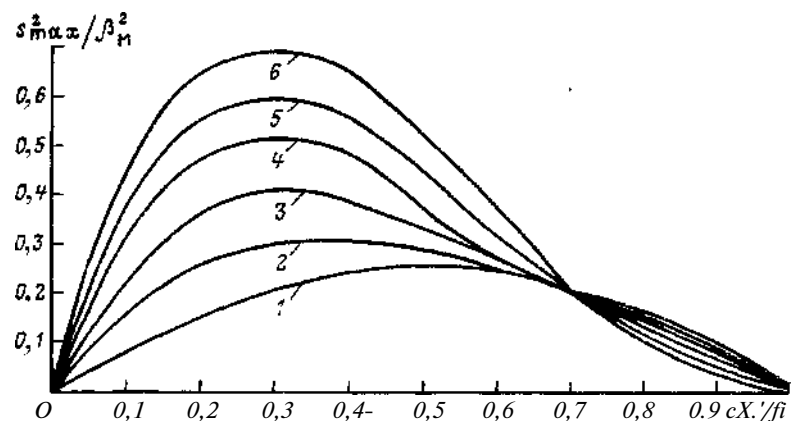


Рис. 2.7. Зависимость дисперсии покускового опробования от массовой доли (обе величины нормированы по массовой доле компонента в минерале): 1–6 — соответственно при  $P_u/P_n$  равном 1; 2; 3; 4; 5; 6

деляемый в этом случае минерал (порода) имеет массовую долю определяемого минерала  $V_m = 100\%$  и плотность его  $2 \text{ г/см}^3$ .

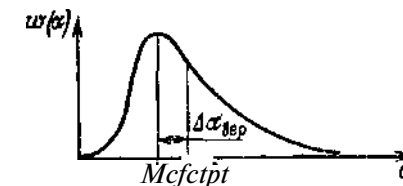
Если бы расчет вести по горючей массе, то, приняв плотность горючей массы  $1,3 \text{ г/см}^3$  и массовую долю горючего в угле  $96\%$ , имеем  $s_k^2 \text{ mai} = (1,3/1,4) \cdot 80 - (96 - 80)[1 - 80/96 + 80 - 1,4/(96 - 1,3)]^2 = 1345,84 (\%)^2$ .

Максимальная дисперсия покускового опробования соответствует полностью вскрытым зернам полезного минерала, причем таким образом, что сростки отсутствуют. Строго говоря, это возможно лишь при  $d \rightarrow 0$ . Однако для многих видов продуктов с допустимой мерой приближения такое состояние можно полагать и при кусках значительно большего размера (например, рассыпное золото, уголь, калийные соли, асбест и т. п.). Такое состояние продукта будет описываться при покусковом опробовании только дискретным законом, а диапазон изменения дисперсии покускового опробования  $AB$  (называемый зоной дискретного закона) описывается максимальной дисперсией, не зависящей от размера куска.

## § 2.7. ВЕРОЯТНАЯ СИСТЕМАТИЧЕСКАЯ ПОГРЕШНОСТЬ И УРАГАННЫЕ ПРОБЫ

Асимметричность распределения массовой доли компонентов в продуктах обогащения проявляется специфическим образом в том, что вероятность отклонений разного знака от среднего различна. Это значит, что для руды и хвостов чаще наблюдают малые отрицательные отклонения и реже — большие положительные. Среднее арифметическое в этих условиях является

Рис. 2.8. К определению понятия вероятной систематической погрешности



вполне определенным лишь при бесконечном увеличении числа наблюдений (кусков, проб, измерений). Реально никогда не имеется бесконечное число наблюдений, чаще не располагают даже достаточно большим их набором. Влияние конечного и, как правило, малого числа наблюдаемых единиц информации при опробовании проявляется в том, что результаты группируются не вокруг среднего, а возле некоторого смещенного от среднего значения, меньшего для правоасимметричных распределений и большего — для левоасимметричных. Следовательно, при малом числе наблюдений вероятнее будет наблюдаться мода  $Mo(a)$ , а не среднее  $a$ , т. е. определяя среднее при асимметричном распределении по малому числу проб, вероятнее всего будет допущена систематическая погрешность

$$Da = Mo(cc) - a. \quad (2.18)$$

Назовем эту погрешность вероятной систематической  $Da_{вер}$  (рис. 2.8).

Для основных типов асимметричных аппроксимирующих распределений вероятная систематическая погрешность:

для  $\wedge$ -распределения (если оно имеет вершину)

$$Da_{вер} = (a-1)(a - a_{min}) / (a+b-2) - (a - a_{min}),$$

где  $a, b$  — параметры распределения. Если  $p$ -распределение имеет вид убывающей функции, то  $Da_{вер} = -a$ , а если имеет вид возрастающей функции и при  $a_{min} = 0$ , то  $Da_{вер} = \langle X \rangle - a$ ;

для  $\wedge$ -распределения (правосторонняя асимметрия) при  $\sqrt{Va^2/s_a^2} > 1$

$$Da_{вер} = -s_a^2 / (\sqrt{Va}), \quad (2.19)$$

при  $\sqrt{Va^2/s_a^2} < 1$

$$Da_{вер} = -a;$$

для логарифмически-нормального закона распределения

$$Da_{вер} = \exp [\ln a - 0,5 \ln (1 + Sa/ot^2)] - a.$$

Асимметрия плотностей распределения массовой доли определяемого компонента в точечных пробах при ограниченном

числе точечных проб приводит к смещенной оценке средней массовой доли.

Пример. Средняя массовая доля равна 0,141%, мода — 0,0942%. Следовательно, вероятная систематическая погрешность по формуле (2.18) для отдельного часового измерения составит

$$Da_{н.р.} = 0,0942 - 0,141 = -0,0468 \%,$$

что соответствует относительному занижению массовой доли в хвостах на 33%. При использовании в расчетах среднего значения  $a=0,141\%$ , найденного по 240 измерениям, вероятная систематическая погрешность составит по формуле (2.19), если  $s_a=0,0808$ ,

$$La_{н.р.} = -(0,0808)^2 / (240 - 0,141) = -0,00019 \%.$$

Это соответствует относительному занижению массовой доли в хвостах всего на 0,13%.

Следует помнить о сути вероятной систематической погрешности. Точно так же, как дисперсия характеризует случайную погрешность, но не позволяет предсказать ее в каждом отдельном опыте, так и вероятная систематическая погрешность, характеризуя наиболее вероятные отклонения наблюдаемого по  $N$  пробам результата от среднего для бесконечного числа наблюдений, не дает оснований утверждать, что именно такое отклонение будет в каком-либо конкретном наблюдении.

Понятие вероятной систематической погрешности позволяет объяснить ряд наблюдаемых при опробовании эффектов, предсказать новые и указать недостатки некоторых распространенных приемов отбора и подготовки проб.

## § 2.8. МИНИМАЛЬНАЯ МАССА ПРОБЫ

Различные куски опробуемого массива имеют различную массовую долю определяемого компонента. Это различие характеризуется дисперсией покускового опробования  $s_k^2$ . Если задана допустимая погрешность отбора пробы  $s_{дон}$ , то при случайном отборе отдельных кусков от всего опробуемого массива обеспечить ее может только отбор в пробу некоторого числа кусков  $n$ . Это число можно найти из формулы, связывающей дисперсию среднего значения массовой доли  $a$  с дисперсией покускового опробования. Приняв  $s = -s_{дон}$ , получим

$$s = -s_{дон}$$

Следовательно, для обеспечения  $s_{дон}$  в пробу нужно отобрать  $n$  кусков:

$$n = \frac{2}{s_k^2 / s_{дон}^2}$$

Для опробуемого массива, состоящего из кусков одинакового размера  $d$  массой  $<7k=r^3$ , получим формулу минимальной массы пробы

$$q = (sl/sl_{он})pd^* \tag{2.20}$$

Формула (2.20) является основной формулой минимальной массы.

Если  $p$  измеряется в г/см<sup>3</sup>,  $d$  в мм, а  $q$  в кг, то нужно ввести согласующий множитель  $10^{-6}$ .

$$</=10^{-6}(s_k^2/s_{дон}^2)pd^* \tag{2.21}$$

Размерности  $s_k^2$  и  $s_{дон}^2$  в формуле (2.21) могут быть любыми, но обязательно одинаковыми.

Переход к опробуемым массам, содержащим куски различного размера, выполним с помощью распределения кусков по крупности  $w(d)$

$$<7 = \int_0^{\max r} \{sl(d)/sl_{он}\}pd^*w(d)dd \tag{2.22}$$

Так как дисперсия покускового опробования зависит от размера кусков, в формуле (2.22) введена функция  $s_k^2(d)$ .

Для равномерного закона распределения крупности  $w(d) = 1/d_{max}$ , Приняв  $d_{max}=2d$  и  $S_k^2(d)$ , получим

$$q = 2[sl(d)/sl_{он}]pd^* \tag{2.23}$$

Если  $d$  определяется с помощью ситового анализа, то вводят коэффициент формы  $f$

$$<7 = 2[4(d)/\&,,]/pg \tag{2.24}$$

В последующем индекс  $s$  при величине  $d$  можно опускать, имея в виду, что при практических расчетах для согласования определяемых с помощью ситового анализа размеров кусков с истинными в формулы вида (2.23) следует вводить коэффициент формы  $f$ .

С учетом указанных выше размерностей формула (2.24), как основная рабочая формула минимальной массы, примет вид:

$$q = 2 \cdot 10^{-6} [si (dyslojfpd^* \tag{2.25}$$

Итак, минимальная масса пробы по формуле (2.25) является в общем случае функцией куба размера кусков опробуемой массы

$$q = k(d) \sim d^3 \tag{2.26}$$

где

$$k(d) = 2 \cdot 10^{-6} [si (d)/sl_{он}] / p \tag{2.27}$$

В формулы (2.26) и (2.27) входит одна экспериментально определяемая величина  $s_k^2(d)$ . Остальные либо задаются ( $\xi^2$  доп,  $f$ ,  $d$ ), либо определяются общепринятым образом (р).

В формулу минимальной массы входит дисперсия поискового опробования  $s_k^2(d)$ , которая тоже зависит от размера кусков. Это двойное влияние размера кусков приводит к изменению общей степени при размере кусков в формуле минимальной массы. Сама же минимальная масса пробы сложным образом зависит от размера кусков.

В соответствии с выделенными зонами изменения дисперсии поискового опробования, получим соответствующие формулы минимальной массы пробы.

В общем случае дисперсия поискового опробования зависит от размера куска, размера зерна и характера вкрапленности.

В зоне дискретного закона любой продукт вскрыт, поэтому дисперсия поискового опробования максимальна и постоянна [см. формулы (2.16), (2.17)], а минимальная масса однозначно предопределяется кубом размера кусков

$$g - 2[s_{k_{\max}}^2 / s_{J_0} n] / p d^3. \quad (2.28)$$

В переходной зоне дисперсия поискового опробования зависит от размера кусков, размера вкраплений и характера вкрапленности. Подставив выражение для  $s_k^2(d)$  [11] в общую интегральную формулу (2.22) и взяв интеграл, получим

$$q = [8 / (4 - 6) (6 + 1)] (a J s l_{on}) f_{\rho} u d l^{-b} \sim d^b. \quad (2.29)$$

В работе [11] показано, что  $b=0$  для редкой равномерной вкрапленности минерала;  $b=1$  для жильной вкрапленности;  $b=1,5$  для неравномерной вкрапленности;  $b=2$  для слоистой вкрапленности;  $b=3$  для случая, когда куски представлены либо чистым минералом, либо породой.

Минимальная масса в переходной зоне в зависимости от характера вкрапленности, описываемого показателем  $b$ , по-разному зависит от размера кусков. Показатель степени при  $d$  может изменяться от 0 до 3.

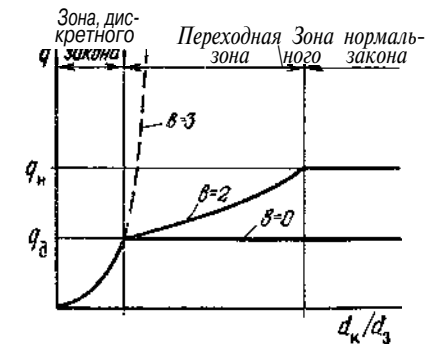
Важно заметить, что суммарный показатель степени при размере кусков и размере зерен вкраплений всегда равен трем.

Формула (2.29) справедлива для бедных продуктов ( $a < 0,1$  р<sub>м</sub>). Для богатых продуктов нужно использовать общие формулы дисперсии поискового опробования (2.16) и минимальной массы (2.22).

В зоне нормального закона минимальная масса не зависит от крупности

$$q = 2[sl_{on} J]^{\wedge} dl, \quad (2.30)$$

Рис. 2.9. Закономерное изменение минимальной массы пробы с изменением размеров кусков опробуемого массива для кусков различной структуры (различное значение показателя  $b$ )



где  $d_3$  — любой размер кусков для зоны нормального закона, для которых экспериментально определена дисперсия поискового опробования  $s_{k^*}^2$ .

На рис. 2.9 приведены зависимости, построенные по формулам (2.28) — (2.30) для трех зон. Видно, что минимальная масса пробы сложным образом зависит от размера кусков опробуемой массы. Начальный участок этой зависимости всегда представляет собой кубическую парабола. Эта закономерность для всех вскрытых продуктов ( $b=3$ ) сохраняется и в дальнейшем. Для продуктов, содержащих сростки, эта зависимость в переходной зоне тем больше отклоняется от кубической парабола, чем меньше  $b$ . Для  $b=0$  минимальная масса в переходной зоне не зависит от размера кусков опробуемой массы. В зоне нормального закона эта зависимость также отсутствует, однако минимальная масса зависит от достигнутого ею уровня к концу переходной зоны.

Выделенные участки на рис. 2.9 для реальных условий будут иметь сглаженные переходы один в другой.

Широко распространенные простые формулы минимальной массы

$$q = K d^a \quad (2.31)$$

или

$$q = K d^a \quad (2.32)$$

являются эмпирическими, так как коэффициент  $K$  в формуле (2.31) и  $K$  и  $a$  в формуле (2.32) определяются только экспериментально, а показатель степени постоянный (2), либо переменный ( $a$ ) соответствуют, как правило, узкому диапазону изменения крупности. Недостаток формул (2.31) и (2.32) — скрытое использование допустимой погрешности, в результате чего обычно неясны условия экспериментального определения  $K$  и  $a$ , а также какова погрешность их использования.

50 Таблица 2.1  
Формулы минимальной массы

Основная	Интегральная	Рабочая с учетом размерностей
$q = [s_{\max}^2(d, d_s/s_{\text{доп}}^2)] \rho d^3$	<p style="text-align: center;"><i>Общий случай</i></p> $q = \int_0^{d_{\max}} [s_{\max}^2(d, d_s/s_{\text{доп}}^2)] \times \rho d^3 w(d) dd$	—
$q = [s_{\max}^2/s_{\text{доп}}^2] \rho d^3$	<p style="text-align: center;"><i>Для зоны дискретного закона</i></p> $q = [s_{\max}^2/s_{\text{доп}}^2] \rho \int_0^{d_{\max}} d^3 w(d) dd$	<p>Для <math>w(d) = 1/d_{\max}</math> в общем случае  <math>q = 2 \cdot 10^{-6} [s_{\max}^2/s_{\text{доп}}^2] f \rho d_c^3</math>                      Для <math>\alpha &lt; 0,1 \beta_M</math>  <math>q = 2 \cdot 10^{-6} [\alpha \beta_M / s_{\text{доп}}^2] f \rho_M d_c^3</math>                      Для <math>\alpha &gt; 0,1 \beta_M</math>  <math>q = 2 \cdot 10^{-6} [\alpha (\beta_M - \alpha) / s_{\text{доп}}^2] f \rho_M \times</math>  <math>\times d_c^3 [1 - \alpha/\beta_M + \alpha \rho_M / (\beta_M \rho_M)]^2</math></p>
$q = [2^{3-b}/(4-b)] \times (\alpha \beta_M / s_{\text{доп}}^2) \rho_M d_c^{3-b} d^b$	<p style="text-align: center;"><i>Для переходной зоны для <math>\alpha &lt; 0,1 \beta_M</math></i></p> $q = \int_0^{d_s} [2^{3-b}/(4-b)] [\alpha \beta_M / s_{\text{доп}}^2] \times \rho_M d_c^{3-b} d^b w(d) dd$	$q = 10^{-6} K [\alpha \beta_M / s_{\text{доп}}^2] f \rho_M d_c^{3-b} d_c^b$ где $K = 8/(4-b)(b+1)$ ; $d_s < d < \bar{d}_s \times$ $\times \sqrt[3-b]{\rho_M \beta_M / (\rho_{\max} \alpha)}$
—	<p style="text-align: center;"><i>Для зоны нормального закона</i></p>	$q = 2 \cdot 10^{-6} [s_s^2/s_{\text{доп}}^2] f \rho d_c^3$

Гораздо определеннее использовать общую формулу (2.26). Видно, что коэффициент  $K(d)$  может изменяться в гораздо более широких пределах, и по формуле (2.27) он вполне естественно предопределяется свойствами руды ( $s_k^2(d)$ ,  $\rho$ ,  $f$ ) и допустимой погрешностью  $f s_{\text{доп}}$ .

В табл. 2.1 приведены основные формулы, записанные для  $d = \text{const}$ , интегральные, записанные с учетом распределения параметров кусков  $w(d)$  и зерен  $w(d_s)$  и рабочие — полученные из интегральных при некоторых условиях, указанных в табл. 2.1.

Пример. Найти минимальную массу пробы при опробовании золотоносного песка, состоящего из чистых золотинок и песчинок одного размера. Ожидаемая массовая доля золота  $a = 2$  г/т ( $\rho_M = 10^6$  г/т), плотность минерала  $\rho_M = 18$  г/см<sup>3</sup>, плотность породы  $\rho = 3$  г/см<sup>3</sup>,  $d_{c,\max} = 1$  мм, распределение  $w(d)$  — равномерное,  $\beta = 0,5$ .

Решение. Для зоны дискретного закона для  $s_{\text{доп}} = 0,05$  г/т  $q = 2 \cdot 10^{-6} \times X / \rho f \beta^2 c^3 K^2 (f c) / s_{\text{доп}}^2 = 2 \cdot 10^{-6} \cdot 0,5 \cdot 3 \cdot 0,5^3 [12 \cdot 10^6 / 0,05^2] = 1800$  кг. Здесь  $s_k^2 = (\rho_M / \rho) a^2 \beta^3 = 12 \cdot 10^6$  (г/т)<sup>2</sup>. Для  $s_{\text{доп}} = 0,4$  г/т  $q = 2 \cdot 10^{-6} \cdot 0,5 \cdot 3 \cdot 0,5^3 [12 \times 10^6 / 0,4^2] = 28,125$  кг.

В основной рабочей формуле (2.25) минимальной массы пробы неизвестной является дисперсия кускового опробования  $s_k^2(d)$ . Для ее определения необходимо отобрать 50—100 кусочков опробуемого материала размером приблизительно  $d_c$ . Отбор следует выполнять, равномерно распределив кусочки по всему опробуемому массиву. Можно также отобрать каким-либо общепринятым способом пробу, соответствующую опробуемому массиву, выделить рассевом узкий класс, близкий к  $d_c$ , и отобрать от него сокращением 50—100 кусочков, для каждого из которых следует выполнить анализ массовой доли определяемого компонента. После этого  $s_k^2(d)$  определяется по известной формуле дисперсии.

Широкое распространение получили упрощенные формулы (2.32), которые для конкретных условий могут быть получены экспериментально, что и отражают все существующие в настоящее время ГОСТы. Так как ГОСТы разрабатываются на основе экспериментальных работ, в указанных ГОСТами условиях эти формулы пригодны для использования. Недостатком является отсутствие указаний о сопутствующих этим формулам погрешностях. Неправильно также стремление расширить область использования таких формул.

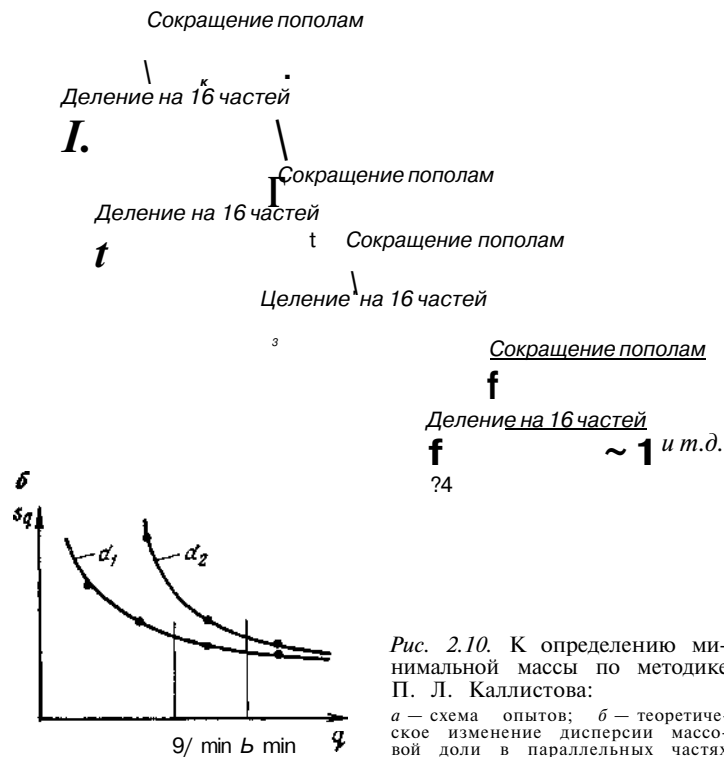
Экспериментальная основа определения коэффициентов  $K$  и  $a$  — широко известная методика П. Л. Каллистова, которая состоит в определении минимальных масс  $q$  и  $q^{\wedge}$  для двух классов крупности опробуемого материала  $d_y$  и  $d_z$ , после чего реше-

нием системы двух уравнений находят неизвестные коэффициенты  $K$  и  $a$

$$\sigma_{\min} = K \cdot a$$

$$\sigma_{\min} = \sigma^2$$

Минимальные массы  $q_{\min}$  и  $c/2 \min$  определяют следующим образом (рис. 2.10, а). Пробу крупностью  $d$  и массой  $Q_b$  заводом большей, чем предполагаемая минимальная масса, сокращают пополам. Одну половину делят на 16 порций массой  $q_p$ , измельчают их без сокращения до крупности 0,1 мм и сдают на химический анализ. По 16 результатам анализа вычисляют среднюю квадратическую погрешность  $s_{q_b}$ , вторую половину вновь делят пополам и из четверти исходной массы сокращением формируют 16 проб массой  $q_2$  ( $\sigma = 0,5 \cdot q_1$ ) вычисляют  $s_{q_2}$  и т. д. В итоге можно для некоторой серии масс  $q_1, q_2, \dots, q_i$  построить зависимость  $s_q$  от массы проб  $q$ . Характерный вид



такой зависимости приведен на рис. 2.10, б для пробы крупностью  $d_1$ . Аналогично проводят работу с другой пробой крупностью  $d_2$  и массой  $Q_2$ , построив зависимость погрешности от массы для крупности  $d_2$ . Минимальную массу пробы устанавливают по графику, считая, что масса, при которой погрешность перестает существенно снижаться, и есть минимальная для данной крупности (например,  $q_{\min}$  и  $q_{2\min}$  на рис. 2.10, б).

### § 2.9. ЧИСЛО ТОЧЕЧНЫХ ПРОБ ПРИ СЛУЧАЙНОМ ИЗМЕНЕНИИ СВОЙСТВ МАССИВА

Основная характеристика случайного изменения свойств массива — дисперсия массовой доли в точечных пробах  $s_T^2$ .

Погрешность объединенной пробы, составленной из  $N$  точечных проб, определяют по формуле

$$s_T = \frac{s_T}{\sqrt{N}}$$

Допустимую для отбора погрешность  $S_{\text{доп}}$  обеспечивает число точечных проб  $N = S^2 / S_{\text{доп}}^2$ . Из этой формулы следует известная формула  $N = K^2 V^2 / P_{\text{от}}^2 T$ . Здесь  $K$  — квантиль распределения, соответствующего точечным пробам. Обычно считают  $V/C=2$ ;  $V$  — коэффициент вариации точечных проб;  $P_{\text{от}}$  — допустимая относительная погрешность отбора проб.  $V$  и  $P_{\text{от}}$  следует принимать одинаковой размерности (проценты или доли единицы).

Стандартизованные способы определения числа точечных проб. Определение дисперсии точечных проб экспериментальным путем представляет трудоемкую задачу. Поэтому при разработке нормативных документов (ГОСТов, ОСТов) изучают те виды массивов, для которых разрабатывают рекомендации, находят диапазоны изменения характеристик этих массивов и рекомендуют рассчитывать  $N$  без экспериментального определения дисперсии точечных проб. При этом число точечных проб обычно связывают с массой опробуемого массива, которая ориентировочно (а иногда и точно) известна.

В основе использования массы как показателя неоднородности лежит интуитивное соображение о том, что, чем больше масса, тем труднее ее перемешать и тем неоднороднее она должна быть. Следовательно, чем больше опробуемая масса, тем больше точечных проб следует от нее отобрать. Кроме того, чем больше опробуемая масса, тем ответственнее опробование и тем точнее результат стремятся получить.

В итоге формируют формулы или таблицы, включающие обычно опробуемую массу и в определенной мере массу точечной пробы, проявляющуюся отчасти в коэффициенте вариации  $V$  точечных проб для опробуемого массива.

Так, ГОСТ 14180—80 на руды и концентраты цветных металлов узаконил формулу

$$N = 0,075V \text{ УМ},$$

где  $V$  — коэффициент вариации, %;  $M$  — масса, т.

ГОСТы 15054—80 и 16598—80 задают погрешность отбора пробы на железо и марганец как функцию массы.

Рекомендуемые этими ГОСТами погрешности отбора проб (%) приведены ниже:

ГОСТ	15054—80	16598—80
Масса партии, тыс. т:		
до 0,5	0,90	0,70
свыше 0,5 до 1	0,78	0,55
1—2	0,70	0,46
2—5	0,59	0,42
5—15	0,49	0,39
15—30	0,45	0,37
30—45	0,42	0,35
45—70	0,40	—
70—100	0,37	—

Число точечных проб, таким образом, определяется как функция массы.

Особенность железных и марганцевых руд позволяет регламентировать средние квадратические отклонения массовой доли железа (марганца): малая вариация  $s_T = 1,25\%$  (0,75%), средняя — 1,75% (1,75%), большая — 2,5% (2,25%).

Согласно ГОСТ 10742—71, для обогащенного каменного угля и антрацита число точечных проб для партии массой до 1000 т всегда равно 16, а для массы свыше 1000 т определяется по формуле

$$N = \frac{M}{M_{\min}},$$

где  $M$  — масса партии, т.

Для небогатого каменного угля и антрацита для партии массой до 1000 т  $N$  всегда равно 32, а для больших масс

$$N = 32 \text{ УМ}/1000.$$

При этом ГОСТ 10742—71 регламентирует и массу точечной пробы  $q_r$  (кг):

$$q_r > 0,06d_{\max},$$

где  $d_{\max}$  принимается в миллиметрах.

Там же указаны и базовые погрешности опробования: относительная  $\pm 10\%$  для зольности до 20% и абсолютная  $\pm 2\%$  для зольности более 20%.

**Примеры. 1.** Определить число точечных проб по ГОСТ 14180—80 для партии свинцового концентрата массой  $M = 700$  т, коэффициент вариации точечных проб 19%

$$N = 0,075 \cdot 19 \cdot \sqrt{700} = 38.$$

**2.** Определить число точечных проб по ГОСТ 15054—80 при опробовании железного концентрата массой 3000 т с большой вариацией среднего квадратического отклонения массовой доли

$$V = 4 - 2,5^2 / 0,59^2 = 72.$$

## § 2.10. ЗАВИСИМОСТЬ МИНИМАЛЬНОЙ МАССЫ ОБЪЕДИНЕННОЙ ПРОБЫ ОТ МАССЫ ТОЧЕЧНОЙ ПРОБЫ

Полную дисперсию массовой доли компонентов  $s^2$  в опробуемом массиве условно можно представить как сумму дисперсии средних массовых долей в некоторых локально ограниченных массах  $s_{cp}^2$  и дисперсию массовых долей в отдельных кусках этих масс  $s_{к.ср}^2$

$$s^2 = s_{cp}^2 + s_{к.ср}^2$$

Используя правило для дисперсии среднего, получим, что дисперсия погрешности оценки массовой доли объединенной пробы будет равна

$$s_l^2 = s^2 JN + s_{к.ср}^2 / (N n_m), \quad (2.33)$$

где  $N$  — число точечных проб или, другими словами, число учтенных в объединенной пробе локально ограниченных массивов;  $n_m$  — число кусков в точечной пробе.

Из формулы (2.33) следует известное правило: число точечных проб ( $N$ ) увеличивать всегда выгоднее, чем массу точечных проб ( $n_m$ ). Для неоднородного массива это приводит к сильному возрастанию минимальной массы неоднородного массива (иногда) с увеличением массы точечных проб:  $q_{n,m} = \sqrt{1 + \frac{s_{к.ср}^2}{s_{cp}^2}} \cdot \sqrt{n_m}$ . Здесь  $q$  — минимальная масса для однородного массива, найденная по формулам (2.25), (2.29), (2.30);  $q_k$  — масса кусков;  $s_{aon}$  — допустимая средняя квадратичная погрешность для отбора пробы. Из приведенной формулы видно, что наименьшая минимальная масса будет при  $n_m = 1$ , т. е. при отборе проб в точечную пробу одного куска (покусковой отбор проб).

## § 2.11. ОПТИМАЛЬНЫЙ ПРОБООТБОР

Из условия, что наименьшая минимальная масса возможна лишь при покусковом отборе точечных проб, следует, что способы отбора проб неравнозначны и покусковой отбор точечных проб предпочтительнее других вариантов. Если этот отбор од-

повременно обеспечивает получение начальной массы пробы  $q_n >$  равной необходимой  $d_n$ , то получим оптимальный пробоотбор.

Оптимальный пробоотбор — покусковой отбор точечных проб, обеспечивающий равенство

$$q_n = q = q_k \quad (2.34)$$

Число точечных проб при оптимальном пробоотборе равно числу кусков в объединенной пробе

$$N = q_n / q_k \quad (2.35)$$

где  $q_k$  — масса отбираемого куска.

Число точечных проб, обеспечивающих минимальную массу пробы,

$$N = s_l(q_n) / s_l(q_k) \quad (2.36)$$

Из равенств (2.34) — (2.36) следует уравнение оптимального пробоотбора

$$q_n / q_k = s_l(q_n) / s_l(q_k) \quad (2.37)$$

Уравнение (2.37) оптимального пробоотбора можно записать в следующем виде:

$$\frac{q_n}{q_k} = \frac{s_l(q_n)}{s_l(q_k)} = \frac{d_n}{d_k} \quad (2.38)$$

Величины  $d_n$  и  $s_l(q_n)$  являются заданными.

Дисперсия покускового опробования  $s_k^2$  является функцией размера, а значит и массы куска  $q_k$  (см. рис. 2.6), т. е.  $s_k^2(q_k)$ . Из уравнения  $\hat{s}_k^2(q_k) = \hat{s}_n^2$  можно найти массу куска  $q_k$ , удовлетворяющую требованию оптимального пробоотбора. Это значит, что отбирая в точечные пробы по одному куску массой  $q_k$ , в итоге получим необходимую массу, равную минимальной.

При этом будет отобрано  $N_{opt}$  точечных проб-кусков

$$N_{opt} = SK(q_k) / s_l(q_k) \quad (2.38)$$

Если, например, дисперсия  $s_k^2(q_k)$  не зависит от  $q_k$ , а это соответствует всем вскрытым материалам, т. е. продуктам, состоящим из чистых кусков породы и минералов, при этом  $s_k^2(q_k) = s_k^2 \max$ , то масса точечных проб-кусков

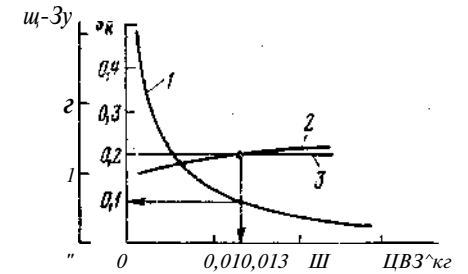
$$q_k = \frac{s_l(q_n)}{s_l(q_k)} \cdot q_n = \frac{s_l(q_n)}{s_l(q_k)} \cdot d_n \quad (2.39)$$

и их число

$$N_{opt} = SK \max / s_l(q_n) \quad (2.40)$$

Формулы (2.39) и (2.40) следуют из выражений (2.37) и (2.38).

Рис. 2.11. К решению уравнения оптимального пробоотбора



Естественно, что точечные пробы-куски должны быть отобраны от всего массива, т. е. соответствующим образом распределены в нем.

Пример. Экспериментальным путем для медной руды с массовой долей  $\alpha = 1\%$  получена зависимость  $s_k^2(q_k)$ .

Наносим ее на график (рис. 2.11, линия 1). Умножаем точки линии  $s_k^2(q_k)$  на величину  $q_k$  и проводим линию 2. Вычисляем величину  $\gamma = \sqrt{7d_n^2}$ . Необходимо отобрать пробу массой 2 кг с относительной погрешностью 5%. Тогда  $d_n = 5 - 1/(2 - 100) = 0,025\%$ ;  $\gamma = \sqrt{7 \cdot 0,025^2} = 1,25 \cdot 10^{-3}$  (кг-%).

Проводим горизонтальную линию 3 с  $t = 1,25 \cdot 10^{-3}$ . Точка ее пересечения с линией  $\sqrt{7KS_k^2} (< 7K)$  даст значение оптимальной массы куска  $q_k$ , опт = 0,013 кг. Соответствующее этому  $q_k$  значение  $SK^2 (< 7K) = 0,1$  (%). Число точечных проб-кусков составит  $\#_{opt} = 0,1/0,025 = 160$ .

## § 2.12. ТРИ ВАРИАНТА РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ОТБОРА ПРОБ

При решении задач отбора проб возможны различные варианты сочетаний исходных данных и, соответственно, различными будут и расчетные показатели.

Обычно вначале выбирают способ и технику отбора проб, что предопределяет массу точечной пробы  $q_n$ , которую рассчитывают для принятого оборудования (например пробоотбирателей) по известным формулам. Всегда должна быть задана также допустимая погрешность отбора объединенной пробы  $S_{доп}$ . В этом случае экспериментально определяемая характеристика опробуемого массива — дисперсия точечных проб  $s_T^2$ .

После экспериментальной оценки  $s_T^2$  выполняется расчет числа точечных проб

$$N = S_l / S_{доп}$$

Начальная масса пробы  $q_n$ , равная в этом случае минимальной  $q$ , равна  $q_n = q_T$ ,  $N = q$ .

В этом первом варианте расчета обеспечивается равенство минимальной и начальной масс, но не учитывается необходимая масса пробы, которая может оказаться как больше, так и меньше начальной.

Если необходимая масса больше полученной начальной, то может быть произвольно увеличено число точечных проб  $N$  настолько, чтобы начальная масса пробы стала равной необходимой. Погрешность результата опробования  $s_{pe3}$  окажется при этом меньше допустимой при отборе  $Y_{доп}$ .

Если необходимая масса будет меньше полученной начальной, то в последующем пробу придется сокращать, и погрешность результата  $s_{pe3}$ , возрастает по сравнению с использованной допустимой погрешностью отбора  $s_{нон}$ .

Этот вариант расчета общепринят, так как варьируемой величиной оказывается число точечных проб, которым легко управлять. В той или иной форме этот вариант используют государственные стандарты.

Менее распространен *второй вариант*, при котором заданы число точечных проб  $N$  и допустимая погрешность отбора объединенной пробы  $Y_{доп}$ . В этом случае экспериментально определяемыми характеристиками опробуемого массива являются средняя масса кусков  $q_k$  и дисперсия массовой доли в таких кусках  $s_k^2$ . Следует также определить дисперсию точечных проб  $s_T^2$  некоторой, заведомо большой массы  $q_k = f p d_c^3$ .

$$\begin{aligned} \xi &= 2 \sum_{i=1}^N (a_i - a_k)^2 / (n_k - 1); \\ S_T &= \xi (s_T^2 - \bar{OL}^2 / (N - 1)) \text{ ИЛИ } S^2 = \\ &= 0,25 Da_T = 0,25 (a_{max} - a_{min}). \end{aligned}$$

Здесь  $f$  — коэффициент нормы;  $p$  — плотность руды;  $d_c$  — размер ячейки сита, на котором остается 50 % пробы по массе;  $a_k$  — массовая доля определяемого компонента в  $k$ -м куске;  $a_{i^*}$  — массовая доля в  $i$ -й точечной пробе;  $n_k$ ,  $N$  — число отобранных для определения  $s_k$  либо  $s_T$  кусков, либо точечных проб;  $a_{max}$ ,  $a_{min}$  — соответственно максимальная и минимальная массовая доля на расчетном контрольном периоде.

Используя основное уравнение погрешностей объединенной пробы  $s^2 = (s_T^2 - \{s^2 n_k\}) / N$ , определяем минимальную массу пробы  $q$ , равную начальной  $q_H$

$$q = q_k s^2 J \{ N s_{нон} - 4 \} = \xi k$$

и массу точечной пробы

$$q_T = q J N.$$

Заданные величины  $N$  и  $s_{нон}^2$  должны быть такими, чтобы соблюдалось неравенство  $A^2 s_{нон}^2 n_k > s_T^2$ , т. е. знаменатель в формуле для  $q$  должен быть положительным.

Во втором варианте расчета также обеспечивается равенство минимальной и начальной масс, но не учитывается необходимая масса пробы  $q_A$ . Если необходимая масса больше полученной начальной, то следует увеличить массу точечных проб до  $q_T = q J N$ .

При этом будет достигнута погрешность результата  $s_{pe3}$  несколько меньше допустимой погрешности отбора  $s_{нон}$ .

Если необходимая масса меньше полученной  $q_H$ , то в последующем пробу придется сократить, и погрешность результата  $s_{pe3}$  возрастет по сравнению с  $s_{нон}$ .

Второй вариант расчета реализуем, если есть возможность менять массу точечной пробы.

*Третий вариант* расчета — реализация оптимального пробоотбора, при котором обеспечивается равенство трех масс: необходимой, начальной и минимальной:  $q_A = q_H = q$ . Заданной в этом случае является именно необходимая масса  $q_A$ . Равенство ее остальным обеспечивается выбором куска, составляющего собственно точечную пробу, и числа точечных проб-кусков.

Экспериментально определяемой в этом случае является зависимость дисперсии массовой доли определяемого компонента в отдельных кусках от их массы. Для этого некоторая проба должна быть рассеяна на классы крупности и для каждого класса найдена дисперсия массовой доли в кусках

$$s_i(q_j) = Z (a_k a - \xi k) / (n_k - 1),$$

где  $a_k$  — массовая доля компонента в  $k$ -м куске  $i$ -го класса крупности. В итоге может быть получена зависимость  $s_k^2(q_k)$  дисперсии массовой доли компонента в кусках от их массы. Определяем оптимальную массу куска, решая уравнение оптимального пробоотбора

$$\frac{2}{\sqrt{k s_k}} (Y_k) - \sqrt{7} s_{доп}$$

В зависимости от вида функции  $s_k^2(q_k)$ , где неизвестной величиной является масса куска  $q_k$ , это уравнение может быть решено аналитически, либо одним из машинных методов на ЭВМ.

Определяем число кусков — точечных проб

$$N = q_A / q_k$$

Особенность оптимального пробоотбора — отбор точечных проб в виде отдельных кусков массой  $q_k$ , для чего, естественно, должны быть разработаны соответствующие технические средства. Число точечных проб-кусков  $N$  отбирается равномерно от всего опробуемого массива.

Для наглядности и сопоставительного анализа сведем полученные результаты в табл. 2.2.

Экспериментальная работа при реализации варианта I и отчасти II невелика. Так, дисперсия точечных проб обычно может быть оценена по данным предыдущих работ, в особенности на обогатительных фабриках, где всегда имеется богатая априорная информация. Относительно несложно определить  $q_k$  и  $s_k$  во II варианте. Однако в I и II вариантах, как правило, появляется необходимость в подготовке пробы, что само по себе трудоемко и приводит к существенному росту погрешности результата опробования.

Оптимальный пробоотбор (III вариант) сложнее как в экспериментальном плане, так и в технической реализации, поэтому в чистом виде на фабриках он не реализован. Однако этот вариант становится основным при всех видах автоматического аппаратного опробования с помощью различного рода приборов, непосредственно определяющих состав микропорций опробуемой массы без их изъятия.

Для этих условий могут быть созданы анализаторы, рассчитанные на анализ  $N$  элементов массива, эквивалентных кускам массой  $q_k$ , что и требует оптимальный пробоотбор. Но в этом же случае необходимая масса может быть принята любой и всегда равной начальной, тогда вариант III переходит в вариант I либо II, конечным результатом расчета которых является  $C_b = u_A$  и, следовательно,  $S_{\text{проб}} = s_{\text{проб}}$ . При этом условии также реализуется оптимальный пробоотбор.

*Примеры. Расчет по I варианту.* Заданы: необходимая масса пробы для химического анализа  $\langle 7_d = 3$  г (три дубликата), допустимая погрешность отбора пробы  $s_{\text{доп}} = 0,15\%$ , масса точечной пробы  $\hat{a}_t = 0,124$  кг.

Экспериментально определяем дисперсию точечных проб  $s_t^2 = 1,7 (\%)^2$ . Находим число точечных проб  $N = 1,7 / 0,15^2 = 76$ .

Начальная масса пробы  $\langle N = \langle 7_t / U = 0,124 \cdot 76 = 9,42$  кг.

Начальная масса пробы больше необходимой, пробу следует сокращать с 9,42 кг до 3 г. Погрешность результата при этом будет существенно превышать  $S_{\text{проб}}$ .

*Расчет по II варианту.* Заданы: необходимая масса пробы для химического анализа  $\langle 7_d = 3$  г. Допустимая погрешность отбора пробы  $S_{\text{доп}} = 0,1\%$ . Число точечных проб задано — 24.

Экспериментально определяем дисперсию точечных проб  $s_t^2 = s_{\text{пр}}^2 = 0,2 (\%)^2$ . Для средних по массе кусков  $\langle k = 0,01$  кг определяем дисперсию кускового опробования  $s_k^2 = 3,7 (\%)^2$ .

Находим начальную массу пробы  $\langle 7_n = 0,01 \cdot 3,7 / (24 \cdot 0,1^2 - 0,2) = 0,925$  кг.

Находим массу точечной пробы  $q^2 = 0,925 / 24 = 0,0385$  кг.

Если технически можно будет обеспечить отбор в точечную пробу массы руды 0,0385 кг, т. е. по 4 средних куска, то будет 24 отсечками отобрана начальная проба 0,925 кг. Эту пробу также придется сократить. Погрешность результата при этом тоже превысит  $s_{\text{доп}}$ .

*Расчет по III варианту.* Заданы: необходимая масса пробы  $\langle 7_d = 3$  г,  $S_{\text{доп}} = 0,03\%$ .

Экспериментально получаем функцию  $s_k^2(q_k)$ . Предполагая, что в пробу придется отбирать куски малого размера, соответствующие зоне дискретного закона найдем  $s_k^2 = (p_n / p_n) \cdot c_{\text{ф.}} = (4,2 / 3) \cdot 1,2 \cdot 34,5 = 57,96 (\%)^2$ .

Опробуем медную руду  $a = 1,2\%$ ;  $V_m = 34,5\%$ ,  $p_m = 4,2$  г/см<sup>3</sup>;  $p_n = 3$  г/см<sup>3</sup>.

Из уравнения оптимального пробоотбора находим  $q_k = 3 \cdot 0,03^2 / 57,96 = 0,000047$  г. Таким кускам соответствуют пылинки размером 0,3 мм.

Число точечных проб-кусков  $N = q^{\wedge} / q_k = 3 / 0,000047 = 64400$ .

Следовательно, если отобрать в пробу 64400 пылинок массой 0,000047 г (или большее число пылинок класса  $-0,3 + 0$  мм), то будет отобрана проба с начальной массой, равной необходимой, а погрешность результата будет равна Ядоп- Конечно, для реализации этого решения требуются специальные технические разработки.

### § 2.13. МИНИМАЛЬНАЯ МАССА ПРОБЫ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ МАССОВОЙ ДОЛИ КЛАССА КРУПНОСТИ

Для определения гранулометрического состава пробу на сите (грохоте) делят на два класса (плюсовый и минусовый), взвешивают их и вычисляют отношения

$$R_- = qJq \text{ и } R_+ = q+!q = \setminus - R_-,$$

где  $R_-$ ,  $R_+$  — доли соответственно минусового и плюсового классов;  $q_-$ ,  $q_+$  — соответственно масса подрешетного и надрешетного продуктов;  $q$  — масса пробы.

Для получения расчетных формул принимаем, что плюсовый класс состоит из кусочков одинакового размера  $d_+$ , минусовый — из кусочков точно такого же размера  $d_-$ . В этом случае числовые и весовые доли кусочков совпадут. Для такой ситуации дисперсия доли  $R$  составит при наличии в пробе  $n$  кусков

$$s\%_+ = s\%_- = R+(l - R+)/n = R-\{l - R-\}/n.$$

Отсюда, если задана допустимая погрешность  $s_R^{\wedge}$  отп, необходимое число кусочков  $n$  в пробе определяют по формуле

Следовательно, минимальная масса пробы для такого случая составит

$$q = \rho p 4 = R-(l - R-) pd+ / sx_{\text{Доп}}$$

где  $\rho$  — плотность руды.

Если  $R$  и  $s_R$  выражены в одинаковых единицах,  $\rho$  — в  $\text{г}/\text{см}^3$ ,  $d_+$  — в мм, а  $q$  необходимо получить в кг, то следует ввести согласующий множитель  $Ю^{-6}$ :

$$q = \setminus 0^{-6} R \setminus - R) , dys\%_{\text{Юп}}$$

Если размеры кусков распределены по некоторому закону  $w(d)$ , то при разделении на сите с размером ячеек  $d_c$

$$R_+ = \int_0^{d_c} w(d) dd.$$

Минимальную массу пробы найдем как среднюю взвешенную для различных крупностей при фиксированном  $R_-$ :

$$q = \int_c^{\text{max}} \#_-(1 - RJ)pd^*w\{d\}dd \int_{\text{L}}^{\text{Г}} s^{\wedge}_{\text{он}} \int_c^{\text{max}} w(d)dd.$$

После ряда упрощений, получим [11]:

$$q = 0,134 \cdot 10^{-6} \rho Lx/s|_{\text{Аоп}}. \quad (2.41)$$

Формула (2.41) может считаться основной формулой для определения  $q$  массовой доли класса.

Пример.  $\rho = 3 \text{ г}/\text{см}^3$ ;  $s_R = 0,01$ , тогда

$$q = 0,004 \text{ те}, \dots \quad (2.42)$$

Если использовать средний размер кусков  $d$ , то, приняв  $2d = d_{\text{max}}$ , получим из выражения (2.42)  $q = 0,032 J_c^3$ .

Минимальная масса, являясь функцией размера сита, имеет экстремальное значение при размере сита, составляющем  $2/3$  размера максимального куска.

## Глава 3

### СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ОТБОРА И ПОДГОТОВКИ ПРОБ

#### § 3.1. ОТБОР ПРОБ И ОПРОБОВАНИЕ НЕПОДВИЖНЫХ МАСС

*Отбор проб и опробование добытых масс.* Опробование добытых масс составляет значительную часть работы на обогатительных фабриках. Это опробование складов, штабелей, бункеров, контейнеров, мешков, вагонов, автомашин, барж, хвостохранилищ, сгустителей и т. п.

Ниже приведены основные способы отбора проб от неподвижных добытых масс. Там же приведены способы опробования, при которых проба не отбирается, а результат является следствием измерения эффектов взаимодействия каких-либо физических полей, создаваемых с помощью источников, с частью опробуемого массива, которая и представляет собой пробу. Эта «проба» из массива не изымается.

Основной способ отбора проб — вычерпывание. Остальные, кроме выборочного, можно представить вариантами способа вычерпывания. Так, горстевой способ — вычерпывание без лунки,

Таблица 3.1

Способы отбора проб и опробования добытых неподвижных масс

Способ	Область использования	Отличительные признаки
Горстевой	Опробование однородных в объеме масс путем отбора проб с их поверхности Опробование с помощью датчиков физических свойств рудной массы	Отбор малых проб с помощью молотка и совка либо другого инструмента в узлах правильной сетки обычно 0,2X0,2 м Проба не отбирается, а выделяется полем датчика, масса пробы зависит от мощности датчика и его геометрических размеров. Например, опробование вагонеток с помощью импульсного облучения материала на поверхности вагонетки *у <sup>1</sup> У <sup>ч.ам</sup>
Вычерпывание	Все емкости, массы, допускающие выкапывание лунок либо внедрение инструмента	Выкапывается лунка глубиной 0,2—0,5 м, отбор производится совком со стенки лунки, либо лунка образуется рабочим органом инструмента, отбирающего весь выбранный материал лунки в пробу (например, грейфером) В пробу отбирается продукт бурения
С помощью шпуров и скважин С помощью шупов	Лунка образуется буровым инструментом Для мелких (до 3 мм) материалов, сыпучих, если используется шуп с боковой шелью; для влажных (несыпучих), если используется шуп со входом с торца	Проба отбирается в шуп с боковой либо с торцевой шелью, который внедряется в опробуемую массу
С помощью желонки	Для весьма сыпучих и жидких материалов	Проба отбирается в желонку при погружении ее в заданную точку опробуемой массы
С помощью шурфов	Для весьма неоднородных отвалов большой высоты, например хвостохранилищ	Проба отбирается со стен горной выработки (шурфа), либо в пробу выделяется весь материал из шурфа
С помощью канав	Для неоднородных отвалов небольшой высоты и большой площади	Проба отбирается со стен горной выработки (канавы), либо в пробу выделяется весь материал из канавы
С помощью датчиков физических свойств рудной массы Выборочный или фракционный	Для любых продуктов, допускающих внедрение датчиков Опробование масс, подвергающихся погрузке или перегрузке	Проба не отбирается, а выделяется чувствительным полем датчика. Масса пробы зависит от программы измерения свойств рудной массы при перемещении датчика В пробу отбирается каждая <i>n</i> -я порция (лопата, ковш экскаватора и т. п.)

а способы опробования шурфами и канавами — вычерпывание с помощью больших лунок, имеющих специфические названия; опробование с помощью шупа и желонки — вычерпывание из лунок, образуемых самими отборными инструментами (табл. 3.1). Принципиально выделяется только выборочный (фракционный) способ, обеспечивающий возможность наиболее полного опробования материала. Так как этот способ трудоемок, обычно при его реализации опробование совмещают по времени с перегрузкой.

В связи с большим разнообразием условий отбора проб от неподвижных масс и наличием различных особенностей отбора, перечислим некоторые общепринятые правила такого отбора. Эти *правила* отражают либо требование равной представительности элементов массива в пробе, либо обеспечение чистоты пробы:

при отборе пробы нельзя допускать высыпание из отборного устройства уже попавшего в точечную пробу материала;

массы точечных проб, используемых для формирования объединенных проб, должны быть пропорциональны массам, соотносимым к этим точечным пробам. При ручном отборе допускаются отклонения точечных проб по массе, отбираемых от равных масс, на 20 %. С целью обеспечения таких отклонений ГОСТы регламентируют наименьшую массу точечной пробы, отбираемой вручную.

Наиболее эффективный способ вычерпывания — высверливание (выбуривание) лунки с отбором в пробу выбираемого материала. Для рыхлого материала используется шнек, забирающий пробу и перемещающий ее к приемному устройству. Возможно наличие у шнека режущих кромок, разрушающих крупные куски материала.

Для сыпучих материалов (например, угля) применяется шнек с кожухом, внедряемый вместе со шнеком в опробуемую массу. Отобранный материал шнеком транспортируется вверх и высыпается в приемную емкость. Конструктивно такое отборное устройство выполняется в виде специальной машины, приспособленной для отбора проб из вертикальных и наклонных лунок. Соответственно механизмируются все операции, связанные с перемещением шнека к нужной точке, установкой его под необходимым углом и отбором пробы для заданной глубины.

Для мелких материалов типа кека флотационного концентрата, находящегося в контейнере, можно использовать шнек без кожуха. Влажный материал при внедрении шнека остается в пазах, шнек извлекают при остановленном приводе, переносят в приемную емкость и включают вновь. Материал из пазов шнека выбрасывается в приемную емкость.

Пассивный вариант полного отбора материала из лунки, образуемой инструментом, — использование *шупов*, в которые

материал входит через нижнее отверстие, либо *желонок* — сосудов, в которые проба втекает.

Пробы достаточно большой массы можно отбирать с помощью машин, в частности грейфером из железнодорожных вагонов. При этом ширина раскрытия челюстей грейфера должна быть не менее половины ширины вагона, а ширина челюстей не менее  $2,5 d_{max}$ . Грейфер должен погружаться в опробуемую массу не менее чем на 0,4 м при полном раскрытии его челюстей.

Выборочный способ отбора проб применяется чаще всего в совокупности с каким-либо технологическим процессом, связанным с погрузкой или разгрузкой опробуемой массы. При этом период  $\tau$  (число рабочих циклов погрузчика-разгрузчика, через которое отбирается одна проба)

$$r = M/(mN),$$

где  $M$  — масса партии,  $\tau$ ;  $m$  — масса, перемещаемая погрузчиком за один цикл,  $\tau$ ;  $N$  — число точечных проб.

### § 3.2. ОТБОР ПРОБ И ОПРОВОДАНИЕ ПОТОКОВ

Опробуемая масса на обогатительной фабрике обрабатывается в соответствии с принятой технологией и вся целиком проходит через определенные точки схемы, в которых удобно отобрать из нее пробу. Такая масса доступна опробованию целиком. Известно несколько способов отбора проб от потоков (табл. 3.2).

*Способ поперечных сечений* распространен исключительно широко. Заключается он в том, что с помощью устройства, основным элементом которого является отбирающая проба шель, выделяется из потока материала поперечная полоса, что и составляет точечную пробу.

Основное требование к совокупности полос, образующих правильную объединенную пробу

$$L_i = \sum_{i=1}^N U_i = \text{const}, \quad (3.1)$$

где  $L_j$  — суммарная длина  $iV$  отрезков для  $i$ -й линии за контрольный период;  $U_i$  — длина  $i$ -й линии в  $i$ -й полосе.

На рис. 3.1 представлены «правильные» (*a, б*) и «неправильные» (*в*) варианты расположения полос, выделяемых при отборе проб способом поперечных сечений. Можно изобрести много как правильных, так и неправильных вариантов отбора проб способом поперечных сечений. Все неправильные варианты отбора характерны тем, что отбирается относительно большая часть пробы от какой-либо части сечения потока. При наличии сегрегации это приводит к систематической погрешности.

Таблица 3.2

Способы отбора проб и опробования потоков

Способ	Разновидность	Область использования	Отличительные признаки
Поперечных сечений	С пассивным отбором кусков	Для любых потоков	В пробу отбирается выделяемая отборной шелью поперечная полоса
	С активным воздействием на куски С помощью датчиков	То же »	В пробу отбирается вырезаемая отборным инструментом поперечная полоса Проба не отбирается, а выделяется полем датчика в виде поперечной полосы
Продольных сечений	С пассивным отбором кусков	Для тщательно перемешанных потоков То же	В пробу отбирается выделяемая отборной шелью продольная полоса В пробу отбирается часть материала, вырезаемая инструментом в виде продольной полосы
	С активным воздействием на куски	Для тщательно перемешанных потоков То же	Проба не отбирается, а выделяется полем датчика в виде продольной полосы
Извлечение элементов потока	С пассивным отбором кусков	Для любых потоков	В пробу отбирается выделенная отборным инструментом ограниченная часть потока
	С активным воздействием на поток С помощью датчиков	То же »	В пробу отбирается вырезанный инструментом элемент потока Проба не отбирается, а полем датчика выделяются локально ограниченные массы

Все варианты пробоотбирателей, содержащие заслонки, трубы с прорезями, желоба, вдвигающиеся, поворачивающиеся, перемещающиеся так, что они не пересекают полностью поток обоими кромками пробоотборной щели, если она явно выражена, либо отбирающие в пробу продукт от различных струй потока разных отрезков времени являются «неправильными». Такие пробоотбиратели могут отбирать пробу с систематической погрешностью. Иногда такие пробоотбиратели содержат парные рабочие органы, отбирающие пробы таким образом, что для точечной пробы, составленной из двух отсечек, выполняется равенство (3.1); такой пробоотбиратель будет приемлемым с точки зрения исключения систематической погрешности.

Важное достоинство способа поперечных сечений — возможность отбора относительно малой точечной пробы и исключе-

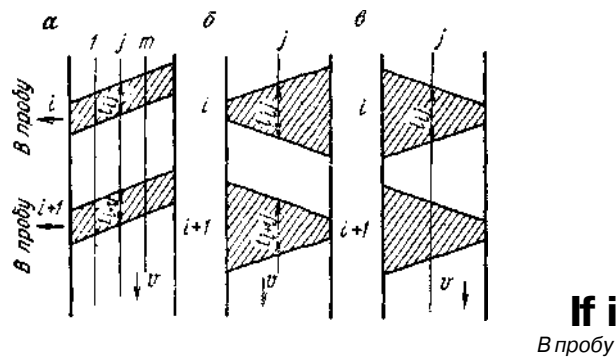


Рис. 3.1. Способы отбора проб от потоков:

*a*, *б* — правильный отбор способом поперечных сечений; *в* — неправильный отбор способом поперечных сечений; *г* — отбор способом продольных сечений; *д* — отбор извлечением элементов потока ( $v$  — скорость потока)

ние влияния поперечной сегрегации материала в потоке. Недостаток — сложность отбирающих пробу устройств и требование наличия в большинстве случаев перепада потока.

Способ продольных сечений состоит в том, что с помощью устройства, содержащего щель, выделяется из потока продольная полоса (см. рис. 3.1, *г*), материал которой и составляет пробу, рассматриваемую и как точечную, и как объединенную в зависимости от того, дискретно или непрерывно отбирается таким образом проба.

Основное требование к продольному способу — среднее значение определяемого показателя в части потока, выделяемой щелью пробоотбирателя, должно быть равно среднему значению этого показателя во всем сечении потока (это обеспечивается при интенсивной турбулизации потока). Возможно применение способа и без выполнения этого требования, если использовать систему щелей, конструируемую так, чтобы компенсировать влияние градиента определяемого показателя в каком-либо направлении поперечного сечения потока.

Достоинство способа продольных сечений — простота конструкции пробоотбирателей и обеспечение максимально возможного соответствия неоднородности пробы и опробуемого массива вдоль потока, что эквивалентно условию  $N \rightarrow \infty$  (число точечных проб чрезвычайно велико). Недостаток способа — отбор довольно большой по массе пробы, составляющей от нескольких процентов до половины массы потока. Поэтому распространено комбинирование продольного способа отбора с вторичным поперечным отбором. Часто продольный способ отбора используют при подготовке проб (при их сокращении).

Внедрение на обогатительных фабриках рентгеноспектральных анализаторов открывает большие возможности для оперативного контроля и управления. При этом возникает необходимость отбора проб в таких точках процесса, где установка пробоотбирателей с поперечным сечением потока затруднительна либо невозможна. Способ продольных сечений при этом находит все более широкое применение. Это возможно — благодаря организации сильного перемешивания потока перед его разделением или такому расположению отборных щелей, при котором учитывается возможная сегрегация.

Возможен способ отбора точечных проб, при котором точечную пробу образует ни поперечная, ни продольная полосы опробуемого материала, а элемент, поперечные и продольные размеры которого соизмеримы (см. рис. 3.1, *д*) — это способ извлечения элементов потока.

Такой способ позволяет в максимальной мере использовать достоинства обоих ранее рассмотренных методов: за счет соответствующего выбора точек отбора в поперечном сечении обеспечить ликвидацию влияния поперечной сегрегации, что делает его эквивалентным поперечному способу, а за счет отбора большого числа таких элементов, последовательно следующих друг за другом, обеспечить ликвидацию пространственной (временной) неоднородности потока, что делает его эквивалентным продольному способу пробоотбора.

Широкое использование различного рода устройств, позволяющих получать информацию о массовой доле без отбора проб, а лишь выделяющих часть потока, взаимодействующую с чувствительным полем датчика, доказывает, что все способы отбора проб от перемешиваемых масс могут быть реализованы и условно, т. е. выделением их, без физического отбора.

Идея оптимального пробоотбора, состоящая в том, что минимальная масса пробы должна быть равна необходимой, приводит к необходимости разработки устройств отбора проб с активным воздействием на куски потока, т. е. таких устройств, которые могут разрушать куски и отбирать их части в пробу. Такие устройства не выделяют, а вырезают поперечную или продольную полосу, и вырезают либо отбивают в потоке локальные массы.

### § 3.3. ПРОБООТБИРАТЕЛИ, ВЫДЕЛЯЮЩИЕ ПРОБУ ИЗ ПОТОКОВ СПОСОБОМ ПОПЕРЕЧНЫХ СЕЧЕНИЙ

Пробоотборное устройство при своем пересечении потока должно выделить из него определенную часть материала. Масса этой части зависит от параметров пробоотборного устройства, а именно от ширины щели, скорости ее перемещения и вместимости сосуда, принимающего пробу.

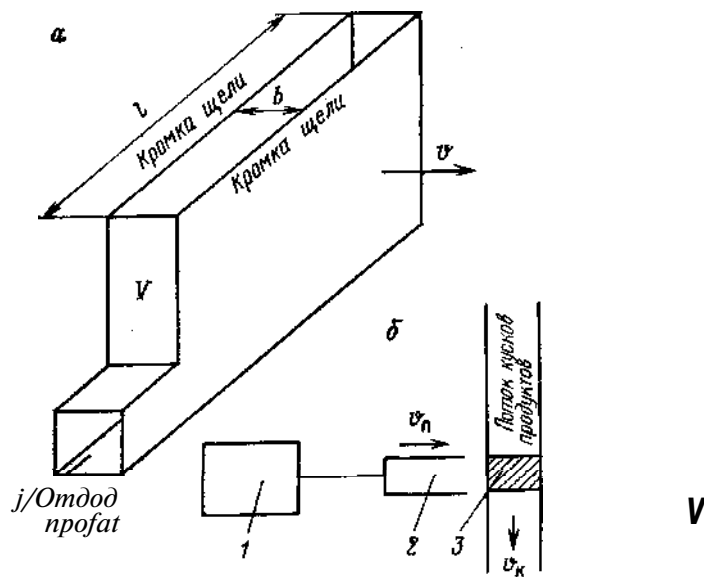


Рис. 3.2. К характеристике ковшовых пробоотбирателей:

*a* — основной элемент пробоотбирателя — щель с указанием геометрических и режимных параметров; *b* — ударный пробоотбиратель, стенки щели которого перпендикулярны к вектору скорости кусков

Параметры пробоотборного устройства не могут быть произвольными, так как при слишком малой ширине щели куски материала могут просто не проходить в нее, при большой скорости пересечения потока куски также не в состоянии проникнуть в щель пробоприемника.

Требования к пробоотбирателям (рис. 3.2, *a*):

ширина пробоприемной щели  $B$  должна быть больше или равна трем диаметрам максимальных кусков опробуемого потока  $b > 3d_{max}$ .

Соотношение  $b > 3d_{max}$  справедливо для кусков размером от 250 до 3 мм. При 3 мм ширина отсекающей щели должна быть равной 8–10 мм независимо от крупности материала и его состояния. По П. Жи пробоотбиратели с меньшей шириной щели не обеспечивают представительного отбора пробы;

кромки щели должны быть параллельны друг другу при прямолинейном перемещении щели, или направлены по радиусу при ее вращательном движении, а длина их  $l$  должна быть такой, чтобы отбор производился по всей толщине потока;

емкость  $V$  пробоотсекающего устройства (ковша, лотка) должна быть такой, чтобы проба целиком помещалась в нем. Если проба в процессе отбора не удаляется за пределы

устройства, его вместимость должна быть по крайней мере на 20–25 % больше объема, занимаемого наибольшей пробой;

скорость пересечения потока должна быть постоянной в течение всего промежутка времени, пока осуществляется отбор материала, и такой, чтобы исключалось отбрасывание (выбрасывание) кусков материала за пределы пробоотбирателя.

П. Жи и Л. Марэн получили эмпирическую связь для скорости  $v$  пересечения потока

$$v = 0,3[\sqrt{b/(3d_{max})}],$$

из которой следует, что для  $b = 3d_{max}$ ,  $v = 0,6$  м/с.

Отметим, что на эту формулу должны быть наложены естественные ОГРАНИЧЕНИЯ  $b > d_{max}$  И  $V < V_{отбрасывания}$

Части стенок пробоприемной емкости, непосредственно прилегающей к кромкам щели, обычно должны быть направлены параллельно вектору скорости перемещения кусков пересекаемого потока. Однако учитывая, что скорости перемещения кусков и щели соизмеримы и могут иметь разные соотношения, целесообразно стенки принимать наклонными под углом  $\phi$  равным углу направления вектора относительной скорости падающих кусков  $v_k$  и пробоотборного устройства  $v_n$ ,

$$\Phi = \arctg(v/v_k).$$

При этом попадающие в емкость куски не будут испытывать тормозящего действия стенок емкости и препятствовать входу в нее последующих кусков.

Для емкостей с наклонными стенками соотношение скорости и ширины щели будут другими. Могут быть пробоотбиратели с большей скоростью пересечения потока. У таких пробоотбирателей угол будет большим и может приближаться к 90°. На рис. 3.2, *b* представлен ударный пробоотбиратель, содержащий емкость 2 со стенками, расположенными перпендикулярно к направлению скорости перемещения кусков  $v_k$ . Емкость перемещают с помощью пневмоцилиндра 1 с большой скоростью перпендикулярно к потоку. Вырезанная ею полоса „продукта“ 3 представляет собою точечную пробу, направляемую в сосуд 4.

Широкое распространение при поперечном способе отбора проб получили *ковшовые пробоотбиратели* (рис. 3.3). Они имеют прямоугольную щель шириной  $B$ , перемещаемую поперек потока и служащую для выделения части этого потока в пробу, т. е. в понятие «ковшовые» входят и ножевые, и лотковые пробоотбиратели. Отбираемая проба либо собирается в ковше 1, конструкция и вместимость которого могут быть различными, либо отводится по трубе или желобу в приемную «емкость, находящуюся в удобном для накопления пробы месте.

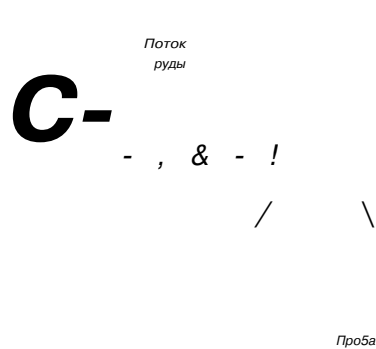


Рис. 3.3. Схема ковшового пробоотбирателя

Остановка пробоотбирателя в крайнем положении осуществляется концевым выключателем 2.

Масса точечной пробы  $q_T$  ковшового пробоотбирателя

$$q_T = QbxIL,$$

где  $Q$  — производительность потока;  $B$  — ширина щели;  $t$  — длительность пересечения потока;  $L$  — ширина потока руды в месте отбора.

Так как  $x = L/v$ , то  $q_T = Qbv$ , где  $v$  — скорость пересечения потока.

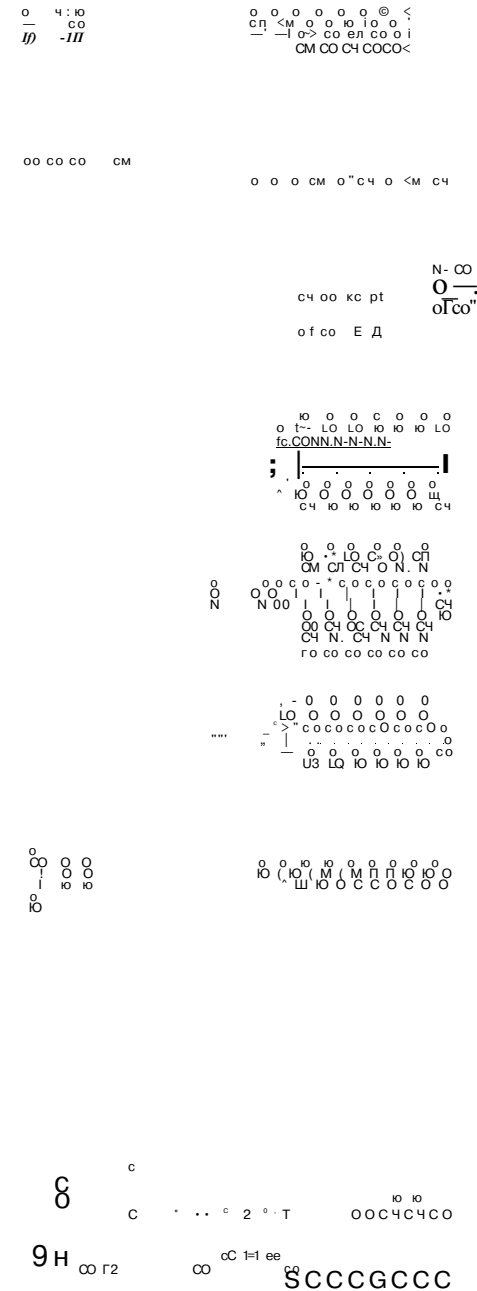
Обычно выражают  $Q$  в т/ч,  $B$  — в мм,  $v$  — в м/с. Тогда, чтобы получить  $q_T$  в кг, вводят согласующий множитель 1/3600:

$$q_T = Qbv / (3600v). \quad (3.2)$$

Периодичность отбора проб задается с помощью реле времени, либо соответствующей подпрограммы вычислительной машины.

Типы и основные характеристики ковшовых пробоотбирателей приведены в табл. 3.3.

Автоматический пробоотбиратель АП-1 получил распространение на рудных обогатительных фабриках. Предназначен для отбора проб пульпы и мелких сыпучих материалов (рис. 3.4). Проба отбирается с помощью отсекателя (ножа) 6, который может устанавливаться как вертикально, так и горизонтально. *ffff.* совершает возвратно-поступательные движения с помощью винтовой передачи. Проба отсекается как при прямом, так и при обратном движении отсекателя. Электродвигатель 4 через эластичную муфту 3 вращает винт 9. Винт при своем вращении перемещает гайку 8, несущую на себе опорную конструкцию ножа — каретку 7. Для обеспечения необходимой жесткости конструкции при воздействии на нее потока опробуемой массы каретка делается достаточно массивной и помещается на прочные опорные ролики 12, движущиеся по направляющим 11. Остановка каретки в крайних положениях и



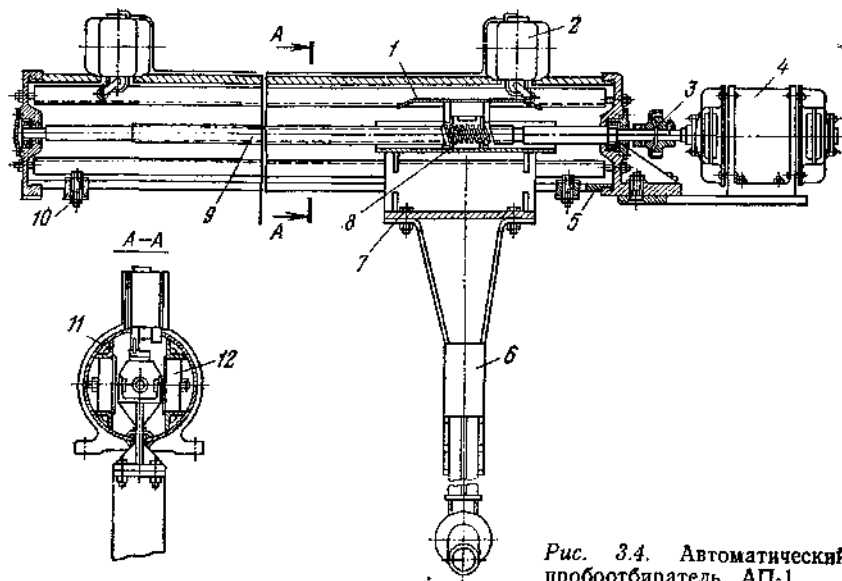


Рис. 3.4. Автоматический пробоотбиратель АП-1

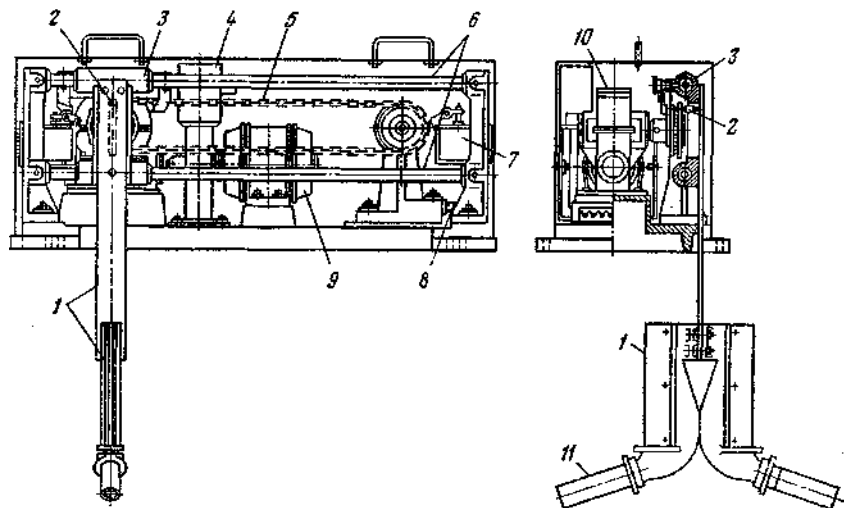


Рис. 3.5. Цепной пробоотбиратель ОП

реверс электродвигателя осуществляется концевыми выключателями 2, на которые воздействует установленная на каретке планка 1. Движущий механизм смонтирован в трубе 5 с продольной прорезью внизу. На концах прорези установлены резиновые амортизаторы-ограничители 10.

Широкое распространение АП-1 получил благодаря компактности и простоте. Однако винтовой механизм часто является причиной поломок пробоотбирателя. Поэтому в настоящее время считаются более надежными и перспективными цепные пробоотбиратели.

Отбиратели проб типа ОП оказались надежными (рис. 3.5). Основное их отличие от АП-1 — использование цепной передачи для перемещения каретки с ножом. Нож 1 прикреплен к каретке 3, перемещаемой с помощью цепи 5 с поводком 2 по направляющим 6. Цепь перемещается с помощью электродвигателя 9 с редуктором 10. Остановка в крайних положениях и реверс обеспечиваются концевыми выключателями 7 и тормозом 4. Натяжение цепи осуществляется винтом 8.

Отсекаемая ножом 1 проба по трубе 11 поступает в приемную емкость (не показанную на рисунке). Нож может быть выполнен в виде наклонного лотка. На рис. 3.5 показана установка ножа на обе стороны. Для конкретных условий выбирается один вариант.

Разработаны и изготавливаются установки для опробования мощных потоков пульпы: ОДП-0,5; ОДП-1,5 и ОДП-5, рассчитанные соответственно на потоки 500; 1500 и 5000 м<sup>3</sup>/ч. Установки ОДП осуществляют отбор, доставку и подготовку проб. В комплект ОДП входят: пробоотбиратель ножевого типа с цепным приводом (скорость пересечения потока 1 м/с); накопитель проб с объемами камер 6; 12; 18 и 24 л (станция накопления и отправки проб сжатым воздухом давлением 600 кПа); трасса длиной 0—150; 150—200; 200—300; 300—350; 350—500 м с диаметрами труб 12,7 и 18 мм; воздухоотделитель; сократитель пробы динамического типа (с принудительным перемещением элементов сокращения).

Аналогичная система для потоков до 480 м<sup>3</sup>/ч со скоростями 0,2; 0,3; 0,5 м/с имеет марку ПОР-1.

Пробоотбиратели с неподвижной щелью. При поперечном пересечении потока возможен вариант отбора, когда пробоприемная щель неподвижна, а поток перемещается в поперечном отношении к своей основной скорости направлению пересечения кромки щели.

На рис. 3.6 представлены варианты перемещения потока путем поворота трубы или конуса 1 тягой 2 (см. рис. 3.6, а) путем линейного перемещения трубы либо конуса (см. рис. 3.6, б).

Если поток пересекает щель 3 полностью, то за одно пересечение отбирается точечная проба массой  $q_p$ , определяемой по формуле, вытекающей из формулы (3.2)

$$q_p = Qv / (3600u_{п.п.}),$$

где  $u_{п.п.}$  — скорость поперечного перемещения потока.

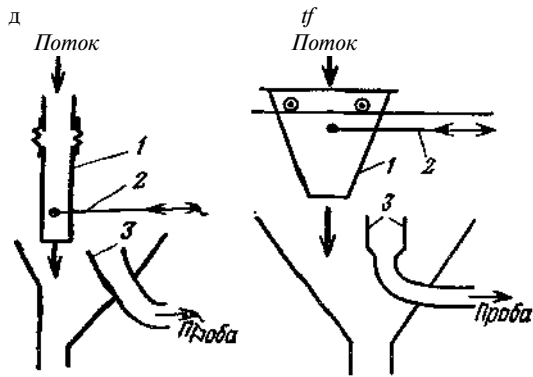


Рис. 3.6. Схемы пробоотбирателей с неподвижной щелью. а — с поворотом потока; б — с линейным перемещением потока

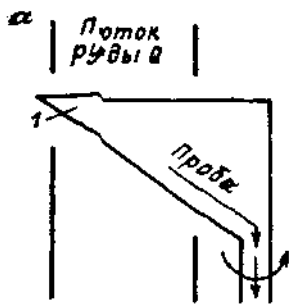
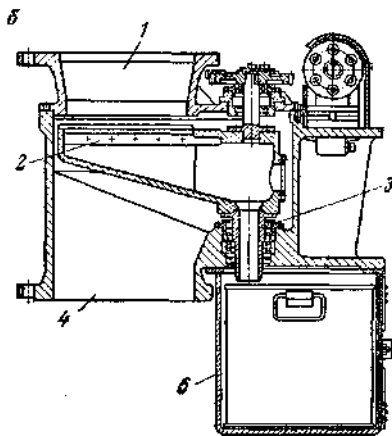


Рис. 3.7. Секторный пробоотбиратель: а — принципиальная схема; б — пробоотбиратель ПЩ



Пример. Определить массу точечной пробы, отбираемой ковшовым пробоотбирателем от потока руды на перепаде с конвейера в течку. Производительность  $Q = 120$  т/ч, пробоотбиратель 66-ОП-Б с шириной щели ковша  $B = 50$  мм;  $v = 1$  м/с:

$$q_r = Qb / (3600v) = 120 \cdot 50 / (3600 \cdot 1) = 1,67 \text{ кг.}$$

Ответ получен в том состоянии руды, для которого записана производительность. Если  $Q = 120$  т/ч по влажной руде, то и проба 1,67 кг будет для влажной руды.

Секторные пробоотбиратели (рис. 3.7, а) представляют собой устройства, содержащие радиальную щель 1, поворачиваемую при отборе пробы таким образом, что щель пересекает поток производительностью  $Q$ . Остановка пробоотбирателя в крайних положениях осуществляется концевыми выключателями. Целесообразно использовать секторный пробоотбиратель с перемещением внутри минимально необходимого сектора

с углом  $\phi$ . Масса точечной пробы  $q_r$  секторного пробоотбирателя

$$q_r = Q_s(\phi) \cdot x / S = Q [s(q) / S] (\phi / \omega),$$

где  $Q$  — производительность потока;  $s(q)$  — площадь щели, которая может меняться при повороте;  $t$  — длительность пересечения потока ( $t = \phi / \omega$ );  $\phi$  — угол, на который поворачивается щель пробоотбирателя;  $\omega$  — угловая скорость пересечения потока;  $S$  — площадь сечения потока.

Основной принцип представительного отбора — отбор равных по массе проб от равных по массе порций материала. При пересечении сектором с углом  $\rho$  трубопровода радиусом  $R$  части проб, отбираемых от разных участков трубопровода, пропорциональны долям потока, проходящего через эти участки.

Масса точечной пробы, в случае, если  $s(q) = \text{const}$ :

$$q_r = Q(P/q) \cdot (q / \omega) = QP / \omega.$$

Так как  $\omega = 2\pi n$ , где  $n$  — частота пересечения струи в единицу времени, то  $q_r = QP / (2\pi n)$ . Если подставить  $\rho$  в градусах,  $Q$  — в т/ч,  $n$  — в мин<sup>-1</sup>, то, чтобы получить  $q_r$  в кг, нужно использовать коэффициент 0,0463:

$$q_r = 0,0463 Q \rho / n. \quad (3.3)$$

Требования к ширине щели и скорости движения секторных пробоотбирателей такие же, как и для ковшовых.

Так как наиболее узкая щель будет у меньшего радиуса, то и наименьшая ширина щели должна быть равна  $3d_{\text{max}}$ , а наибольшая линейная скорость для  $R_{\text{max}}$  — не более 0,6 м/с.

Классический вариант секторного пробоотбирателя — пробоотбиратель щелевой ПЩ (рис. 3.7, б). Пробоотбиратель, встроенный в вертикальный участок трубопровода, состоит из загрузочного 1 и разгрузочного 4 патрубков, внутри которых перемещается щелевой отсекатель 2, приводимый в движение электродвигателем с редуктором. Проба, поступающая в щель ножа 2, поступает по полуму валу 3 в приемную емкость 5. В крайних положениях пробоотбиратель останавливается с помощью концевых выключателей.

Технические характеристики секторных пробоотбирателей приведены в табл. 3.4.

Пример. Определить массу точечной пробы, отбираемой секторным пробоотбирателем от потока пульпы. Расход пульпы  $Q_p = 40$  м<sup>3</sup>/ч, плотность пульпы 1,250 г/см<sup>3</sup>, максимальный размер кусков  $d_{\text{max}} = 2$  мм, плотность твердого 3 г/см<sup>3</sup>.

Принимаем секторный пробоотбиратель 42-ОП,  $\rho = 3^\circ$ ;  $n = 30$  мин<sup>-1</sup>.

Объем пробы в литрах на одну отсечку определяем по формуле (3.3)

$$V_r = 0,0463 \cdot 40 \cdot 3 / 30 = 0,185 \text{ л.}$$

Таблица 3.4

Технические характеристики секторных пробоотбирателей

Тип	Диаметр питающего патрубка, мм	Длина щели, мм	Ширина щели, мм	Число отсечек в 1 ч	Мощность электродвигателя, кВт	Масса, кг
ПЩ-15	150	130	3—15	5	0,6	225
ПЩ-20	200	180	3—15	5	0,6	235
ПЩ-25	250	230	3—15	4	0,6	260
ПЩ-30	300	280	3—15	4	0,6	270
ПЩ-35	350	330	3—15	4	0,6	285
34-ОП		250	15	1800	0,6	140
35-ОП		250	30	2400	0,6	105
42-ОП		250	2	1800	0,6	145

Примечание. Для сократителей 34-ОП; 35-ОП и 42-ОП — указан радиус сектора вместо длины щели; производительность по потоку соответственно равна 5; 5 и 50 т/ч.

Расход твердого в пульве

$$Q_{\text{тв}} = 40(1,25 - 1) \cdot 3 / (3 - 1) = 15 \text{ т/ч.}$$

Масса точечной пробы за одну отсечку

$$m = 0,0463 \cdot 15 \cdot 3 / 30 = 0,07 \text{ кг.}$$

**Скреперные пробоотбиратели** (рис. 3.8) предназначены для отбора проб непосредственно с ленточных конвейеров. Пробоотсекатель представляет собой открытый спереди и снизу скрепер 1, который счищает материал с ленты 2 и сдвигает его в приемный бункер 3. В месте установки скрепера ленту конвейера делают плоской или вогнутой в зависимости от конструкции пробоотбирателя. Обратный ход осуществляется при поднятом скрепере. Скреперные пробоотбиратели изготавливают для лент с шириной до 1600 мм и производительностью по потоку до 1300 м<sup>3</sup>/ч. Крупность материала до 300 мм, влажность — до 14 %.

Скреперные пробоотбиратели устанавливают таким образом, чтобы при своем прохождении скрепер не создавал помехи движущемуся материалу. Для этого направление движения скрепера выбирают под углом  $\alpha$  (см. рис. 3.8), равным

$$\alpha = \arcsin(v/v_k),$$

где  $v_k$  — скорость ленты конвейера;  $v$  — скорость скрепера.

В этом случае составляющая скорости скрепера вдоль конвейера будет равна скорости ленты конвейера.

Масса точечной пробы  $q_r = q_n \cdot b = Q_b f v_k$ , или, если  $Q$  в т/ч,  $B$  в мм, и  $v_k$  в м/с и  $\tau$  в кг:

$$q_r \approx Q_b / (3600 v_k). \quad (3.4)$$

Здесь  $B$  — ширина скрепера;  $q_n$  — удельная производительность.

Р

I 41

я

Рис. 3.8- Схема скреперного пробоотбирателя

Рис. 3.9. Пробоотбиратель для ручного отбора проб от потоков

Так как скреперные пробоотбиратели отбирают пробу из относительно неподвижного (для скрепера) потока, то ширина щели может быть принята минимально возможной, но большей  $d_{\text{max}}$ .

Пример. Определить массу точечной пробы, отбираемой скреперным пробоотбирателем с ленты конвейера. Производительность  $Q=400$  т/ч, крупность кусков  $d_{\text{max}}=50$  мм, скорость конвейера  $v_k=1,5$  м/с.

Выбираем пробоотбиратель ПС1-8, с шириной скрепера 150 мм. Масса точечной пробы по формуле (3.4):

$$q_r = 400 \cdot 150 / (3600 \cdot 1,5) = 11,1 \text{ кг.}$$

**Ручными пробоотбирателями** (рис. 3.9) опробуют только мелкий движущийся материал, чаще всего пульпы, кеки, порошки. Если вручную необходимо опробовать крупнокусковой материал, то опробуют его в тех местах, где он неподвижен.

Основной элемент пробоотбирателя — щель 1, соединенная с приемным сосудом 2, снабженным ручкой 3. Ручку изготавливают такой формы и длины, которая удобна для отбора пробы в конкретных условиях, но не менее, чем это требуют правила безопасности. Длина щели пробоотбирателя должна быть больше толщины опробуемого потока.

При отборе пробы необходимо перемещать пробоотбиратель с постоянной скоростью перпендикулярно к потоку. Удалить пробу в накопительную емкость через щель.

§ 3.4. ПРОБООТБИРАТЕЛИ ДЛЯ ОТБОРА ПРОБ СПОСОБОМ ПРОДОЛЬНЫХ СЕЧЕНИЙ

Продольный способ отбора проб отличается тем, что используется неподвижное (статическое) пробоотбирающее устройство, отбирающее непрерывно или дискретно пробу в одной точке потока.

*Вакуумный пробоотбиратель* (рис. 3.10, а) состоит из заборной трубки 2 со сменной насадкой /, соединенной с приемным сосудом 4. К сосуду 4 с помощью клапана КЭК 3 подводят вакуум или воздух для продувки. В нижней части сосуда имеется пневматический клапан 5, управляемый сжатым воздухом с помощью клапана СВМ 6. В момент отбора пробы клапан 3 отключает пробоотбиратель от источника воздуха для продувки и подключает к источнику вакуума. Проба начинает поступать в приемный сосуд. Если трубка расположена так, что пульпа при всасывании перемещается вверх, то для обеспечения полного засасывания всех частиц скорость всасывания должна быть больше критической. Для трубок диаметром 10—25 мм критическая скорость составляет 1,5—2 м/с. При скоростях ниже критических, крупные частицы не будут попадать в пробу.

Время отбора пробы ограничено временем заполнения сосуда. После переключения клапана 3 открывается клапан 5, и проба сливается в станцию накопления проб. В промежутках между отборами проб трубка 2 и насадка / продуваются сжатым воздухом под небольшим давлением для исключения их забивки либо скопления в них обогащенного материала.

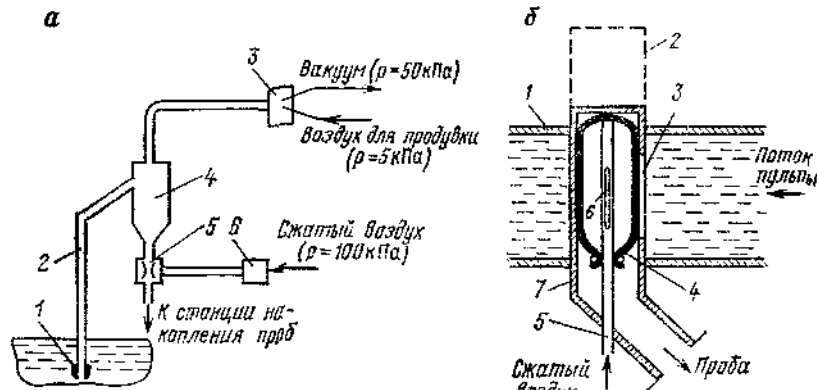


Рис. 3.10. Пробоотбиратели, реализующие продольное сечение потока: а — вакуумный; б — пневматический

Так как вертикальная сегрегация почти неустранима, в качестве пробоотборных устройств с продольным способом пробоотбора в трубах и желобах используют щелевые пробоотбиратели с вертикальной щелью, обычно пересекающей все сечение потока. Конечно, отбираемая таким пробоотбирателем проба будет большого объема, поэтому используют импульсный отбор; либо открывая периодически щель, либо используя вторичный, как правило, поперечный пробоотбор от отбираемого щелевым пробоотбирателем потока.

*Пневматический пробоотбиратель* (рис. 3.10, б) состоит из цилиндрического корпуса 7 с вертикальной щелью 3, вставленного в трубопровод 1 с опробуемой пульпой. В пробоотбиратель вводится резиновый шланг 4, образующий замкнутую емкость, в которую вставлен трубопровод 5 с щелью 6, подводящий сжатый воздух в эту емкость под давлением 200—250 кПа. В обычном положении резиновый шланг перекрывает щель 3 пробоотбирателя и проба не отбирается. В момент отбора пробы давление воздуха снижается, шланг 4 сжимается и часть потока пульпы поступает в щель 3 и далее в приемник пробы. Пробоотбиратель снабжен трубой-заглушкой 2, которая позволяет извлечь пробоотбиратель из трубы без остановки технологического процесса. При этом трубу-заглушку опускают вниз, а пробоотбиратель отделяют от нее снизу.

Объем точечной пробы  $V_T$  и массу точечной пробы  $q_r$  по твердому, отбираемой таким путем, определяют по формулам

$$V_T = nSv_n T, \quad \langle \bar{x} \rangle = V_T(6-1)\rho/(\rho-1).$$

где  $n$ —число отверстий или щелей;  $S$ —сечение пробозаборной трубки или щели;  $v_n$ —скорость пульпы при входе в отверстие либо Щель;  $t$ —продолжительность отбора точечной пробы;  $\xi_{пл}$ —относительная плотность пульпы;  $\rho$ —плотность твердого.

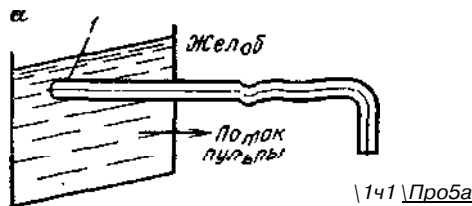
Промышленные испытания для сравнения работы пробоотбирателей, работающих по принципу поперечного отбора проб и продольного отбора, выполнены на хвостах контрольной молибденовой флотации Тырнаузской обогатительной фабрики. Вакуумный пробоотбиратель был установлен в хвостовой камере флотации, а пневматический в трубопроводе, в который поступают эти хвосты, АП-1—на сливе хвостов. Управление пробоотбирателями выполнялось от одного реле времени. Сравнение выполнено на 124 пробах. Значимых систематических и случайных расхождений не обнаружено. Однако некоторые отличия в составе проб есть. Так, как и следовало ожидать, вакуумный пробоотбиратель обогащает пробу тонкими классами, а пневматический—крупными. Поэтому необходимость доказательства применения пробоотбирателей с продольным способом отбора проб в конкретных условиях остается всегда.

### § 3.5. ПРОБООТБИРАТЕЛИ, ОСНОВАННЫЕ НА СПОСОБЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЭЛЕМЕНТОВ ПОТОКА

*Отбор проб извлечением элементов потока.* Способ продольного отбора проб имеет тот существенный недостаток, что может обладать систематической погрешностью, которая возникает вследствие агрегации потока. Этот недостаток так велик, что способ продольного пробоотбора не может признаваться как достоверный при балансовых расчетах. Отбираемая (выделяемая) при продольном способе отбора проба велика, и увеличить ее, контролируя несколько точек либо полос,— это значит увеличить и без того большую пробу либо увеличить затраты на создание большого по размерам и мощности датчика.

Способ извлечения элементов потока совмещает преимущества продольного и поперечного способа отбора пробы.

Основной вариант реализации такого способа для пульп — пробоотборная трубка, непрерывно отбирающая пробу и перемещаемая непрерывно по всему сечению потока,— сканирующая пробоотборная трубка 1 (рис. 3.11, а). Такая трубка будет отбирать бесконечное число элементов потока, что естественно приведет к получению пробы также большой массы. Поэтому такая сканирующая трубка дополняется устройством, периодически перекрывающим ее либо отводящим отбираемый поток



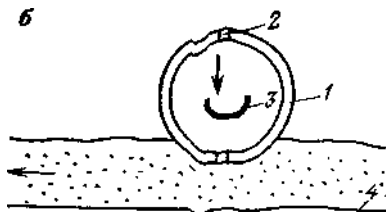
от пробоприемного сосуда 2, что и дает желаемый экономичный вариант.

Масса точечной пробы (элемента потока)

$$q_T = S v_p x (6 - 1) \rho / (\rho - 1),$$

где  $t$  — интервал времени отбора одного элемента потока.

Число точечных проб для такого устройства — число элементов потока, отобранных за контрольный период.



Механобром разработан пробоотбиратель для концентрата (рис. 3.11, б), основной элемент которого — колесо 1 с отверстиями 2, в которые при вращении колеса от пе-

Рис. 3.11. Пробоотбиратели, реализующие извлечение элементов потока:

а — сканирующая трубка; б — пробоотбиратель для флюоконцентрата

ремещаемого конвейером

### § 3.6. СХЕМЫ ПОДГОТОВКИ ПРОБ

Отобранная проба обычно отличается по своей массе, крупности кусков либо влажности от требований к пробе, предъявляемых средствами последующего анализа, исследования либо измерения ее свойств.

Весьма широко распространенное требование к пробе при химическом анализе: масса пробы (навески) должна быть 1 г, максимальная крупность 0,1 мм. При других видах анализа масса пробы может быть 0,5; 12; 50; 200; 500 г (но в любом случае это вполне определенная масса), крупностью 0,1—0,2 мм. Проба при анализе должна быть сухой. Это значит, что начальная проба должна быть уменьшена как по массе, так и по крупности (рис. 3.12).

Основная операция — сокращение пробы. Она может быть сокращена пополам либо сразу в  $m$  раз, при этом  $m$  может быть весьма велико. Если, например, из пакета массой 100 г отбирают навеску 1 г, то  $t=100$ .

Перемешивание применяют не во всех случаях, оно не обязательно тогда, когда пробу сокращают путем отбора большого числа микропорций.

Для подготовки проб используют следующее оборудование: дробилки, мельницы, истиратели, ступы, соответствующие крупности и твердости материала и схеме его подготовки; механические грохоты и ручные сита, соответствующие схеме подготовки проб; устройства и приспособления для перемешивания и совки для них; сократители проб ручные и механические и совки к ним; весы лабораторные с погрешностью взвешивания 0,05 %; весы технические грузоподъемностью от 50 до 1000 кг; фильтровальные установки и приспособления для декантации; шкафы сушильные с терморегулятором; посуду лабораторную.

При ситовом и фракционном анализе дробление не производится. Операции грохочения необходимы для контроля крупности пробы. Первая операция грохочения может отсутствовать. Иногда вводят дополнительные операции: подсушку, сушку, фильтрование, разрыхление.

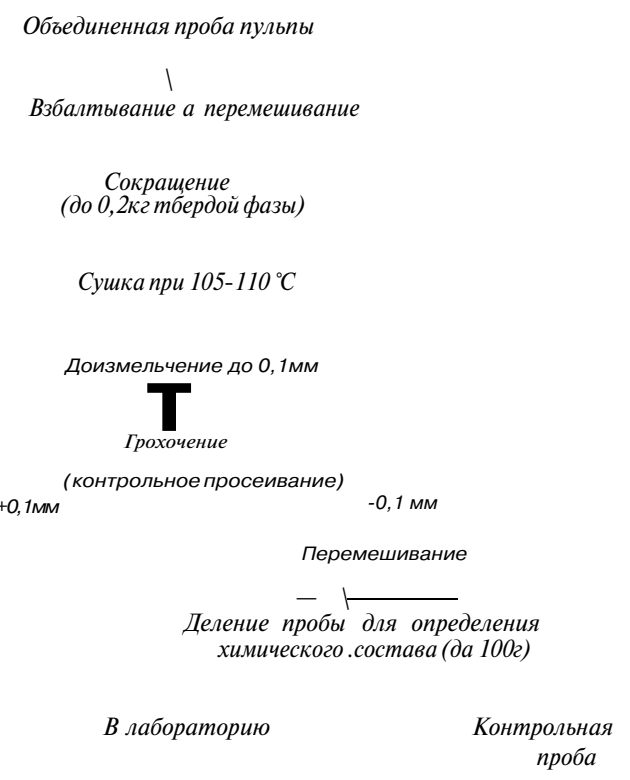
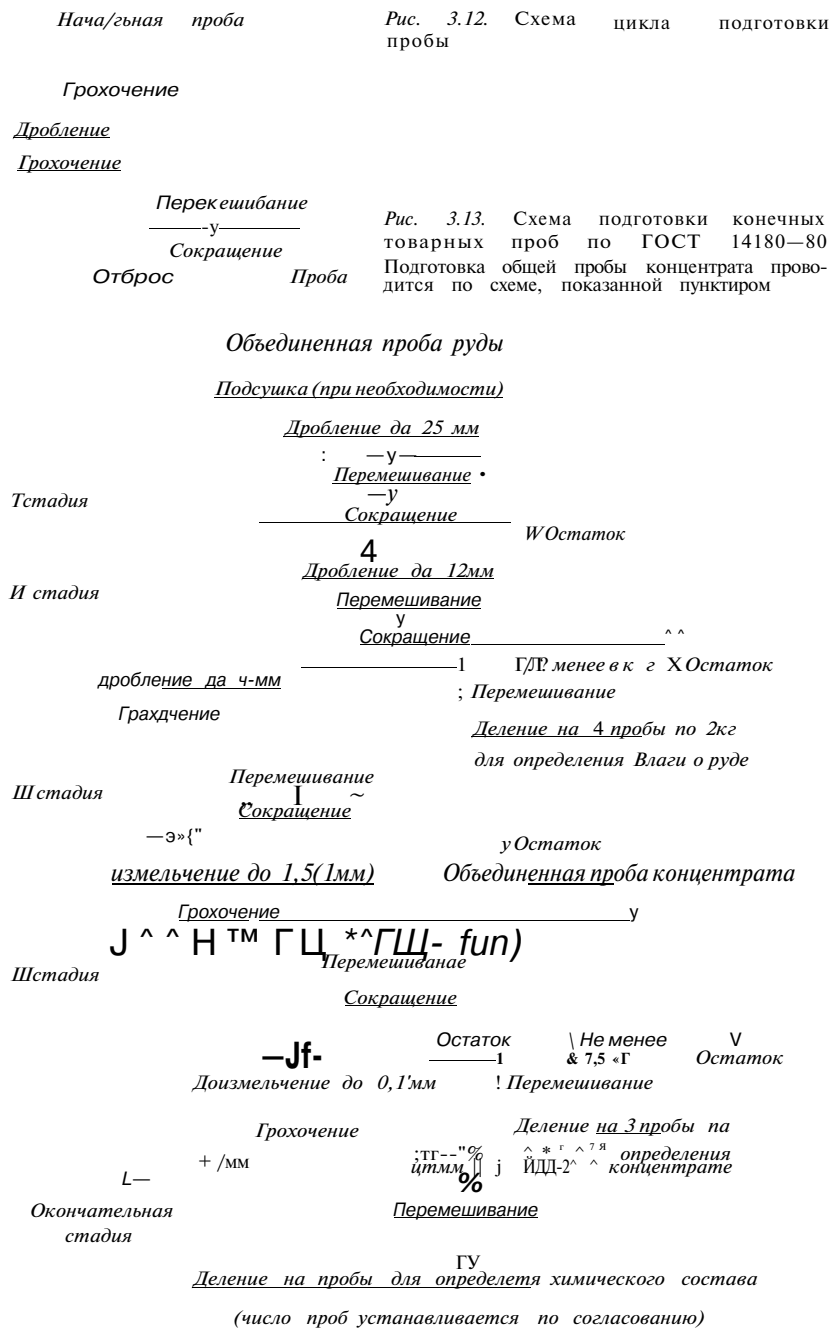


Рис. 3.14. Схема подготовки пробы пульпы по ГОСТ 14180—80

Для подготовки проб можно использовать проборазделочные машины (иногда машины, обеспечивающие подготовку двух-трех аналитических проб, а некоторые и одной лабораторной). Такие машины в основном разработаны для углеобогатительных фабрик.

Для обеспечения единообразия подготовки товарных проб государственными и отраслевыми стандартами определены схемы подготовки проб (рис. 3.13). Если дробление и сокращение руды затруднены из-за липкости и повышенной влажности материала, пробу следует подсушить. Если необходимо, сушку проводят перед III и IV стадиями обработки.

Из объединенной пробы руды после дробления ее до крупности 12 мм выделяют 4 пробы массой по 2 кг каждая для определения влаги. Две пробы используют для анализа, а две другие хранят в герметически закрытых сосудах на случай повторных анализов.

Для определения содержания влаги из объединенной пробы тонкозернистых материалов (концентратов) выделяют 3 пробы массой по 0,5 кг каждая при первом сокращении.

Сокращение на каждой стадии рекомендуется вести до массы  $q = \sqrt{Clmax}^2$ .

Здесь  $K\backslash$  — коэффициент, зависящий от коэффициента вариации  $V$  точечных проб:

$V, \%$	.13	14—20	21—33	> 33
$K\backslash$	0,06	0,1	0,15	0,2

Подобные схемы с учетом особенностей продукта разработаны для многих видов полезных ископаемых. ГОСТы допускают некоторое изменение схемы и ее параметров в зависимости от особенностей сырья и имеющегося оборудования даже для товарного опробования. Для всех остальных случаев опробования схемы подготовки проб разрабатываются индивидуально.

Подготовка пылевых проб проводится по следующей схеме (рис. 3.14). Сокращение пробы пульпы следует проводить только с помощью механического сократителя. Если гарантируется отсутствие потерь определяемого компонента с жидкой фазой перед сушкой пробы допускается декантация или фильтрование.

### § 3.7. ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ И ГРОХОЧЕНИЕ ПРОБ

В настоящее время выпускается следующее оборудование для дробления, измельчения и истирания проб (табл. 3.5).

Для *дробления* проб крупностью 10—50 мм и выше используются щековые дробилки, для проб крупностью 10—1 мм валковые дробилки, для измельчения проб до крупности 0,1 мм — истиратели.

Недостаток обычно используемых дробилок — возможность потерь за счет просыпей и удаления образующейся пыли.

Инерционные дробилки позволяют за одну операцию доводить исходную пробу крупностью 20 мм и влажностью до 4 % до крупности —0,1 мм с производительностью до 0,3 т/ч.

*Истирание* вручную проводится в агатовых или фарфоровых ступках. Электромеханические истиратели получили наиболее широкое распространение. Самая распространенная конструкция содержит 2—4 стальных цилиндра с помещением в каждый из них закаленного стержня диаметром, составляющим 60—70 % внутреннего диаметра цилиндра. В каждый цилиндр загружается проба массой около 100 г, а цилиндрам,

Таблица 3.5

Оборудование для изменения крупности материала пробы

Наименование	Тип	Размеры, мм	Крупность материала, мм		Производительность
			исходного	конечного	
Дробилка: щековая валковая Шаровая мельница	ДЩ-150X80	150X80	80	3—10	400—650 кг/ч
	ДГ-600X400	600X400	30	2—14	4,2—29,4 м <sup>3</sup> /ч
	МШР-900X900	900X900	60	0,83—0,15	0,98—0,23 т/ч
	МШР-1200X1200	1200X1200	60	0,83—0,15	1,86—0,37 т/ч
Истиратель: дисковый вибрационный СТУП а механическая	ИДА-175	Диаметр 175	3	0,05	40 кг/ч
	75Т-ДрМ	68X99	2—3	0,05	0,07 кг/ч
	СМБМ	Диаметр 40; 50	0,8 1,2	0,07 0,07	0,005 кг 0,025 кг

помещенным на раме, сообщаются энергичные движения, аналогичные движениям центробежно-инерционных грохотов.

Имеется ряд эффективных конструкций аппаратов для измельчения и истирания. Если необходимо измельчать пробу большой массы, используют шаровые мельницы.

Разработан доизмельчитель проб мокрым способом инерционного типа 135-Др-Б, в котором ролики за счет дебалансов обкатываются по внутренней стенке вертикального барабана.

*Грохочение* проб выполняется на ручных или механических грохотах с размерами ячеек сита, соответствующими технологической схеме подготовки проб. Крупные пробы обрабатываются на инерционных наклонных грохотах (табл. 3.6).

Грохот 138Т-Гр, установленный на раме в комплекте с бункером, питающим лотком и приемниками, известен как 93-УС1.

Небольшие навески (до 200 г) могут быть просеяны на ситовом анализаторе 236-Б-Гр. Однако при опробовании сито-

Таблица 3.6

Технические характеристики самоцентрирующихся грохотов

Тип	Размер сита, мм	Угол наклона сита, градус	Частота колебаний, мин	Амплитуда, мм	Масса грохота, кг
138Т-Гр	220X555	15—20	1400	4	49
ГЖ-1	400X800	0—30	1800	3	138
ГЖД-1 двухдечный	400X800	0—25	1800	3	147

вой анализатор используется редко. При ручной обработке проб для этой цели используется контрольное сито, при механическом истирании крупность обеспечивается подбором режима работы истирателя.

### § 3.8. ОБЕЗВОЖИВАНИЕ ПРОБ

**Декантация** (т. е. слив жидкой фазы) выполняется после отстаивания пробы. Жидкая фаза сливается через край сосуда или с помощью шланга таким образом, чтобы сливалась только чистая жидкость без захвата твердых частиц, поэтому эту операцию следует проводить максимально осторожно. Для ответственных, в частности всех товарных, проб декантация не рекомендуется. Не следует осуществлять декантацию и для **проб**, определяемый компонент которых может оказаться в растворенном виде в декантируемой части пробы.

**Фильтрование** осуществляется с целью экспрессного удаления влаги и получило широкое применение с использованием высокопроизводительных рентгеноспектральных анализаторов. Выпускается фильтровальная установка 39-ФТ-Б на два стакана размером 150X120 мм, однако фильтровальные устройства изготовляют непосредственно на фабрике. При массовом поступлении проб на фабриках устанавливают специальные фильтровальные столы, содержащие 10—12 фильтровальных ячеек и работающие как под разрежением, так и под давлением.

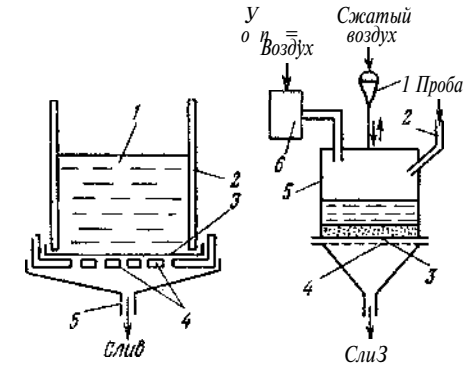
Фильтровальная ячейка (рис. 3.15, а) состоит из цилиндра 2, устанавливаемого на фильтровальное решето 4, на которое предварительно укладывается фильтровальная бумага 3. В цилиндр 2 поступает проба 1, которая фильтруется через бумагу под действием вакуума ( $p = 0,07$  МПа), подводимого через патрубок 5, через который происходит и слив фильтрата. Фильтровальное решето 4 имеет бортик, а цилиндр 2 подогнан так, чтобы при закреплении фильтровальной бумаги образовывалось герметичное соединение цилиндра с решетом.

При использовании рентгеноспектральных спектрометров типа СРМ-18 продолжительность отдельных операций подготовки пробы составляет, мин:

Транспортирование проб . . . . .	1
Фильтрование (вакуум 0,07 МПа) . . . . .	3—25
Сушка . . . . .	
Доистирание . . . . .	5
Анализ проб . . . . .	10

На Тырнаузской обогатительной фабрике реализовали фильтрование под давлением с одновременной сушкой. При использовании сжатого воздуха с избыточным давлением 0,2 МПа

Рис. 3.15. Фильтровальная ячейка (а) и фильтровально-сушильная установка (б)



продолжительность фильтрования уменьшается в 3 раза. Подача под таким давлением горячего воздуха обеспечивает одновременно сушку пробы.

Фильтровально-сушильная установка (рис. 3.15, б) работает следующим образом. Фильтрующую поверхность 3, состоящую обычно из нескольких слоев фильтровальной бумаги, укладывают на основу 4. На нее устанавливают стакан 5, который прижимается пневматическим исполнительным механизмом /. Пробу заливают (или она поступает по системе трубопроводного транспорта) по трубке 2, после чего в стакан подают горячий воздух от нагревателя 6 под давлением 0,2 МПа.

Анализ содержания каких-либо компонентов в пробе выполняется в расчете на сухую массу. Поэтому навеска, передаваемая на анализ, должна быть сухой. Сушат пробы в сушильных шкафах. Температура сушки должна быть такой, чтобы не приводила к другим изменениям пробы. Поэтому уголь сушат при температуре 35—55 °С, сульфидные руды — при температуре 105—120 °С. При сушке материал способен образовывать на поверхности корки, которые растрескиваются. При растрескивании корки могут вылетать из чашек и засорять другие пробы. Поэтому пробы при сушке необходимо периодически перемешивать. Если проба при сушке выделяет вредные вещества, ее необходимо сушить в шкафах, оборудованных вытяжной вентиляцией. Помещаемая в сушильный шкаф проба должна иметь маркировку.

### § 3.9. ПЕРЕМЕШИВАНИЕ ПРОБ

Перемешивание проб необходимо при сокращении проб на одну или несколько частей однократным отделением этой части от всей пробы или путем отделения этой части отбором некоторого числа порций.

Т а б л и ц а 3.7

Способы перемешивания проб

Способ	Область использования	Отличительные признаки
Перелопачивание	Пробы большой массы	Пробу перебрасывают из кучи в кучу, причем отдельные порции при перебрасывании берут в произвольных точках
Способ кольца и конуса	Пробы средней массы (100—2000 кг) крупностью до 60 мм	Пробу поочередно разбрасывают в кольцо и собирают в конус, при формировании конуса материал высыпают на его вершину, при разбрасывании и сборе пробы порции надо брать в различных частях конуса или кольца
Перекатывание	Пробы небольшой массы и крупности	Пробу помещают на клеенку и резкими движениями перекатывают с угла на угол 20—30 раз
Просеивание	Пробы малой массы и крупности, в частности после сушки	Растирая комки резиновой пробкой, пропускают пробу 2—3 раза через сито с ячейками в 2—3 раза больше максимальной крупности частиц пробы
Механическое перемешивание	Различная масса и крупность в зависимости от используемого оборудования	Пробу помещают в какое-либо перемешивающее устройство (мельницу без шаров или с 3—5 фарфоровыми шариками, смеситель)

При идеальном перемешивании не имеет значения, сколько порций формируется при сокращении, и теоретически вполне достаточно однократного отбора сокращенной части. Однако убедиться в идеальности перемешивания нельзя, поэтому предпочитают даже при перемешивании отбирать несколько порций (от двух при квартовании до 20—30 при квадратовании). Способы перемешивания проб приведены в табл. 3.7.

При механическом перемешивании обычно используют мельницы. Основная проблема при этом — доказательство именно перемешивающих, а не сегрегирующих свойств оборудования.

Перемешивание является традиционно используемой, но не обязательной операцией подготовки пробы. Перемешивание принципиально необходимо лишь при сокращении пробы делением ее на небольшое число порций. При сокращении пробы делением на большое число микропорций перемешивание не обязательно.

### § 3.10. СОКРАЩЕНИЕ ПРОБ

Сокращение пробы — наиболее ответственная операция. При ее выполнении и появляется основная погрешность подготовки пробы.

Идеальными ситуациями при сокращении неподвижных проб являются два противоположных по технике выполнения сокращения: однократный отбор необходимой массы от идеально перемешанной пробы и покусковой отбор пробы от массы любой степени неоднородности. Эти идеальные ситуации недостижимы в практике подготовки пробы, поэтому обычно применяют перемешивание (возможно, неидеальное) и сокращение пробы несколькими порциями. В случае возможности отбора нескольких сотен порций, используют сокращение без перемешивания.

Сокращение может проводиться как неподвижных проб (табл. 3.8), так и проб, масса которых каким-то образом перемещается (пересыпается, переливается) (табл. 3.9). В последнем случае при сокращении пробы возможны как поперечный, так и продольный способы отбора микропорций.

Механические сократители выполняют двух типов (рис. 3.16).

Первый тип сократителей (см. рис. 3.16, а, б) отличается помещаемой в бункер 1 и выгружаемой из него шнеком 2 пробой, поток которой пересекается стенками вращающихся пробоприемных сосудов 3. Таких сосудов может быть 10—12, они располагаются радиально и составляют, по существу, 10—

Т а б л и ц а 3.8

Способы сокращения неподвижных проб

Способ	Область использования	Отличительные признаки
Квартование	Сокращение проб, высыпаемых на конус и тщательно перемешанных	Пробу делят однократным внедрением крестовины в развернутый ею конус. Сокращенной пробой считается материал, взятый из двух накрест расположенных секторов
Квадратование (практически вычерпывание)	Сокращение проб, выровненных тонким слоем и достаточно тщательно перемешанных	Сокращение производят отбором нескольких десятков микропорций в узлах правильной сетки. Во избежание устранения влияния сегрегации порцию отбирают, погружая совок (шпатель) на всю глубину слоя
Способ линейки	Сокращение проб, расположенных длинной узкой полосой на краю стола, перемешивание не требуется	От всей полосы отбирают 150—300 микропорций. Если лопатка, которой сребаются эти порции, достаточно узка, может быть отобрана сразу аналитическая навеска

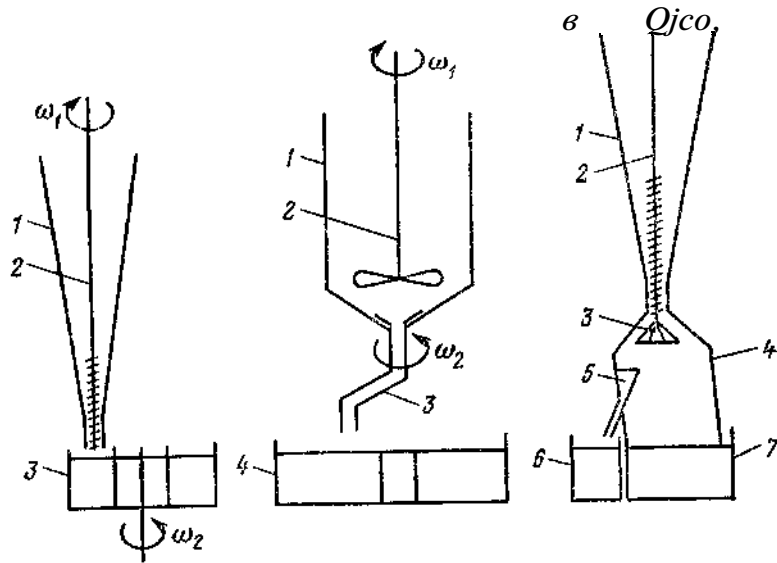


Рис. 3.16. Механические сократители:  
 а — с вращающимися приемными сосудами; б — с вращающейся трубкой; в — с разбрасывателем

12 щелей радиального пробоотбирателя. За время разгрузки пробы может быть отсечено несколько сотен микропорций. У сократителей этого типа вращаться могут не сосуды, а распределительный патрубок (рис. 3.16, б). На рис. 3.16, б пробу, чаще всего жидкую, помещают в сосуд 1 с мешалкой 2; вращающийся изогнутый патрубок 3 распределяет микропорции пробы по неподвижным сосудам 4.

Таблица 3.9

Способы сокращения перемещаемых проб методом поперечных сечений без перемешивания

Способ	Область использования	Отличительные признаки
Выборочный (фракционный)	Сокращение больших проб ручным инструментом без перемешивания	При перегрузке или перебрасывании пробы в сокращенную часть отбирают каждую $n$ -ю порцию
Сокращение с помощью механических сократителей	Сокращение любых проб, для которых пригодна имеющаяся аппаратура, чаще это мелкие продукты массой до 50 кг и жидкие продукты	Отбор нескольких сотен порций в пробу. Деление пробы на 10–12 частей

Основной недостаток сократителей этого типа — ограничение скорости перемещения сосудов 3 (см. рис. 3.16, а) либо патрубков 3 (см. рис. 3.16, б) по величине, соответствующей скорости отбрасывания частиц.

Второй тип сократителей (см. рис. 3.16, в) отличается тем, что проба помещается в бункер 1 и выгружаемая из него шнеком 2, попадает на разбрасыватель 3. С помощью разбрасывателя поток материала разбрасывается в виде кольца и оседает по цилиндрической стенке пробоприемной части 4, внутри которой часть кольца выделяется сектором 5 в сокращенную пробу, поступающую в пробоприемный сосуд 6. Остаток пробы собирается в сосуде 7. Пробу можно делить на столько частей, сколько будет встроено секторов 5.

У сократителей этого типа нет ограничений скорости разбрасывания и проба может образовывать весьма тонкое кольцо при перемещении по цилиндрической стенке 4, вплоть до перемещения частиц, полностью отделенных друг от друга. При подборе соответствующих параметров (скорости вращения разбрасывателя 3 и угла сектора 5) может быть реализован оптимальный (покусковой) вариант сокращения пробы.

Сокращение проб способом продольных сечений также широко распространено (табл. 3.10). Наилучший вариант — использование желобчатых сократителей, которые можно встретить практически на любом участке сокращения проб (рис. 3.17, а). Желобчатый сократитель содержит четное (не меньше 10–12) число желобков 1 шириной обычно более  $(2-3) d_{max}$ . Желобки разделены друг от друга стенками и имеют наклонное (под углом 55–60°) дно. Система желоб-

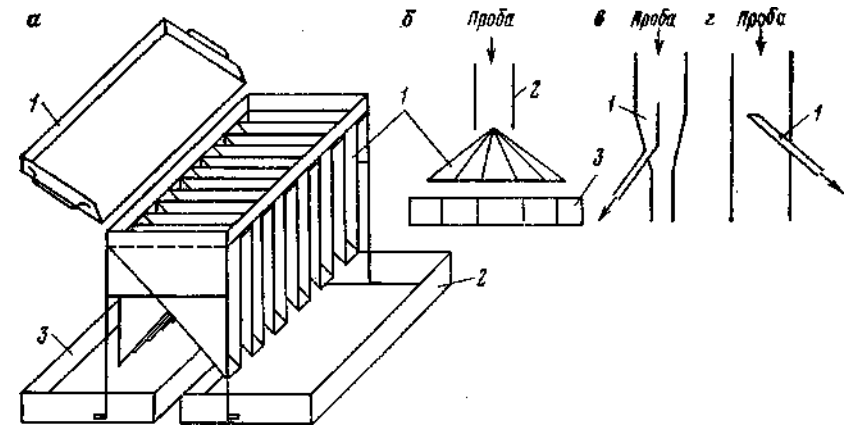


Рис. 3.17. Устройства для сокращения проб способом продольных сечений:  
 а — желобчатый сократитель; б — радиальный сократитель; в — сократитель с делительной перегородкой; г — сократитель с отборной трубкой

Таблица 3.10

Способы сокращения перемешаемых проб методом продольных сечений

Способ	Область использования	Отличительные признаки
С помощью желобчатых сократителей	Для средних и малых проб (до 25 кг) небольшой крупности	Пробу делят на 10–16 параллельных струй, четные из которых объединяют в одну пробу, нечетные — в другую
С помощью радиальных сократителей	Жидкие пробы	Пробу направляют на вершину конуса, который может вращаться
С помощью статических сократителей	Жидкие пробы и пульпы	Проба перед делением турбулизируется и делится на части перегородкой либо выделяется отборной трубкой:

ков устанавливается на ножках в приемные сосуды 2 и 3 для двух частей пробы. Проба после легкого перемешивания помещается в совок 4, имеющий ширину, в точности равную суммарной ширине всех желобков, и равномерным потоком высыпается с совка на сократитель. Если материал влажный, он может забивать желобки, тогда сократитель следует встряхивать. С помощью желобчатых сократителей достигается высокое качество сокращения.

Близким к желобчатому является радиальный сократитель (рис. 3.17, б), состоящий из конуса 1, разделенного на секторы перегородками. Пробу, обычно пульпообразную, подают по трубе 2 на вершину конуса. Сокращенные части собирают в приемники пробы 3. Качество сокращения такого сократителя хуже желобчатого в связи с невозможностью обеспечения точного деления пробы на соответствующие части. Иногда конус 1 делают вращающимся, что повышает качество сокращения.

Метод продольных сечений для хорошо турбулизованных проб можно реализовать с помощью делительных перегородок 1 (рис. 3.17, в) и отборных трубок 1 (рис. 3.17, г). Систематическая погрешность сокращения в этом случае зависит от степени турбулизации потока.

### § 3.П. ПРОБОРАЗДЕЛОЧНЫЕ МАШИНЫ

Установки, предназначенные для механической обработки проб и выполняющие несколько операций, в том числе дробление, сокращение, перемешивание, сушку проб, с выдачей измельченной пробы небольшой массы, называют проборазделочными

машинами. Большинство из них предназначено для обработки проб угля (табл. 3.11).

Проборазделочные машины работают при исходной влажности углей и сланцев не более 17–18 % и бурых углей не более 40 %.

На углеобогажительных фабриках проборазделочными машинами МПЛ-300 и МПЛ-150 оборудовано свыше 80 пунктов централизованного опробования рядовых углей, с их помощью опробуется более 200 млн. т угля в год.

Схема установки МПЛ-300 для подготовки лабораторных проб представлена на рис. 3.18.

Вся схема смонтирована в одном корпусе. Пробу отбирают ковшовым пробоотбирателем / и направляют в бункер 2. Исходная проба угля крупностью до 300 мм подается ленточным питателем в молотковую дробилку 3 и дробится до 25 мм, затем с помощью наклонного многоковшового сократителя 4 сокращается. Сокращенная проба поступает в бункер 5, затем во второй молотковой дробилке 6 дробится до крупности 3 мм и сокращается сократителем 7 до массы лабораторной пробы 8. Остатки пробы удаляются конвейером 9.

В машинах МПА и МЛА, подготавливающих аналитические навески, производится подсушка проб при температуре  $115 \pm 10$  °С.

Проборазделочные машины для руд не выпускаются. Известны лишь установки для подготовки геологических проб — УОГП. В УОГП обработка ведется мокрым способом, так как

Таблица 3.11

Характеристика проборазделочных машин

Тип	Крупность пробы, мм	Производительность, т/ч	Крупность навески, мм
МПЛ-300	300	15	0–3
МПЛ-150	150	2	0–3
МЛА-3	<3	0,005–0,007	<0,2
МПА-150	150	2	<0,2 (и 0,3)

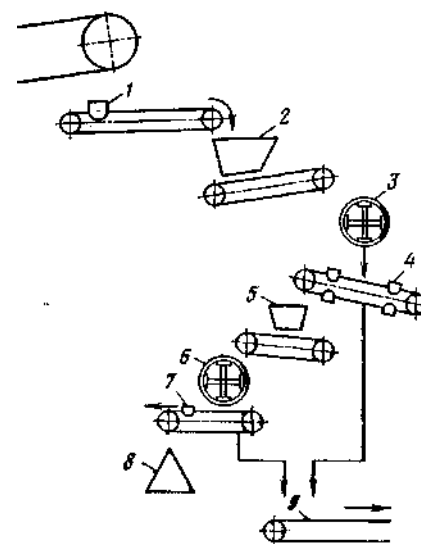


Рис. 3.18. Схема проборазделочной машины

Таблица 3.12

## Потери материала при дроблении проб за счет удаления пыли, просыпей

Оборудование	Крупность материала на выходе, мм	Относительные потери массы, %
Дробилка: щекованная	10	3–6
валковая	4	6–8
»	1	8–10
Дисковый истиратель	0.05	До 30

потери материала пробы при обработке сухим способом могут быть велики (табл. 3.12). При избирательном дроблении (измельчении) эти потери могут привести к изменению состава пробы.

В УОГП реализован теоретически оптимальный режим подготовки проб крупностью 8–10 мм. На этой установке пробы массой 0,5–20 кг в течение 3–15 мин измельчаются в центробежной роликовой мельнице до крупности 70–80 % — 0,071 мм с одновременным сокращением пробы и получением двух проб массой 80–220 г каждая. Сокращение производится отсечкой измельченного материала методом поперечных сечений со степенью сокращения по массе 6–90. Число отсечек на пробе наименьшей массы (0,5 кг) составляет 30. Масса установки 690 кг. УОГП состоит из измельчителя-сократителя и лабораторного стола.

Измельчитель-сократитель состоит из электромагнитного питателя, центробежной роликовой мельницы и вращающегося секторного пробоотбирателя. Лабораторный стол служит для выполнения операций обезвоживания, сушки, взвешивания и упаковки лабораторных проб. Обезвоживание проводится под вакуумом, для чего в стол вмонтирован вакуум-насос. На столе установлены сушильный шкаф и весы.

## Глава 4

## ПОГРЕШНОСТЬ РЕЗУЛЬТАТА И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ОПРОБОВАНИЯ

## § 4.1. СТРУКТУРА ПОГРЕШНОСТИ РЕЗУЛЬТАТА ОПРОБОВАНИЯ

Результат опробования — некоторое число  $a_{изм}$ , которое отличается от истинного значения  $a_{ист}$  на величину  $Aa_{рез}$  ( $Aa_{рез} = a_{изм} - a_{ист}$ ). Структура  $Aa_{рез}$  сложна. Эта погрешность формируется на всех этапах работы с пробой, и, следовательно,

$$Aa_{рез} = Aa_{от} + Aa_{под} + Aa_{ан}, \quad (4.1)$$

где  $Aa_{от}$  — погрешность отбора пробы;  $Aa_{под}$  — погрешность подготовки пробы;  $Aa_{ан}$  — погрешность анализа.

Каждая из составляющих формулу (4.1) погрешностей содержит систематическую  $Aa_c$ , случайную  $ts_a$  и вероятную систематическую  $Aa_{вер}$  погрешности, следовательно,

$$Aa_{рез} = Aa_c - f ts_a - f Aa_{вер}.$$

Отсутствие систематической погрешности результата называется *правильностью опробования*. Основные причины возникновения систематической погрешности — нарушение соответствия точечных проб соотносимым с ними элементами массива (нарушение требования равнопредставительности) при отборе точечных проб, сегрегация проб в процессе их подготовки, а также потери материала проб либо их засорение, и, наконец, наличие систематической погрешности метода анализа.

Систематическая погрешность должна быть выявлена и устранена. Случайная погрешность результата неустранима. Она является следствием ограниченного числа точечных проб, ограниченной массы навески, неидеальности выполнения операций перемешивания, дробления, сушки пробы, наличия небольших случайных отклонений от требуемых параметров при выполнении операций при анализе.

Неустранимость случайной погрешности не означает невозможности ее снижения. Увеличение числа точечных проб, снижение крупности пробы, повышение качества выполнения различных операций — действенные пути снижения случайной погрешности.

Вероятная систематическая погрешность, появляющаяся вследствие асимметричности распределения массовой доли определяемого компонента в отдельных рассматриваемых пор-

Проба  
d, q ee sL

**Ч**  
Дробление  
Грохочение

Перемешивание

Сокращение

У/Т, а

Сокращенная Отброс  
проба {дубликату}

Рис. 4.1. Схема подготовки пробы и формирование погрешностей

циях (пробах, кусках), может быть снижена увеличением числа этих порций в объединенной пробе или вычислена и учтена.

Отобранная проба может быть подвергнута различного рода механическим преобразованиям. Обычно при определении массовой доли это подсушка, перемешивание, сокращение, дробление и контрольное грохочение (рис. 4.1), а для жидких проб еще и фильтрование и сушка.

Исходная проба массой  $q$  и крупностью  $d$  по отношению к определяемой характеристике опробуемой массы  $a$  обладает случайной погрешностью  $s_{от}^2$ . При дроблении до крупности  $d$  и грохочении за счет потерь либо засорения пробы будет добавлена погрешность  $s_p^2$ . При перемешивании будет добавлена погрешность  $s_H^2$ , возникающая также за счет возможных потерь и засорения пробы, но в основном, за счет неидеальности перемешивания, а иногда и возникающей при выполнении операции перемешивания сегрегации. Наконец, при сокращении возникает основная дополнительная погрешность, связанная с преобразованием пробы  $s_c^2$ . Эта погрешность неизбежна, и связана она с уменьшением числа кусков материала, поступающего дальше в обработку. Уже имеющуюся погрешность  $s_{от}^2$  никакими преобразованиями пробы изменить нельзя. Смысл хорошей подготовки пробы состоит в том, чтобы обеспечить необходимую (и, как правило, малую) для анализа массу с наименьшими добавками погрешностей  $s_c^2$ ,  $s_p^2$  и  $s_H^2$ .

Погрешности потерь и засорения пробы при дроблении  $s_p^2$  и погрешности неоднородности  $s_H^2$  при перемешивании не являются неизбежными. Они принципиально могут быть сведены до нуля за счет высокого качества выполнения этих операций. В некоторых случаях эти погрешности могут быть очень малы,

благодаря особенностям пробы, например, если потеря некоторой части пылевидных частиц не влияет на среднюю массовую долю определяемого компонента. Обычно подготовка проб выполняется тщательно и величины  $s_p^2$  и  $s_H^2$  бывают (или должны быть) малы.

Таким образом, при выполнении одного цикла (типичного сочетания) операций подготовки пробы погрешность сокращенной пробы массой  $q/m$  и крупностью  $d$  составит

$$i = s_{от}^2 + s_c^2 + s_p^2 + s_H^2$$

Обычно выполняется несколько циклов подготовки пробы в связи с тем, что дробить пробу за одну операцию до конечной необходимой крупности (чаще всего 0,1 мм) неэкономично. Если выполнено  $k$  циклов, то, учитывая, что в начальном цикле подготовки пробы сокращение может выполняться без предварительного дробления, то удобно считать этот цикл нулевым, а погрешность отбора и подготовки пробы, включая нулевой цикл, т. е.  $i=0, 1, 2, \dots, k$ , будет равна

$$S^2 = S_{от}^2 + Z \frac{S_c^2}{k} + E \frac{S_H^2}{k} + Z \frac{4}{k} \quad (4.2)$$

Таким образом, в формуле (4.2) число  $k$  означает число операций дробления.

Сокращение можно выполнять в несколько операций. Например, при использовании желобчатых сократителей пробу делят пополам. Если нужно сократить пробу в большей мере, сокращение повторяют несколько раз, например, /.

Тогда формула (4.2) будет выглядеть так:

$$i = 4, + Z \frac{4}{k} + I \frac{t}{k} \frac{E_i}{k} + I \frac{14}{k} \cdot \quad (4.3)$$

В результате подготовки получают пробу, готовую для анализа. Так, для химического или рентгеновского анализа готовят пробу крупностью 0,1 мм в пакете массой 50 г. Описываемая формулой (4.3) случайная погрешность и будет соответствовать этому пакету, полученному в результате отбора пробы, ее дробления  $k$  раз, перемешивания и сокращения // раз после каждой операции дробления.

Полное выражение для погрешности, связанной с подготовкой пакета для анализа, вытекающее из формулы (4.3), получено в работе [11]:

$$s^2 = sl/N_T + Z \frac{4}{k} + Jj \frac{I}{k} \frac{Ait}{k} + E \frac{2/па?s_k^2(d)}{k} (Ш_{кон} - \sqrt{q, ,,»»} \cdot Ю^-) \quad (4.4)$$

Здесь  $\langle l \rangle$  кон;  $L$  нн — конечная и начальная масса на  $y$ -й стадии дробления ( $l=0$  соответствует первому сокращению без дробления, если оно предусмотрено схемой подготовки).

Погрешность отбора навески

$$S_{LB} = 2/p \cdot \text{нав} \cdot \max(1/\langle l_{\text{нав}} \rangle - 1/\langle l_{\text{пак}} \rangle) \cdot \text{Ю} \sim 6. \quad (4.5)$$

Так как материал навески обычно полностью раскрыт, то

$$s_i \max = (P_M/p_n) \cdot OS \cdot [3_M - OS] \cdot [1 - Ot/f3_M + a_{p_n}/(p_n \cdot P_M)]^2. \quad (4.6)$$

Полное выражение для погрешности результата опробования с учетом выражений (4.4) — (4.6):

$$S_{\text{рез}}^2 = s^2 N_T + \sum_{j=0}^L [s_{f d j}^2 (d, j) (Vq, \text{кон} - Vq, -_{ii}) \cdot 10^{n6} + \\ + \sum_{j=i}^L \sin^2 J + \sum_{j=i}^L 4/ + ((P_M/p_n) a (P_M - a) [1 - a/p_n + a_{p_n}/(P_M p_n)] X \\ X 2/p \cdot \text{нав} (1/\langle l_{\text{нав}} \rangle - 1/\langle l_{\text{пак}} \rangle) \cdot \text{Ю} \sim 6 + s_i / \text{Понп} / \Pi_{\text{ов}}]. \quad (4.7)$$

Здесь  $s_T^2$  — дисперсия точечных проб;  $N_T$  — число точечных проб;  $f$  — коэффициент формы кусков;  $p$  — средняя плотность пробы;  $d_j$  — средняя крупность пробы на  $y$ -й стадии сокращения;  $s_K^2(d_j)$  — дисперсия покускового опробования для крупности пробы  $d_j$ ;  $p_M$  и  $p_n$  — соответственно плотность минерала и породы;  $a$  — массовая доля определяемого компонента соответственно в минерале и пробе;  $g_w$  и  $q_{n \& k}$  — масса соответственно навески и пакета;  $n_{\text{нав}}$  и  $n_{\text{оп}}$  — соответственно число навесок и число определений, используемых для получения результата опробования;  $s_M^2$  — дисперсия собственно метода анализа без погрешности, вносимой отбором навески.

В формуле (4.7) все массы следует подставлять в кг, крупность в мм, плотность в г/см<sup>3</sup>. Погрешность результата  $S_{\text{рез}}$  будет получена той размерности, какая принята для  $a$ ,  $p_M$  и  $s_K$ .

#### § 4.2. СИСТЕМАТИЧЕСКАЯ ПОГРЕШНОСТЬ РЕЗУЛЬТАТА

Проверка наличия систематической погрешности — проверка правильности результата.

Особенность опробования руд и продуктов обогащения состоит в том, что для этих условий невозможно иметь эталон, с помощью которого можно было бы проверить правильность результата. Перед нами, как правило, всегда неизвестный опробуемый массив, на котором невозможно выполнить прямую проверку на правильность результата. Поэтому такая проверка выполняется косвенно, путем сопоставления контролируемого

результата с другими, получаемыми заведомо более совершенным либо более апробированным путем.

*Эталон* — как наилучшее средство контроля правильности используется для проверки правильности выполнения некоторых операций опробования, в частности анализа. Так как анализ выполняется на небольших навесках, возможно приготовить эталоны — навески концентратов (чаще всего) с заранее заданными свойствами и массовыми долями контролируемых компонентов.

Очевидная трудность состоит в том, что на ход анализа, его методику, конкретные численные характеристики расчетных формул обычно влияет весь минеральный состав продукта (концентрата). Следовательно, эталон нужно готовить для каждой фабрики свой. Приготовление эталона связано с техническими трудностями, так как концентраты обогатительных фабрик, а следовательно, и их эталоны — продукты плохо перемешиваемые, склонные к сегрегации при любой крупности, изменению своего состава как при приготовлении, так и при хранении и т. п. Поэтому, хотя уже известны эталоны ряда продуктов фабрик цветной металлургии, асбообогатительных фабрик, широкого распространения проверка правильности с помощью эталонов не получила.

Сравнительно проще использовать *неразрешаемые эталоны*. Такие эталоны широко применяют для рентгеноспектральных анализаторов. В этих условиях эталон считается нормой. Эталоны готовят даже для условий опробования крупнокускового материала, например, в вагонетках. Обычно это бетонные блоки, в которые при изготовлении внесен в соответствующей массовой доле минерал, элемент которого контролируется в рассматриваемых условиях. Блоков изготавливается несколько (3—4) с массовой долей компонента, перекрывающей возможные диапазоны ее изменения в контролируемой массе. Блоки устанавливают либо на тележках, либо на поворотной платформе и периодически подают к измерительной части установки.

Математически сравнение с эталоном выполняется по критерию Стьюдента

$$t_p = (a - a_3) / s_{Ba} \cdot \langle l \rangle_T,$$

где  $\langle l \rangle_p$ ,  $t_r$  — соответственно расчетное и табличное значения критерия Стьюдента при принятой доверительной вероятности;  $a$  — измеренная массовая доля компонента;  $a_3$  — эталонное значение массовой доли;  $s_{Ba}$  — средняя квадратическая погрешность воспроизводимости для проверяемой установки либо метода.

Погрешность воспроизводимости для установки оценивается заранее многократным измерением массовой доли на

одном и том же продукте при полном повторении всех операций при анализе.

Для разрушающих образцов способов анализа (химических) систематическую погрешность оценивают по допустимому расхождению

$$Da = (a - a_2) < Da_{доп},$$

где  $Da_{доп}$  — допустимое расхождение между параллельными определениями для эталонов, которое устанавливают по результатам многолетней практики анализа.

При отсутствии эталона проверку правильности ведут путем сравнения результата анализа в контролируемых условиях с условиями анализа, которые заведомо считаются верными (например, полученными в более технически совершенной либо более авторитетной лаборатории, либо с помощью более совершенной методики и аппаратуры по известному уже правилу

$$Da = (a_1 - a_2) < Da_{доп}. \quad (4.8)$$

Если  $Da_{доп}$  не назначено, следует использовать формулу

$$^*P = (a_1 - a_2) / s_b(a, a_2) < t?, \quad (4.9)$$

где  $s_b(a, a_2)$  — погрешность воспроизводимости разности  $a_1 - a_2$ , найденная по формуле  $s_b(a, a_2) = \sqrt{t^2 a^2 + s^2 U}$ .

Формулу (4.9) удобнее приводить к формуле (4.8) пересчетом  $Da_{доп} = t s_b(a, a_2)$ .

Если систематическая погрешность установлена, то она должна быть устранена. Для этого нужно выявить причины, приводящие к систематической погрешности. Это часто непростая задача, требующая тщательной проверки методики анализа и исправности приборов. После определения причины погрешности нужно принять меры по ее устранению. Если причиной является медленное изменение характеристик материалов, параметров приборов (дрейф), то систематическая причина устраняется коррекцией результата, либо показывающего прибора, а у рентгеноспектральных анализаторов — расчетного уравнения.

Однако все это возможно для одной части опробования — анализа и почти неосуществимо для опробования в целом. В таких условиях систематическая погрешность может существовать как угодно длительное время, а ее выявление может быть связано с длительными и трудоемкими работами.

Так как эталоны опробуемых масс не существуют, наличие систематической погрешности может быть оценено только по результатам определения массовой доли двумя способами — контролируемые и сравнительными.

102

Для сравнения может быть выбран другой способ опробования, отличающийся от контрольного прежде всего другим характером выполнения операций, которые, по мнению специалистов, могут явиться причиной появления систематической погрешности.

Для проверки правильности работы пробоотбирателей либо условий отбора проб на конвейере останавливают конвейер под нагрузкой и отбирают пробы, счищая целиком материал с ленты в намеченных точках; для проверки правильности работы пробоотбирателей пульпы применяют отбор проб в тех же или близких точках с помощью других, проверенных пробоотбирателей либо путем, обеспечивающим более точный результат.

Для проверки правильности сокращения следует использовать как сравнительный более совершенный вариант, в частности, квадратование целесообразно проверять с помощью желобчатого сократителя либо электромеханического делителя.

Проверка правильности выполняется по критерию Стьюдента обычно для средних результатов, полученных при многократном опробовании масс контрольным и сравниваемым методами:

$$*P = (a_1 - a_2) / s_b(a, a_2) < t.$$

Здесь  $s_b(a, a_2)$  — погрешность воспроизводимости результатов двух методов, определяемая по формуле:  $s_b^2(a, a_2) = S^2 \left( \frac{1}{n_1} + \frac{1}{n_2} \right)$ ;  $n_1, n_2$  — число усредняемых результатов.

На обогатительных фабриках имеется еще одна уникальная возможность получать сравнительный результат — *использование уравнений баланса компонентов*. Если выполняется равенство

$$K_0^* = K_1 + K_2, \quad (4.10)$$

то систематическая погрешность отсутствует.

Здесь  $K_0$  — масса определяемого компонента, поданного за контрольный период на вход процесса обогащения;  $K_1, K_2$  — масса этого же компонента, перешедшего соответственно в концентрат и хвосты.

Входящие в уравнение (4.10) массы компонентов должны быть определены независимо друг от друга.

Если равенство (4.10) не выполняется, то определяется невязка  $D = K_0 - K_1 - K_2$ , являющаяся признаком наличия систематической погрешности при опробовании.

Выявление и устранение систематической погрешности таким путем весьма трудоемко. Поэтому на фабриках стремятся устранить систематическую погрешность без ее расчета путем

правильного выполнения всех операций опробования и опробования в целом. Это достигается путем:

непредпочтительности отбора точечных проб от всех элементов опробуемой массы;

соответствия инструмента параметром опробуемой массы;

исключения засорения либо потерь пробы на всех этапах работы с нею;

качественного выполнения операций перемешивания и сокращения, при этом необходимо избегать способов, при которых отбирается малое число микропорций даже при отборе навески (квадратование) либо материал отбирается не по всей глубине пробы;

соблюдения постоянных условий фильтрования и сушки пробы.

С целью обеспечения правильности результата большинство операций опробования жестко регламентируется путем подготовки инструкций опробования вплоть до издания государственных и международных стандартов.

Источник систематической погрешности точечной пробы — несоответствие инструмента для отбора проб каким-либо характеристикам опробуемой массы.

Так, могут не соответствовать размеры инструментов крупности опробуемого продукта. Например, при опробовании продукта крупностью 50 мм совком шириной 40 мм куски крупнее 40 мм в совком попасть никоим образом не могут. Это, конечно, учебный пример. Однако и куски менее 40 мм по-разному будут захватываться таким совком в зависимости от их крупности. В связи с этим для некоторых инструментов ГОСТы регламентируют те или иные размеры (так, регламентированы размеры совков при ручном опробовании).

Вообще кратность ширины пробоотбирающего устройства к максимальной крупности при ручном отборе проб может быть достаточно малой. Так, ГОСТ 10742—71 предусматривает проверочное опробование материала на конвейере с помощью рамы, стенки которой отстоят одна от другой на расстоянии не менее  $2d_{max}$ .

Однако не только линейные размеры, но и конструкция инструмента может не соответствовать указанному требованию предпочтительности отбора пробы. Многие инструменты не только отделяют материал пробы от массива, но и позволяют транспортировать материал пробы на какое-либо расстояние. Следовательно, такие инструменты имеют либо емкость, либо отводящие материал пробы элементы. Материал пробы должен либо полностью поместиться в емкости отборного устройства, либо так перемещаться после отделения от массива, чтобы не создавать помехи вновь отделяемым кускам, тем более не перемещаться в обратном направлении в процессе отбора пробы,

т. е. не вываливаться. Обычно регламентируют объем приемного отборного устройства (иногда простым утверждением, что он должен быть на 20—25 % больше максимального объема точечной пробы).

#### 4.3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ ОПРОБОВАНИЯ

Расчет опробования для заданных условий выполняется в таком порядке (рис. 4.2).

*Выбор средств и способов опробования продуктов.* Способы отбора и средства для отбора проб взаимосвязаны и зависят от условий опробования. Каждый принятый способ отбора проб может быть реализован тем или иным средством для отбора проб, поэтому основная цель выбора средств и способа опробования заключается в том, чтобы последующим расчетом проверить, могут ли удовлетворить эти средства требуемым показателям. Выполнением этой части работы решается проблема устранения систематической погрешности, возникающей вследствие несоответствия точечных проб элементам массива, от которых эти пробы отбирают.

При выполнении этой части работы следует руководствоваться следующими рекомендациями. Для балансовых точек обогатительных фабрик следует применять только механические средства отбора проб. Среди них широкое распространение получили ковшовые, секторные, скреперные пробоотбиратели. Традиционно опробование потоков руды, хвостов и концентрата на фабрике осуществляется методом поперечных сечений, что исключает систематическую погрешность при отборе пробы, хотя для опробования могут успешно использоваться и пробоотбиратели с продольным сечением потока.

*Расчет массы и числа точечных проб и массы начальной пробы.* Расчет массы точечной пробы определеннее всего выполняется для пробоотбирателей с поперечным сечением потока материала по формулам (3.2) — (3.4).

При отборе проб пробоотбирателями с продольным сечением потока нужно знать производительность такого пробоотбирателя  $q_n$  и продолжительность отбора пробы  $t$

$$q_T = q_n \cdot t.$$

При отборе проб от неподвижных масс следует либо задать массу точечной пробы, либо принять ее соответствующей размерам инструмента (желонки, шупа, лопаты и т. п.). Многие ГОСТы регламентируют размеры этих инструментов.

Для расчета числа точечных проб, например для исходной руды, необходимо знать среднее квадратическое отклонение  $s_T$  содержания определяемого компонента в пробах именно этой

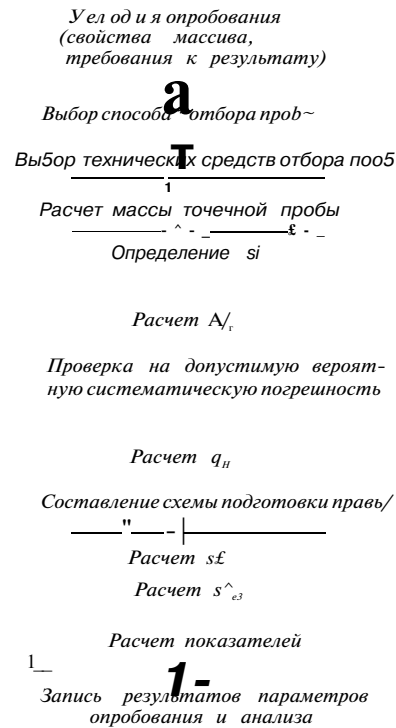


Рис. 4.2. Последовательность проектирования опробования по первому варианту расчета параметров отбора проб

Полученная таким образом начальная масса может быть либо слишком малой, либо слишком большой. Малую массу можно легко увеличить, увеличивая либо массу точечной пробы, либо их число. На этом пути нет никаких ограничений.

Большую массу пробы можно обычно немного снизить, выбирая предельно малые (без нарушения представительности) массы точечных проб. Например, для ковшовых пробоотбирателей, принимая ширину щели равной  $3d_{\max}$ , а скорость пересечения 0,6 м/с, можно также несколько снизить  $N$ . Однако обычно возможности на этом пути весьма малы. Для существенного снижения начальной массы необходимо выбирать другие способ или оборудование для отбора проб.

Схему обработки пробы составляют с учетом имеющегося или приобретенного оборудования для обработки, руководствуясь следующим:

массы и для этого контрольного периода, для которого выполняется расчет погрешности. Обычно  $s_T$  определяют экспериментально.

Согласование относительной и средней квадратической погрешностей проводят следующим образом:

$$\begin{aligned} \text{Зрез. доп} &= I \text{ ДЮС } \setminus I I = \\ &= Pa / (2 - 100). \end{aligned}$$

Размерность  $s_{\text{рез. доп}}$  совпадает с размерностью\* а, если  $P$  выражено в процентах.

Полученные расчетным путем значения  $N$  округляем в большую или меньшую сторону с целью получения удобного для использования числа (например, вместо  $N = 483$  принимаем  $N = 480$ , т. е. в течение смены через каждую минуту отбирается точечная проба). Начальная масса пробы  $q_n = q_r N$ .

если схема обработки должна обеспечить минимально возможную в данных условиях погрешность обработки, то пробу следует прежде всего дробить, сокращая в минимально возможной степени;

если обработка существенно не влияет на погрешность результата технологической операции, то можно выполнять более сильное сокращение при меньшей степени дробления.

Однако влияние обработки на погрешность результата можно оценить лишь после первого, хотя бы прикидочного, расчета схемы. Поэтому рекомендуется первоначальную схему обработки составить исходя из производительности оборудования, желаемого времени обработки пробы и трудоемкости выполнения отдельных операций.

Для многих продуктов за основу могут быть приняты схемы, рекомендуемые ГОСТами для товарных продуктов.

Погрешность метода анализа  $s_M$  определяют по формуле

$$s_M = \sqrt{s_{\text{наВ}}^2 + s_{\text{ан}}^2}$$

где  $s_{\text{Лр}}$  — дисперсия по анализу параллельных навесок (если для двух параллельных навесок расхождение  $\Delta a$ , то  $s_{\text{наВ}} = 0,886 \Delta a$ );  $s_{\text{наВ}}^2$  — дисперсия дискретности навески.

Расчет случайной погрешности сводного показателя. На обогатительных фабриках определенные требования обычно предъявляют к месячным результатам. Обработывают же и анализируют часовые, двухчасовые, сменные, иногда суточные пробы. Поэтому, чтобы полученный результат погрешности опробования сопоставить с заданным, необходимо вычислить погрешность месячного результата:

$$s_{a \text{ мес}} = s_{a \text{ см}} / \sqrt{30}$$

Запись результатов. Получаемые при опробовании результаты будут характеризоваться, таким образом, случайной и вероятной систематической погрешностью. Тогда

$$O_{\text{итг}} = O_{\text{изм}} \setminus \sqrt{s_{\text{р.з}}^2 + T A_{\text{овер}}}$$

Полученные параметры опробования — руководство к использованию при отборе, обработке и анализе пробы.

Пример. Выполним расчет параметров опробования для трех точек — питания флотации, концентрата и хвостов для следующих условий: обогащается медная руда (основной минерал — халькопирит) с содержанием меди в минерале  $p_m = 34,5\%$ . Производительность по руде 135 т/ч, влажность руды  $\omega = 3,7\%$ , крупность руды  $d_{\text{max}} = 50$  мм. Ожидаемое содержание меди в руде  $a = 0,7\%$ , в концентрате  $\beta = 27\%$  и в хвостах  $\gamma = 0,08\%$ . Допустимая относительная погрешность результатов определения содержания в сменных пробах в руде составляет 10%, в хвостах — 10% и в концентрате 2%. Следовательно, абсолютные погрешности  $\Delta a = \pm 0,07\%$ ,  $\Delta \beta = \pm 0,008\%$  и  $\Delta \gamma = \pm 0,008\%$ .

Традиционно потоки руды и хвостов на фабрике опробуют методом\* поперечных сечений, что исключает систематическую погрешность при отборе пробы. Принимаем для руды пробоотбиратель 26-ОП с шириной ковша 250 мм, для хвостов — 33-ОП с шириной щели 10 мм. Отбор проб концентрата примем (по опыту Тырныаузской фабрики) пневматическим пробоотбирателем, отбирающим пробу методом продольных сечений.

Расчет масс точечных проб. Масса сухой руды  $Q = 135(1 - 0,037) = 130$  т/ч; масса точечной пробы для руды:

$$q_{ra} = QbJ(3600v) = 130 \cdot 250 / (3600 - 0,6) = 15,046 \text{ кг.}$$

Ожидаемая масса хвостов  $Q\phi$  (т) в 1 ч:

$$Q_{\phi} = Q(P - a) / (P - \phi) = 130(27 - 0,7) / (27 - 0,08) = 127.$$

Масса точечной пробы для хвостов по сухому:

$$\langle 7_{\pi} = Q_{\phi} b_{\pi} / (3600 t_i) = 127 \cdot 10 / (3600 - 0,47) = 0,75 \text{ кг.}$$

Масса точечной пробы для концентрата зависит от параметров пневматического пробоотбирателя. Примем такие параметры, когда  $\langle p = 0,1$  кг.

Расчет числа точечных проб. Пределы колебаний массовой доли меди в продуктах установлены:  $a = 0,5$ -М;  $P = 244$ -29;  $\phi = 0,06$ -4-0,12.

Приблизительно, средние квадратические отклонения массовой доли в точечных пробах:

$$s_m = (1 - 0,5) / 4 = 0,125 \text{ \%}; s_p = (29 - 24) / 4 = 1,25 \text{ \%}; s_{\pi} = (0,12 - 0,06) / 4 = 0,015 \text{ \%}.$$

Погрешность отбора проб находим так.

Средние квадратические погрешности результатов  $s_{a_{pe3}} = |Aa| / 2 = 0,07 / 2 = 0,035 \text{ \%}; s_{p_{pe3}} = 0,27 \text{ \%}; s_{e_{pe3}} = 0,004 \text{ \%}.$

Принимаем, что отбор проб вносит в дисперсию погрешность, равную половине ее составляющей. Тогда  $s_{от}^2 = 0,5 s_{e3}^2 = 0,5 \cdot 0,0035 = 0,00062$ ;  $s_{от}^2 = 0,036$ ;  $4 \text{ от} = 8 - K\Gamma^6$ .

Число точечных проб

$$N_a = s_{от} / s_{a_{pe3}} = 0,125 / 0,00062 = 25; \quad N_p = 43; \quad N_{\pi} = 28.$$

Принимаем длительность смены — 480 мин,  $N_a = 24$ ;  $N_p = 48$ ;  $N_{\pi} = 24$ , т. е. пробы руды будем отбирать через каждые 20 мин, концентрата через каждые 10 мин, а хвостов через каждые 20 мин.

Вероятные систематические погрешности в предположении гамма-распределений содержаний составят

$$Aa_{в.с.р.} = s_a^2 / (V_a a) = 0,125^2 / (24 - 0,7) = 0,001 \text{ \%}; \quad \Delta P_{в.с.р.} = s_p^2 / (V_p P) = 1,25^2 / (29 - 0,08) = 0,053 \text{ \%};$$

$$\Delta \pi_{в.с.р.} = s_{\pi}^2 / (V_{\pi} \pi) = 0,015^2 / (0,12 - 0,06) = 0,00012 \text{ \%}.$$

Такие вероятные погрешности могут считаться приемлемыми, так как в относительном виде они составят соответственно 0,14; 0,0044 и 0,15 %. Необходимо подчеркнуть, что даже эти незначительные погрешности заметны в общем балансе фабрики, и могут быть случаи, когда их не учитывать нельзя.

Расчет начальных масс (кг) проб:

$$Y_{ra} = q_{ra} N_a = 15,046 \cdot 24 = 361; \quad q_{ra} N_p = 15,046 \cdot 48 = 722; \quad q_{ra} N_{\pi} = 15,046 \cdot 24 = 361.$$

Получаемые массы вполне приемлемы для дальнейшей обработки, за исключением  $q_{ra} N_{\pi}$ . Заметим, что мы приняли ширину щели пробоотбирателя 26-ОП, равную 250 мм, так, как указано в характеристике, хотя теоретически вполне достаточно принять ширину щели, равную 150 мм. Примем реше-

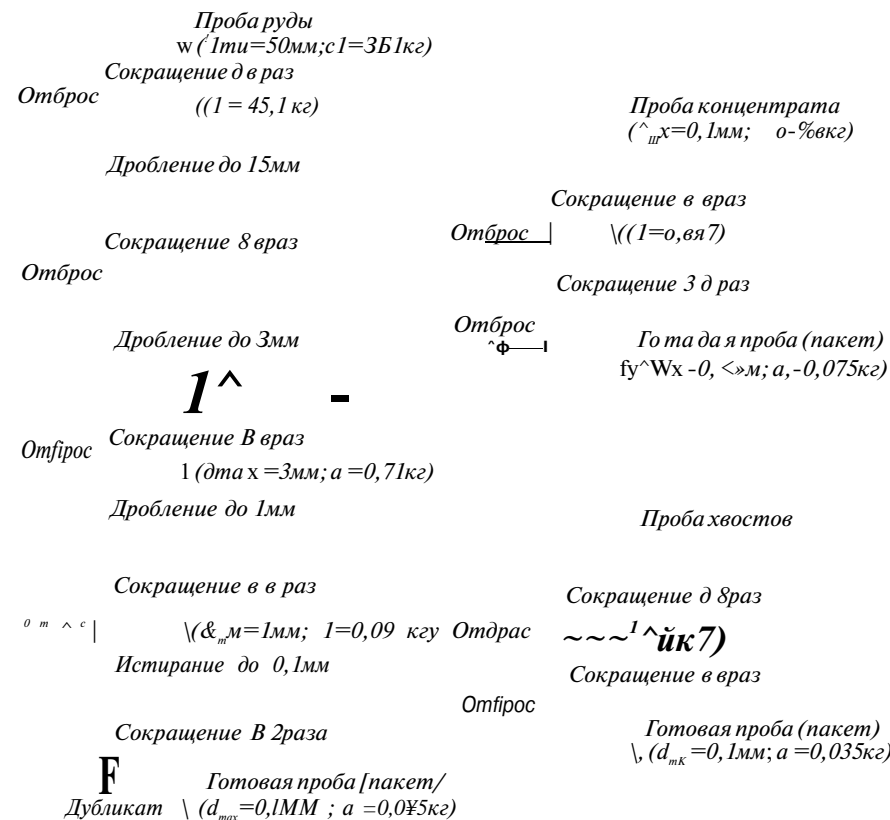


Рис. 4.3. Схемы подготовки проб руды (а), концентрата (б) и хвостов (в)

ние, что ковш будет заготовлен с шириной щели 150 мм, и повторим расчет для руды заново

$$q_{ra} = 130 \cdot 150 / (3600 - 0,6) = 9,05 \text{ кг.}$$

При отборе проб такой массы получены колебания в течение смены содержания в руде в пределах  $\langle x = 0,45$  н-1,1. Тогда  $s_{ra} = (1,1 - 0,45) / 4 = 0,163 \text{ \%}; \quad N_a = 0,163^2 / 0,00062 = 43.$

Принимаем  $N_a = 48$ , тогда  $\langle N_a = \langle 7 \text{та}^a = 9,05 \cdot 48 = 435 \text{ кг.}$

Видим, что этот вариант выигрыша не приносит, поэтому оставляем в силе прежние параметры, а щель при отборе пробы руды 250 мм.

Составление схемы подготовки проб (рис. 4.3). Для расчета необходимы только операции дробления и сокращения. Сокращение в 8 раз выполняем на механических сократителях. Экспериментально, для руды получены дисперсии покускового опробования для  $d = 0,1$  мм,  $s_k = 5,08 \text{ \%}; d = 1$  мм,  $s_k = 3 \text{ \%}; d = 3$  мм,  $s_k = 2 \text{ \%}; d = 15$  мм,  $s_k = 1 \text{ \%}; d = 50$  мм,  $s_k = 0,5 \text{ \%}.$

Сокращение проб концентрата и хвостов выполняем на механических сократителях.

Определение погрешности метода анализа. В соответствии со стандартом СЭВ-448—77 расхождение между параллельными определениями концентрата

пfnnl 27 ^ c ^ c-т авля ет 0,3 % • Для руды и хвостов расхождение между параллельными Q<sub>гп</sub>( ^ ^ примем 0,03% и 0,005%. Тогда s<sub>апар</sub> = 0,886 X Да - 0,02b5 0/0<sup>3</sup> s<sub>рп</sub> = 0,265 %; s<sub>ftп</sub> = 0,004 %.

Дисперсии погрешности навесок

$$4на^ = 2/аР_{МРМ}^ \wedge_{нав} (1/<7_{нав} - 1/<7_{пак}) \cdot 10^{-6} = 2 \cdot 0,5 \cdot 0,7X$$

$$X 34, ^ ., 2 \cdot 0,05^3 (1/0,001 - 1/0,045) \cdot 10^{-6} = 12,25 \cdot 10^{-6} (\%)^2.$$

С учетом, что P S|<sub>к</sub> « (p<sub>м</sub>/p<sub>п</sub>) а P<sub>м</sub> и гfc.На<sub>м</sub>max = 0,1MM, 5-с.нав = 0,05 MM,

$$\wedge_o \wedge \wedge \Gamma 6^{+001} \text{ кг} \ll - \Gamma^{0+045} \text{ кг} \gg P^M = 4^{+2} \text{ №} \quad 4м = 4пар - 4нав =$$

$$= 712,25 \cdot 10^{-6} \wedge 12,25 \cdot 10^{-6} = 70 \cdot 10^{-6}.$$

Отсюда s<sup>^</sup> 0,0264 %. Аналогично s<sub>р</sub> = 0,265 % и s<sub>р</sub> = 0,0042 %, т.е. в рассматриваемых условиях погрешность анализа предопределяет метод анализа, но не сса навески;

$$4нав = 64,5 \cdot 10^{-6} \quad |_{нав} = 1,44 \cdot 10^{-6}.$$

Определяем погрешности результатов опробования, руководствуясь рис. 6,а. При<sup>^</sup>маем п<sub>н</sub> = 2 и «<sub>ан</sub> = 1, т.е. результат усредняем по двум параллельным <sup>^</sup>ескам. Примем для руды s<sub>н</sub> = 0,0014 % и s<sub>р</sub> = 0,001 %:

$$4_{pe3} \wedge 0,125^2/24 - f [2 \cdot 0,5 - 0,5^2 - 3 \cdot 25^3 (1/45,1 - 1/36,1) \cdot 10^{-6} +$$

$$+ 2 \cdot 0,5 - 19 \text{ д. } , 5^3 (1/5,56 - 1/45,1). \text{ кг}^6 + 2 \cdot 0,5 - 2^2 - 3 - 1,5^3 (1/0,71 -$$

$$- 1/5,56) - \text{III} - \ddot{e} + 2 \cdot 0,5 - 3^2 - 3 - 0,5^3 (1/0,09 - 1/0,71) - \text{Ю}^{-6} + 2 \cdot -0,5 - 5 \cdot 0,8^2 X$$

$$x^{3^0}, 0^{\wedge 3} (1/0,045 - 1/0,09) \cdot 10^{-6} + 5 \cdot 0,001^2 + 4 \cdot 0,001^2] +$$

$$+ (12,25 \cdot 10^6 \wedge 700 \cdot 10^{-6})/2 = 65 \text{ МО}''^6 + [227,4 - \text{Ю}^{-6} + 199,7 - 10^{-6} +$$

$$+ 99,5^1 \cdot 10^{-6} + 32,4 - 10^{-6} + 0,1 \text{ Ы} 0^{-6} + 9,8 - 10^{-6} +$$

$$+ 4 - \text{Ю}^{-6}] + 356,12 - \text{Ю}^{-6} = 1580,03 - 10^{-6}.$$

Следователе %<sub>рез</sub> = 39,7- Ю<sup>-3</sup> = 0,0397 %. Или получаемая погрешность результат<sup>^</sup> £a<sub>рез</sub> = 2s<sub>рез</sub> = 0,0794 %.

итносители <sup>^</sup> погрешность результата P = 0,0794 - 100/0,7 = 11,35 %, что несколько прев<sup>^</sup>ает заданную величину 10%. Анализируя составляющие погрешности, В J<sup>^</sup> TO основная доля падает на погрешность отбора пробы. Следовательно, <sup>^</sup> первую очередь необходимо уменьшить. Нужно принять большее число речных проб (например, 36) и выполнить весь расчет для Да<sub>рез</sub> заново.

Погрешности результата опробования концентрата (см. рис. 4.3,6):

$$s_{pe3} = 1,25^2/48 + 2 \cdot 0,5 - 262,8 - 3 \cdot 0,05^3 (1/0,075 - 1/4,8) \cdot \text{Ю}^{-6} +$$

$$+ 2 \cdot 0,05^{\wedge} + (64,5 - 10^{-6} + 0,265^2)/2 = 32500 \cdot 10^{-6} + 1,29 \cdot 10^{-6} +$$

$$+ 5832 \cdot 1^{\wedge} - 6 \perp 32,25 \cdot 10^{-6} + 35000 \cdot \text{Ю}^{-6} = 73365,54 - \text{Ю}^{-6} = 0,073.$$

Здесь s<sup>2</sup><sub>кр</sub> =, (p/p<sub>п</sub>) p (p<sub>п</sub> - p) [1 - p/p<sub>м</sub> + (P/P<sub>м</sub>)/(p<sub>к</sub>/p<sub>м</sub>)]<sup>2</sup> = (4,2/3) X X 27 1<sup>3,4</sup> ^ - /<sup>7,1</sup> (L - 27/34,5 + 27-4/34,5-4.2)<sup>2</sup> = 262,8 (°/o)<sup>2</sup>. Следовательно, J?P<sup>2</sup>, r<sup>~</sup> zL, ~ Д0рез = • 2sR<sub>рез</sub> = 0,54 %. Или относительная погрешность P = 0,54 - 100/27 = 4 = 2 %Г

по

Погрешность результата опробования хвостов (см. рис. 4.3, в), а также учитывая, что s\<sub>к</sub> = (4,2/3) - 0,08 - 34,5 = 3,86 (%):

$$4_{pe3} = 0,015^2/24 + 2 \cdot 0,5 - 3,86 - 3 \cdot 0,05^3 (1/0,035 - 1/18) \cdot 10^{-6} +$$

$$+ 3 \cdot 0,00016^2 + (1,44 - \text{Ю}^{-6} + 18 - \text{Ю}^{-6})/2 = 9,4 - \text{Ю}^{-6} + 0,041 - \text{Ю}^{-6} +$$

$$+ 0,0768 - 10^{-6} + 0,72 - 10^{-6} + 9 - \text{Ю}^{-6} = 19,23 - 10^{-6}.$$

б<sup>^</sup>рез = 0,0044 % и Д0рез = 0,0088 %. Относительная погрешность результата P# = 100 - 0,0088/0,08 = 11 %, что близко к заданной величине 10 %.

Расчет случайной погрешности сводного показателя (например, среднемесячного содержания); p<sub>см</sub> = 90:

$$\% \text{мес} = S_{apes}/V^{\wedge} = 0,0397/90^{\sim} = 0,0042 \%; \quad s_{p_{мес}} = 0,028 \%;$$

$$s_{\text{мес}} = 0,00093 \%; \quad Aa_{вер. \text{ мес}} = Aa_{вер} / \text{см} = 0,001/90 = 0,000011 \%;$$

$$Арвер. \text{ мес} = 0,000013 \%; \quad Дг\%_{ер. \text{ мес}} = 0,0000013 \%.$$

Запись результатов

$$\ll \text{мес. ист} = 0,7 \pm 2s_{мес} + Aa_{вер. \text{ мес}} \gg = 0,7 \pm 0,0084 + 0,000011 \%;$$

$$P_{мес. \text{ ист}} = 27 \pm 0,056 - 0,000013 \%; \quad ft_{мес. \text{ ист}} = 0,08 \pm$$

$$\pm 0,00186 + 0,0000013 \%.$$

## Глава 5

### ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ И ТОВАРНЫЙ БАЛАНСЫ

#### § 5.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ БАЛАНС

В практике обогащения всегда встречаются параметры, характеризующие продукты, которые измерить сравнительно легко, другие, наоборот, измерить существенно труднее. Сложнее всего на фабриках измерить выхода (расходы) продуктов обогащения — концентратов и хвостов. Это, как правило, жидкие продукты, насыщенные пузырьками воздуха, крайне неоднородные во времени. Поэтому выход их (расход) на фабриках не измеряют, а вычисляют, используя информацию о составе этих продуктов, составляя уравнения технологического баланса.

Технологический баланс — системы уравнений материального баланса потоков технологических аппаратов либо их сочетаний, на основе которых выполняют расчеты неизвестных выходов и извлечений.

Уравнения материального баланса должны выполняться для любых продуктов и любых компонентов потоков технологической схемы. Это значит, что для схемы с двумя выходами может быть составлено много уравнений материального баланса, каждому из которых описываемая схема должна соответствовать. Основным является решение системы, число неизвестных

в которой равно числу уравнений. Для схемы с двумя выходами таких уравнений два. Большее число уравнений приводит к переопределенной системе, которая не имеет точного решения.

Обычно составляют систему уравнений, включающих баланс по твердому и одному из компонентов:

$$T_a = 7p + 7»;$$

Из этих двух уравнений находят  $Y_p$  и  $7»$  — соответственно выход концентрата и хвостов.

Для составления технологического баланса необходимо знать массовую долю полезного компонента в исходном продукте (питании)  $a$  и массовую долю полезного компонента в выходных продуктах ( $\wedge$ -концентрате и  $\wedge$ -хвостах).

С помощью этих данных могут быть рассчитаны такие показатели:

выход концентрата  $7p$  в долях (или процентах) от массы сухой руды в питании;

выход хвостов  $7»$  в долях (или процентах) от массы сухой руды в питании;

извлечение в концентрат  $e_{p>}$  равно отношению массы компонента в концентрате  $\wedge C_p$  к массе компонента в руде  $K_a$  в долях единицы:

$$e_{p>} = \frac{\wedge C_p}{K_a}$$

извлечение в хвосты  $e_{>}$  в долях единицы

С помощью уже найденных показателей — выходов — извлечение может быть определено по формулам  $e_{p>} = 7p / \wedge C_p$  и  $e_{>} = 7» / \wedge C_{>}$ .

Извлечение, определяемое при расчете технологического баланса, называется *технологическим*.

Если измерить массу исходного продукта  $M_a$  и его влажность  $W_a$ , то могут быть определены абсолютные значения выходных показателей:

масса сухой руды

$$M_{ca} = M_a (1 - W_a)$$

масса концентрата

$$M_{\wedge} = M_{ca} \wedge C_p$$

масса хвостов

$$M_{>} = M_{ca} 7»;$$

масса компонента в руде

$$K_a - M_{ca} a = M_a (1 - N_{\wedge} a);$$

масса компонента в концентрате

$$\wedge C_p = M_{p>} = M_{ca} \wedge C_p = M_a (1 - W_a) \wedge C_p;$$

масса компонента в хвостах

$$K_{>} = M_{>} \wedge C_{>} = M_a (1 - W_a) \wedge C_{>}.$$

Кроме технологического различают *товарный баланс*.

Различие между технологическим и товарным балансами состоит в том, что технологический баланс составляют на основе измеренных значений массовых долей компонентов во всех продуктах обогащения и результатов взвешивания и определения влажности исходного сырья; товарный баланс обязательно составляют как на основе анализа, так и на основе взвешивания и определения влажности всех входных и выходных продуктов обогащения, а также продуктов, находящихся в емкостях фабрики. Выход хвостов и в товарном балансе обычно принимается как расчетный из технологического баланса.

Так как обычно взвесить все входные продукты можно только при поступлении на фабрику, а выходные — при отгрузке с фабрики, разница между технологическим и товарным балансами состоит еще и в том, что товарный баланс описывает состояние всей фабрики, а технологический баланс может быть составлен для любой, даже малой части технологического процесса, но чаще всего операции обогащения.

Применительно к технологическим балансам следует говорить о точности рассчитываемых показателей, применительно же к товарным балансам говорят о невязке — разнице между массами полезного компонента, поступившего и вышедшего за пределы фабрики в учтенных потоках.

*Простейшая операция* (рис. 5.1, а). Уравнение материального баланса для выходов

$$1 = 7p + 7»-$$

Уравнение материального баланса для масс полезного компонента

$$a' 1 = P Y_p - \bullet \wedge C_{>}$$

Система уравнений баланса

$$a-1 = p 7p + \wedge C_{>}$$

$$1 = y_{\wedge} 4 - y_{>}$$

Неизвестные — выходы (в долях ед.)

$$\begin{array}{c} | a \quad 0 \\ 7p \quad 1 \quad 1 \quad a - \phi \\ \quad \quad \quad \quad P - \phi \\ 7» = 1 \quad 1 \quad 1 \\ \quad \quad \quad Y_p = (P - a) / (P - \bullet ft). \end{array}$$

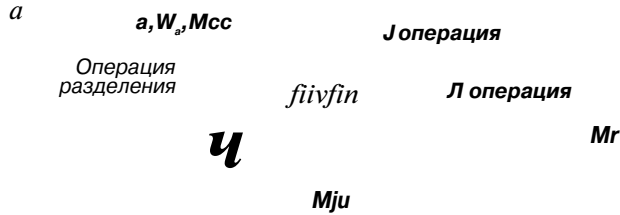


Рис. 5.1. К расчету показателей технологического баланса: а — простейшая схема, б — схема с двумя выходами концентратов-

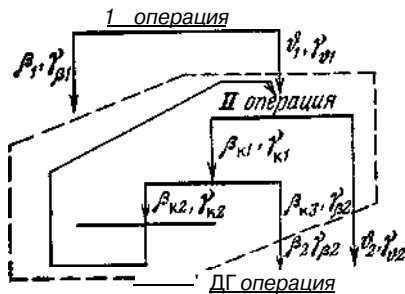


Рис. 5.2. К расчету реальной схемы

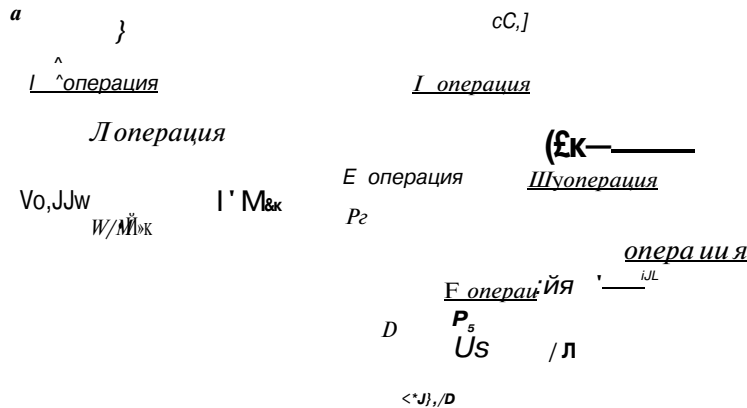


Рис. 5.3. К расчету сложных схем: а — схема с одним циклом циркуляции; б — схема со многими циклами циркуляции

Массы соответственно сухой руды, концентрата и хвостов

$$M_{Ca} = M_a(1 - W_a); \quad M_p = M_{Ca} Y_3; \quad M_z = M_{Ca} y^*.$$

Масса металла

$$K_a = M_{Ca} a; \quad /C_p = M_p P; \quad K_s = M \phi.$$

Технологическое извлечение

$$e_p = P Y p / a = [(a - ft) / (P - G)] (p / a).$$

Пример. Для схемы, представленной на рис. 5.1,  $a = 1,2\%$ ,  $P = 24,3\%$ ,  $-0 = 0,27\%$ ,  $M_a = 600$  т/смену,  $W_a = 4\%$ .

Вычисляем:

$$\begin{aligned} r_p &= (1,2 - 0,27) / (24,3 - 0,27) = 0,0387; & y^* &= (24,3 - 1,2) / (24,3 - 0,27) = \\ &= 0,9613; & e_p &= 24,3 - 0,0387 / 1,2 = 0,784; & M_{Ca} &= 600 (1 - 0,04) = 576 \text{ т}; \\ M_p &= 576 - 0,0387 = 22,29 \text{ т}; & M_s &= 576 - 0,9013 = 553,71 \text{ т}; & /C_p &= 22,29 \times \\ &\times 0,243 = 5,42 \text{ т}; & /C_s &= 553,71 - 0,0027 = 1,49 \text{ т}; & /C_a &= 576 - 0,012 = 6,91 \text{ т} \\ e_p &= 5,42 / 6,91 = 0,784. \end{aligned}$$

Операция с двумя выходами (рис. 5.1,б). Система уравнений баланса

$$\begin{aligned} 1 \cdot 1 &= P_n Y p_i + P_2 i T p_2 + A d a \\ a_2 \cdot 1 &= P_{i1} Y p_i + P_{22} Y p_2 + A d a \\ 1 &= Y p_i + Y p_2 + Y_s \end{aligned}$$

Решение этой системы — выхода:

$$\begin{aligned} T p_i &= [a_i (P_{22} - \#2) - P_{21} K - \hat{a}_2] + \hat{a}_i (a_2 - P_{22}) / A; \\ T p_2 &= [P_{i1} (a_2 - A_2) - a_2 (P_{i2} - \#2) + \Phi_x (P_i - a_2)] / D; \\ Y^* &= [P_p (P_{22} - a_2) - P_{21} (P_{i2} - \langle \gamma \rangle) + a_2 (P_{i2} - P_{22})] / A. \end{aligned}$$

Здесь А — главный определитель системы

$$A = \begin{vmatrix} P_p & P_{21} & \hat{a}_i \\ P_{i1} & P_{22} & A_2 \\ 1 & 1 & 1 \end{vmatrix} = P_{i1} (P_{22} - \hat{a}_2) - P_{21} (P_{i2} - \hat{a}_2) + \hat{a}_i (P_{i2} - P_{22}).$$

Масса соответствующих продуктов

$$M_{Cx} = A^{\wedge} c a Y p_i; \quad M_{Cz} = M c a T p_2; \quad M_{Cs} = M_{Ca} y^*.$$

Технологические извлечения

$$8 p_i = P_{i1} Y p_i / \langle i \rangle; \quad 8 p_2 = P_{22} Y p_2 / a_2; \quad \mathbf{v}^* = \hat{a}_i Y_o / a_i; \quad \mathbf{e}^* = \Phi_2 y^* / a_2.$$

Аналогично составляют и решают системы\* уравнений для операций с любым числом выходов.

Для реальных технологических схем обычно не стремятся вывести формулы выходов для всей схемы сразу, а выполняют расчеты в несколько стадий. Для сложной схемы (рис. 5.2) выходы рассчитывают чаще всего следующем образом.

Составляют систему уравнений для I операции обогащения:

$$aY_a = P_i Y_{pi} + \hat{Y}_{i < n};$$

$$Y_a = Y_U + Y_{\text{л}}$$

Откуда находят с учетом, что  $Y_a = \Gamma$

$$Y_{pi} = (a - *i) / (P_i - *i); \quad Y_{\text{л}} = 1 - Y_{pi} = (P_i - a) / (P_i - G_i).$$

Затем таким же образом находят выхода для II операции обогащения

$$Y_{p2} = y_n (\#1 - \hat{2}) / (P_2 - \#2); \quad Y_{*2} = y_n (P_a - \hat{i}) / (P_2 - \hat{a}).$$

И наконец, для III операции

$$Y_{is} = Y_{p2}(P_2 - \text{л}) / (P_3 - \hat{з}); \quad Y_{*3} = Y_{pa}(P_3 - P_2) / (P_3 - \hat{з}).$$

*Расчет сложных схем.* Сложность схемы определяется наличием циркулирующих продуктов, охватывающих часть схемы, а то и всю схему в целом. Современные схемы обогащения чаще всего сложные.

Для схемы (рис. 5.3, а) можно записать следующую систему уравнений:

$$*Y + P_X Y_{px} = P_O Y_{po} + O_O Y_{*o};$$

$$Y_{SO} O = P_K Y_{3K} + \hat{K} Y_{*K};$$

$$Y_4 - Y_{tiK} = Y_{jo} + Y_{eo};$$

$$Y_{\&o} - Y_{PK} + Y_{\&K}.$$

Неизвестные  $Y_{po}$ ;  $Y_{*o}$ ;  $y_{\&K}$ ;  $7_{\&K}$  полностью предопределены заданной системой и могут быть из нее найдены.

Можно найти неизвестные выхода и так. Найдем выхода конечных продуктов

$$Y_{po} = (a - A_K) / (P_o - *K); \quad Y_{*K} = (P_o - a) / (P_o - \hat{K}).$$

Выхода  $7_{*o}$  и  $Y_{PK}$  находят из системы

$$\Gamma \hat{o} Y_{*o} = Y_{PK} K + Y_{*A};$$

$$\Gamma Y_{*o} = Y_{PK} + Y_{*K},$$

в которой кроме массовых долей известной величиной является  $Y_{\&K}$ .

Однако для несколько более сложной схемы (рис. 5.3, б), имеющей 10 неизвестных выходов, придется решать систему из 10 уравнений. Это уже связано с некоторыми трудностями.

Расчет такой схемы рациональнее всего выполнять итерационным методом. Так как в начале расчета значения циркулирующих продуктов  $y_{\&}$  и  $7_{p4}$  неизвестны, принимаем их, исходя из технологических соображений (обычно технолог примерно

знает чему они равны) равными  $7_{*5}$  и  $7(n)$ , после чего рассчитываем схемы обычным путем, т. е.

$$Y_4 = Y + Y_{*s};$$

$$a_A = (aY + \hat{5}Y^{*5}) / (Y + Y_{*s});$$

$$Y_{p1} = Y_{лK4} - O_i / (P_i - \hat{i}); \quad Y_{*i} = Y_X - Y_{pi}^*.$$

$$Y_{*2} = (P_1 - \hat{2}) / (P_2 - \hat{2}); \quad Y_{*2} = Y_{3i} - Y_{p2};$$

$$Y_{*S} = Y_{*1} + Y_{p4};$$

$$\dots \dots \dots \text{и т. д.}$$

В результате будут получены все искомые выхода, в том числе  $7_{*5}$  и  $7_{p4}$ .

После этого следует повторить расчет, приняв в формулах, в которые входят циркулирующие продукты, значения  $7_{*5}$  и  $7_{p4}$ .

Далее следует повторить расчеты столько раз, сколько необходимо для того, чтобы последующие значения  $y_{\&}$  и  $7_{p4}$  не отличались друг от друга более, чем это допускает расчетчик (обычно пока не перестанут изменяться третьи — четвертые знаки после запятой).

Можно принять вначале  $7_{*s}$  и  $7_{*4}$  равными нулю (что проще), но для расчета понадобится большее число итераций.

Аналогичную итерационную процедуру применяют и при расчете погрешностей выходов. Конечно, такую работу лучше всего выполнять на ЭВМ.

Число итераций зависит от сложности схемы. Для схемы, состоящей из 13 операций и 8 узлов смешения, для обеспечения погрешности определения выходов 0,01 % потребовалось 50 итераций. Обычно выполняют 2—3 итерации на операцию.

Пример. В схеме (см. рис. 5.3, а)  $a = 0,8\%$ ;  $P_o = 15\%$ ;  $p_{*} = 6\%$ ,  $\#_o = 0,3\%$ ,  $O_K = 0,1\%$ . Определить все выхода.

По первому варианту составляем систему

$$\bullet \quad 0,8 - 1 + 6v_{PK} = 15Y_{po} + 0,3v_{*o};$$

$$0,3Y_{eo} = 6v_{PK} + 0,1Y_{*K};$$

$$i + Y_{PK} = 7_{po} + t_{eo};$$

$$, \quad Y_{*o} = T_{PK} + T_{\&K}.$$

Решение системы  $Y_{po} = 0,047$ ;  $Y_{*o} = 0,986$ ;  $Y_{PK} = 0,0334$ ;  $y_{\&K} = 0,953$ .

Найдем выхода по второму варианту:

$$Y_{po} = (0,8 - 0,1) / (15 - 0,1) = 0,047; \quad y_{\&K} = (15 - 0,8) / (15 - 0,1) = 0,953.$$

Система:

$$| \quad 0,3Y_{*o} = 6Y_{PK} + 0,953 - 0,1;$$

$$\backslash \quad Y_{*o} = Y_{PK} + 0,953.$$

Отсюда  $Y_{PK} = 0,0334$  и  $y_{\&o} = 0,986$ .

" Таблица 5.1

Данные для расчета

Номер итерации	аз. P+ У	Is 8 Ii аз. II % 8 +	X u ca^ #x1	l II % p2. 0	!K w 02. J	l p- 1 * p- 1	св М P.P. 1 + Ер-
0	1	0,8	0,034	0,9659	0,0327	0,9332	0,9672
1	1,0327	0,9646	0,0467	0,9860	0,334	0,9520	0,9992
2	1,0334	0,9680	0,0471	0,9864	0,0334	0,9526	0,9996

Найдем эти же величины итерационным методом (табл. 5.1), приняв при итерации 0  $Y_{JK} = 0$ ; т. е. решение  $70_0 = 0,047$ ;  $Y_{80} = 0,986$ ;  $Y_{p_k} = 0,0334$ ;  $\cdot v_{\$.k} = 0,9526$ , аналогичное решению системы, но итерационный расчет проще.

Так как измеряемые при опробовании величины  $a$ ,  $p$  и  $O$  обладают погрешностями  $s_{a_{pe3}}$ ,  $s_{p_{e3}}$  и  $s_{\&pe3}$ , погрешностями будут обладать и рассчитываемые в технологическом балансе величины.

Общей формулой для расчета случайных погрешностей этих величин является формула погрешности сложного показателя. Если  $y = (x_1, x_2)$ , то  $s_y^2 = (dy/dx_1)^2 s_{x_1}^2 + (dy/dx_2)^2 s_{x_2}^2$ . Так, если выход концентрата  $7p$  найден по формуле  $Yp = (a - \wedge) / (P - \Phi) >$  то погрешность будет найдена так:

$$4p = \Pi / (P - \wedge)^2 Sape3 + [(a - P) / (p - \wedge)^2]^2 sI_{pe3} + [(a - \wedge) / (P - d)^2]^2 x \times Sp_{e3}$$

Погрешность технологического извлечения, найденного по формуле  $e_p = p7p/\wedge >$  будет  $sl\wedge = (y\wedge/afsl + \phi/a)^2 s\wedge + \wedge y\wedge/a^2 s_a^2$ .

## § 5.2. ТОВАРНЫЙ БАЛАНС

*Товарный баланс* — отчет обогатительной фабрики о поступлении и наличии перерабатываемого сырья, о выпуске концентратов и хвостов, а также о наличии и выпуске любых других продуктов, содержащих ценные компоненты.

Товарный баланс является одним из основных отчетных документов, характеризующих работу обогатительной фабрики. Сведения, содержащиеся в товарном балансе, используют для всех видов анализа и сравнений, поэтому достоверности внесенных в товарный баланс данных придается особое значение.

Все показатели (масса, массовая доля, влажность) должны быть представлены только уполномоченными лицами. Сведения представляют, как правило, в виде актов и справок, подписанных исполнителями и их руководителями, а в ряде случаев

утвержденными главным инженером. Эти сведения предоставляет в основном отдел технического контроля, сотрудники которого оформляют документы по приемке руды и отправке концентратов.

Некоторые сведения для товарного баланса берут накопленными за месяц из технологического баланса, в частности массу хвостов и массу ценных компонентов в них. Характеристики продуктов незавершенного производства определяют маркшейдер вместе с мастером ОТК.

Основные показатели товарного баланса — простые показатели:

$M$  — массы всех учитываемых продуктов;

$W$  — влажности всех учитываемых продуктов;

$a$  — массовые доли ценных компонентов во всех учитываемых продуктах.

Масса какого-либо  $i$ -го компонента в каком-либо  $j$ -м продукте вычисляется по формуле

$$K_{ij} = M_j \{ \wedge - W_j \} a_{ij} \quad (5.1)$$

В формуле (5.1) масса компонента  $K_{ij}$  будет получена в тех же единицах, в каких подставлена масса продукта  $M_j$ , если влажность  $W_j$  и массовая доля  $a_{ij}$  будут подставлены в долях единицы.

Пример. В контейнере 3 т концентрата влажностью 12% и массовой долей меди 20%. Определим массу меди в контейнере

$$/C_{си} = 3 (1 - 0,12) \cdot 0,2 = 0,528 \text{ т.}$$

Для обогатительной фабрики самостоятельное значение имеют сами приведенные выше показатели, т. е. массы продуктов и компонентов и массовые доли компонентов за контрольный период. Эти показатели в абсолютном выражении используют для всех видов технических и экономических расчетов и сравнений. Входящие в товарный баланс данные обычно достоверны, так как все они должны быть получены строго в соответствии с методиками, инструкциями и другими нормативными документами, а их получение во многих случаях фиксируется соответствующими актами и справками.

Для обогатительной фабрики за контрольный период должны выполняться равенства:

$$\begin{aligned} M_b &= M_{п}; \\ K_i B &= K_i n, \end{aligned} \quad (5.2)$$

где  $M_b$  — масса всех выпущенных фабрикой продуктов за контрольный период;  $K_i B$  — масса  $i$ -го компонента, выпущенного фабрикой во всех продуктах за контрольный период;  $M_n$  и  $K_i n$  — то же, поступивших на фабрику за контрольный период.

Товарный баланс всегда составляют для какого-либо заранее оговоренного контрольного периода  $T$  (обычно  $T = \wedge$  мес).

Предварительные товарные балансы составляют подекадно. В дальнейшем соответствие масс заданному контрольному периоду оговаривать не будем.

В таком виде товарный баланс несет много скрытой информации и обычно его записывают подробнее:

$$\sum_{i=1}^n M_i + \sum_{p=1}^m M_p + 2 \sum_{m=1}^n M_{m\text{кон}} = 2 \sum_{g=1}^n M_{g\text{нач}} \quad (5.3)$$

$$\sum_{i=1}^n M_i + \sum_{p=1}^m M_p + 2 \sum_{m=1}^n M_{m\text{кон}} = \sum_{g=1}^n M_{g\text{нач}} + \sum_{m=1}^n M_{m\text{нач}} \quad (5.4)$$

где  $M_i$  и  $M_p$  — масса соответственно  $i$ -й партии концентрата и  $i$ -го компонента в ней;  $M_b$  и  $M_k$  — масса соответственно  $i$ -х хвостов и  $l$ -го компонента в них;  $M_{pn}$  и  $Kip$  — масса соответственно  $p$ -х учитываемых потерь и  $i$ -го компонента в них;  $M_{m\text{кон}}$  и  $Kim$  — масса соответственно продукта в  $m$ -й емкости и  $i$ -го компонента в  $m$ -й емкости на конец контрольного периода;  $M_{нач}$  и  $Km$  — масса соответственно на начало контрольного периода;  $M_g$  и  $Ktg$  — масса соответственно  $g$ -й руды (перерабатываемого продукта) и  $i$ -го компонента в ней.

Ввод в формулы (5.3) и (5.4) масс продуктов и компонентов в емкостях позволяет надеяться на то, что при фактическом расчете равенства (5.3) и (5.4) будут выполняться.

В идеальном случае, когда измерения всех величин  $M$ ,  $W$ ,  $a$  выполняются точно, когда все входящие и выходящие продукты учтены и учтены продукты во всех емкостях, товарный баланс как баланс материальный, будет выполнен, сами по себе уравнения (5.3) и (5.4) никакого значения иметь не будут, а их запись и расчет потеряют смысл.

### § 5.3. ИЗМЕРЕНИЕ МАСС, РАСХОДОВ, ПЛОТНОСТИ И ВЛАЖНОСТИ

Непосредственный способ измерения массы — *взвешивание*, суть которого сводится к сопоставлению измеряемой массы с эталонной, на устройствах, называемых весами. Наиболее широко распространены рычажные весы. Высокое качество и отработанная технология их изготовления позволяют достигать высокой точности измерения масс.

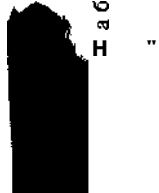
Измерение *расходов*, т. е. масс продуктов, проходящих через какое-либо сечение технологического потока за единицу времени, осуществляется при конвейерном транспорте с помощью конвейерных весов.

*Расход твердого в пульпе* определяют по формуле

$$Q_{ТВ} = Q_n(b - 1)p / (p - 1),$$

где  $Q_n$  — расход пульпы;  $b$ ,  $p$  — плотность соответственно пульпы и твердого.

Имя	Область применения	Техническое описание	Пределы измерения	Способ измерения	Точность	Диапазон
Малые	Рычажные, весовые, аналоговые, навесок, сменные	Лабораторные	до 150 г	Лабораторные	± 0,1%	до 1000 г
Больше	Ивановские, новосильские	Вагонные, платформенные, электрические Э72	до 150 т	Вагонные, платформенные, электрические Э72	± 0,1%	до 1000 т
	Скиповые, мезинские	Вагонные, платформенные, электрические Э72	до 150 т	Вагонные, платформенные, электрические Э72	± 0,1%	до 1000 т
	Ленточные	Вагонные, платформенные, электрические Э72	до 150 т	Вагонные, платформенные, электрические Э72	± 0,1%	до 1000 т



is  
x  
o  
я

я  
и  
т.  
о.  
о  
п

35

8 I  
о I  
е I  
а I  
в I  
г I  
д I  
е I  
ж I  
з I  
и I  
к I  
л I  
м I  
н I  
о I  
п I  
р I  
с I  
т I  
у I  
ф I  
х I  
ц I  
ч I  
ш I  
щ I  
ъ I  
ы I  
ь I

ч  
о

я  
и  
т.  
о.  
о  
п

я  
и  
т.  
о.  
о  
п

я  
и  
т.  
о.  
о  
п

я  
и  
т.  
о.  
о  
п

я  
и  
т.  
о.  
о  
п

о

я  
и  
т.  
о.  
о  
п

я  
и  
т.  
о.  
о  
п

я  
и  
т.  
о.  
о  
п

Способы и средства определения масс, используемые на обогатительных фабриках, представлены в табл. 5.2.

*ПЛОТНОСТЬ* пульпы б — масса пульпы в единице объема

$$b = MJVu = (M_{тв} + M_{в}) / (M_{тв}p^{-1} + M_{в}),$$

где  $M_n$  — масса пульпы,  $V_n$  — объем пульпы,  $M_{тв}$  — масса твердого в пульпе;  $p$  — плотность твердого,  $M_{в}$  — масса воды.

Обычно взвешивают известный заранее объем пульпы, задаваемый так называемой мерной кружкой ( $V_n = 0,54-1 \text{ дм}^3$ ).

Влажность  $W$  — отношение массы влаги  $M_a$  к массе материала  $M$ , содержащего эту влагу

$$W = M_a / M \tag{5.5}$$

Обычно определяют влажность по так называемой свободной влаге, т. е. влаге, которая может быть удалена испарением. В отличие от свободной существует химически связанная или конституционная влага, которая может быть удалена только при химическом разложении минералов. Эта влага не входит в массу воды  $M_a$  числителя формулы (5.5).

Непосредственный способ определения влажности — высушивание материала, взвешивание его до и после сушки и вычисление по формуле

$$W = (M - M_c) / M,$$

где  $M$  — масса исходного материала;  $M_c$  — масса высушенного (сухого) материала.

#### § 5.4. НЕВЯЗКА

Идеальных условий измерения на фабриках нет, поэтому необходим расчет заведомо не выполняющихся равенств (5.3) и (5.4). Разность между левой и правой частями формул (5.3) и (5.4) называется *невязкой*.

Невязка по массе

$$A_m = Z \frac{m}{p} + E \frac{L_1}{p} + E \frac{m_{pl}}{m} + E \frac{m_{mko}}{g} - E \frac{m_{ea}}{g} - E \frac{m_{m}}{m} \text{ нач}$$

Невязка по  $i$ -му компоненту

$$A_k \text{ ф} = Z \frac{j}{l} \wedge 4/0 - \text{б} \frac{2-i}{l} A \text{ i} \& + 2-i \frac{A}{p} i_p \text{ п} + \frac{\text{л}}{m}, \text{ Kim кон} - 2-i \frac{A}{g} \text{ t'ga} - 2-i \frac{\text{Kim}}{m} \text{ нач} \cdot$$

Невязка необходима для оценки отличия фактических условий учета и измерения масс продуктов и компонентов на фабрике от идеальных.

Невязка возникает вследствие:

погрешностей измерения всех величин, входящих в товарный баланс;

неучета в формуле баланса каких-либо входящих либо выходящих продуктов. Обычно имеют в виду выходящие продукты *ж* называют их неучтенными механическими потерями (НМЛ);

неучета в формуле баланса каких-либо емкостей, масса продукта либо компонента в которых за контрольный период претерпевает изменение.

#### •§ 5.5. ПОГРЕШНОСТИ НЕВЯЗКИ

*Систематическая погрешность* невязки возникает при наличии систематических погрешностей измерения входящих в товарный баланс величин.

Задача выявления систематических погрешностей любой величины важна сама по себе, так как все входящие в товарный баланс величины имеют вполне конкретный технологический смысл, и используются для контроля процессов и принятия решений в течение контрольного периода.

Систематические погрешности измерения всех величин должны быть выявлены и устранены.

*Способы устранения систематических погрешностей измерения масс:* Средства измерения масс подлежат периодической проверке с помощью эталонов.

Конвейерные весы контролируют с помощью эталонной массы, например 40 т, каждые 10 дней. При наличии расхождения в показаниях весов и значении эталонной массы в показаниях весов вводится поправка, а сами они должны быть тарированы.

Другим способом проверки конвейерных весов является использование тяжелой цепи. На ненагруженный конвейер укладывают тяжелую цепь, один конец которой закреплен, а цепь при включении конвейера свободно располагается на нем. Погонная масса цепи известна, и при включенном конвейере одновременно проверяется показание стрелки весов и работа интегратора.

Вместо тяжелой цепи лучше использовать цепной катушкой груз.

Конвейерные весы, используемые в качестве датчика массы, входящей в товарный баланс, должны иметь ограждение, исключающее свободный доступ к ним.

Вагонные, автомобильные и другие весы для измерения неподвижных масс подлежат государственной поверке.

*Способы устранения систематической погрешности при определении влажности.* Систематическая погрешность в определении влажности возникает в связи с возможным высыханием пробы. С целью устранения этого анализ на влажность следует выполнять непосредственно после отбора пробы либо пробу на влажность хранить в эксикаторе.

Однако отбор проб, их перемешивание, подготовка к анализу на влажность не исключают потери влаги. Эта потеря может быть незначительной, тогда можно считать, что и систематическая погрешность отсутствует.

*Способы устранения систематической погрешности при определении массовых долей компонентов.* Систематическая погрешность в определении массовой доли компонентов в продуктах обогащения может возникнуть при выполнении любой операции опробования. Опробование, как правило, многооперационный процесс, и возможность возникновения систематической погрешности необходимо предвидеть и устранять обеспечением непредпочтительности отбора проб, в том числе при сокращении пробы; исключением потерь пробы, засорения пробы, в том числе умышленного.

Наилучший способ определения систематической погрешности — сравнение с эталоном. Этот способ в обогащении может быть использован в основном только на заключительном этапе опробования — при выполнении анализа.

Примеры появления систематических погрешностей при отборе проб — неучет сегрегации материала и отбор пробы от части потока, например верхнего слоя материала на конвейере.

Материал пробы может подвергнуться сегрегации в процессе подготовки. Так, в условиях вибрации на фабриках может быть сегрегирован даже тонкоизмельченный материал, находящийся на столе, подносе, в кювете и т. п., и последующее сокращение пробы, например квадратование, в этих условиях может привести к появлению систематической погрешности.

Особенность систематической погрешности невязки — она представлена систематическими погрешностями многих (нескольких десятков) величин. И хотя каждая из них имеет вполне определенный знак и величину, их суммарное влияние на невязку может быть аналогичным влиянию случайных погрешностей в измерениях величин. Конечно, если эти систематические погрешности невелики.

Исходя из основного принципа, систематическая погрешность должна быть устранена, и с учетом предыдущего положения будем полагать  $A_c = 0$ .

*Погрешность невязки, вызываемая неполным учетом продуктов в емкостях.* Традиционно на фабриках при составлении товарного баланса учитывают массы продуктов и компонентов, находящихся в емкостях большого размера. Как правило, это все массы руды в приемных бункерах и дробленой руды, массы продукта в сгустителях, на складах. В некоторых случаях могут быть учтены и массы в других емкостях. Так, при балансе на золото обязательно учитывают массы продукта в ловушках, отсадочных машинах, классификаторах, мельницах и т. п.

Однако продукты во всех емкостях независимо от их размера на фабрике никогда не могут быть учтены исходя из того, что их влияние на невязку баланса невелико. В большинстве случаев это действительно так, но в любом случае неучитываемые емкости вносят свою долю в погрешность невязки, и эту долю следует оценивать.

Известные случаи специфического накопления компонентов; в малых емкостях — наиболее ярко это проявляется на золотых рудах, когда золото может накапливаться и разгружаться из любых малых емкостей, растворенное золото может концентрироваться на углях и т. п. В каждом таком случае технолог обязан предвидеть и учитывать возможные места скопления компонентов.

Но это специфические случаи. В общем случае погрешность невязки связана не с обогащением продукта, а с изменением его массы либо среднего качества во всех технологических емкостях на фабрике.

Погрешность невязки  $A^{\wedge}$  при этом

$$A^{\wedge} = \sum_i \frac{\Delta_i}{i} \text{КОН} \& \text{ЖКОН} - 2 \cdot \sum_i \frac{W_i}{i} \text{нач}^{\wedge}; \text{нач} = M_{\text{кон}} S_{\text{кон}} - / \text{Инач}^{\wedge} \text{нач} -$$

Здесь  $M_{\text{кон}}$  и  $M_{\text{нач}}$  — суммарная масса продуктов во всех неучитываемых емкостях соответственно на конец и начало контрольного периода;  $a_{\text{кон}}$ ,  $a_{\text{нач}}$  — массовые доли компонентов в руде соответственно на конец и начало контрольного периода;  $t^*$  и  $a_{\text{г}}$  — соответственно массы и массовые доли компонентов в неучитываемых емкостях.

Если можно допустить, что  $M_{\text{кон}} = M_{\text{нач}}$ , то  $/S_{\text{г}} = MAa$ . Влияние емкостей, содержащих концентрат, можно учесть таким же образом.

## § 5.6. АНАЛИЗ НЕВЯЗКИ

Подробное рассмотрение составляющих невязки и их погрешностей важно само по себе для изучения особенностей фабрик и совершенствования опробования и измерения различных величин. Методически последовательная работа по расчету и уменьшению погрешностей позволит иметь уверенность в правильности получаемых данных, а также делать правильные выводы при анализе невязки.

К настоящему времени подробный анализ невязки и ее погрешностей на фабриках не выполнен, в связи с чем возникающие парадоксальные ситуации типа плюсовой невязки оказываются неожиданными и необъясненными. Для фабрик цветной металлургии невязка, не превышающая 2%, считается нормальной и выполняется коррекция измеренных опробованием массовых долей компонентов в руде и хвостах. Невязка, превы-

шающая 2 %, считается недопустимой, а для ее устранения создается специальная комиссия. Для некоторых фабрик граничные значения невязки установлены 5%. Очевидно, что такие указания хотя и основаны на опыте работы фабрик, но весьма ориентировочны, а предложения коррекции измеренных опробованием массовых долей необоснованы.

Работа комиссии должна быть направлена на изучение погрешностей невязки и ее анализ, и разработке рекомендаций по улучшению опробования и расчета товарного баланса.

Если получены конкретные данные, позволяющие для фабрики записать выражение для неучтенных механических потерь в виде

$$A_{\text{н}} = [ -A + (-) A^* + (-) A_{\text{с}} + (-) A_{\text{вер}} ] \pm A_{\text{сл}} = -A_{\text{испр}} \pm A_{\text{сл}}, \quad (5.6)$$

то неучтенные механические потери равны исправленному значению невязки  $A_{\text{испр}}$  (на известные величины систематической  $A_{\text{с}}$ , вероятной  $A_{\text{вер}}$  систематической погрешности, и погрешностей, связанных с неучтенными емкостями  $A_{\text{г}}$ ), плюс (минус) — случайная погрешность  $A_{\text{сл}}$ .

На основе выражения (5.6) можно сделать вывод о минимально возможных неучтенных потерях  $A_{\text{н, мин}} = -A_{\text{испр}} + \Delta A_{\text{сл}}^{\wedge}$ .

Значение  $A_{\text{н, мин}}$  должно быть положительным. Если это не выполняется, то следует принимать  $A_{\text{н, мин}} = 0$ .

При таком анализе отпадает необходимость, во-первых, в установлении какой-либо границы, при которой необходима коррекция результатов, во-вторых, в самой коррекции.

Можно и нужно будет требовать для фабрик определенного значения  $A_{\text{сл}}$ , обеспечивающей фиксацию соответствующей величины неучтенных механических потерь.

Пример. Для расчетной схемы (рис. 5.4) получены следующие данные (табл. 5.3).

Невязка баланса  $L = 662 + 162 + 11,7 + 33,2 + 114,3 + 120 - 836 - 51,8 - 119,4 - 130 = -34$  т. Невязка отрицательная. Первое предположение, что на фабрике существуют неучтенные механические потери, относительная доля которых составит 4,06 %.

Однако, прежде чем делать окончательный вывод, вычислим случайную погрешность невязки:

$$s_{\wedge} = 234,86 + 35,36 + 53,38 + 0,3484 + (28,712 + 16,345) + (53,766 + 47,062) + (27,1 + 23) = 519,9334 \text{ т}^2; s_{\wedge} = 22,8 \text{ т.}$$

Таким образом, неучтенные механические потери металла:

$$K_{\text{н}} = -A \pm t_{s_{\wedge}} = 34 \pm 2 \cdot 22,8 = 34 \pm 45,6 \text{ т.}$$

Видно, что случайная погрешность такова, что невязка в 34 т попадает в доверительные интервалы для случайной погрешности  $\pm 45,6$  т. В этих условиях нельзя утверждать, что на фабрике существуют механические потери. Отклонение  $-34$  т могло возникнуть случайно.

U oc  
и  
Бункер  
~Г  
Обогащение

Сгущение, фильтрование

Сушка

Шс

Склад концентрата

2

Концентрат

Хвосты

С целью улучшения контроля на фабрике рассмотрим составляющие погрешности невязки. Основной вклад в погрешность вносят погрешности измерения массы металла во всех продуктах обогащения и в руде, а также на складе. Наиболь-

Таблица 5.3

Сводные данные невязки и ее погрешности

Продукт	Масса, т	Влажность, %	Массовая доля, %	Масса металла, т	Дисперсия погрешности [определения массы металла, т <sup>2</sup> ]
Руда	90 000	7	1	836	234,86
Концентрат	4 800	8	15	662	35,37
Хвосты	87 012	—	0,2	162	53,38
Дымовые газы	Объем 90 000 000 м <sup>3</sup>	Содержание твердого 13·10 <sup>-6</sup> т/м <sup>3</sup>	10	11,7	0,3484
Бункер: начало	5 000	6	1,1	51,8	28,712
конец	4 000	8	0,9	33,2	16,345
Сгуститель: начало	—	—	—	130	53,766
конец	—	—	—	120	47,062
Склад: начало	916	7	14	119,4	27,1
конец	827	8	15	114,3	23

Рис. 5.4. Упрощенная схема к расчету товарного баланса:

1-3 — точки отбора проб соответственно руды, хвостов и концентрата (МП<sub>в</sub>, МГ<sub>в</sub> — механические потери ценного компонента в процессе обработки концентрата соответственно при его сгущении и фильтровании и сушке)

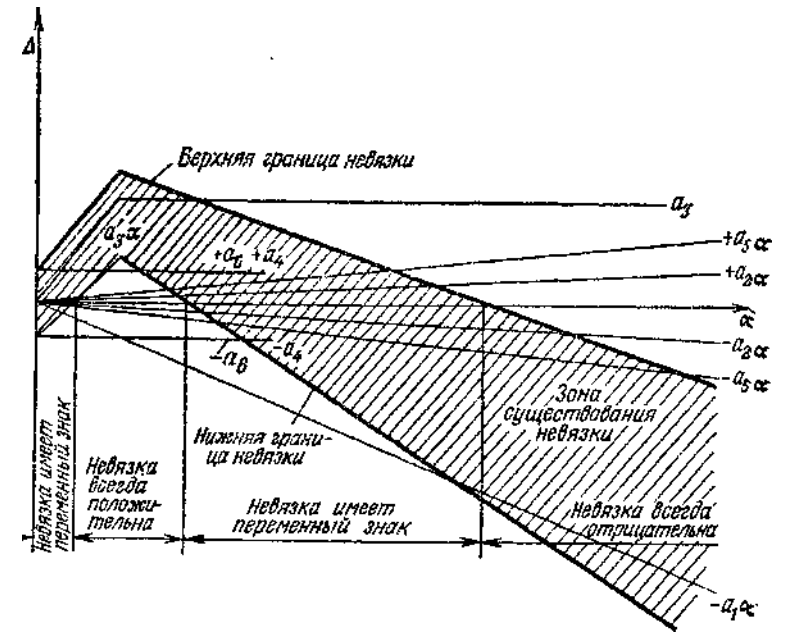


Рис. 5.5. Закономерности изменения невязки с изменением массовой доли компонента в руде

шее влияние на эти погрешности оказывают измерения: в концентрате — его массы, в хвостах и руде — массовой доли, в складе — масс. Точность контроля этих параметров и нулевая погрешность должны быть в первую очередь.

**Закономерности изменения невязки.** Составляющие невязки элементы по-разному изменяются с изменением массовой доли компонента в перерабатываемой руде. Увеличиваются с увеличением этой массовой доли неучтенные механические потери продуктов в емкостях фабрики, т. е.  $A_n = a_n a$ ;  $A_E = a_E a$ .

Случайная составляющая погрешности невязки состоит из погрешности измерения масс и влажности, и погрешности измерения массовой доли, зависящей от самой массовой доли  $A_{cl} = \pm a_4 a$ .

Вероятная систематическая погрешность вначале зависит от массовой доли, а затем это влияние сильно ослабевает:  $D_{ep} = a_3 a$  при больших  $a$ .

Систематическая погрешность может иметь постоянную величину любого знака  $A_c = \pm a_6$ .

В итоге невязку можно записать как функцию  $a$

$$A = -a_6 \pm a_2 a \pm a_4 a + (a_3 a \text{ или } a_3) \pm a_5 a$$

На рис. 5.5 представлено возможное изменение  $A$  с увеличением  $a$ . Выделены верхняя и нижняя границы значений невязки. Как показывает опыт, зона, в которой невязка всегда положительна, простирается до массовой доли не более 0,1 % Зоны, в которой  $A < 0$  на фабриках, не имеющих больших неучтенных механических потерь, может не существовать. Следовательно, во многих случаях формирование невязки характерно для зоны, в которой невязка имеет переменный знак.

### § 5.7. ТОВАРНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ

Товарное извлечение — относительный показатель, равный отношению массы компонента в выпущенном (отгруженном) концентрате  $C_p$  к массе компонента в использованном для производства этого концентрата сырье  $K_a$

$$e_t = \frac{C_p}{K_a} \quad (5.7)$$

Основная проблема — определение знаменателя  $X-Ka$  как установить соответствие  $K^*$  и  $X-Ka$  формуле (5.7) во многих случаях непросто. Решением этой проблемы наряду с полным учетом поступившей руды является учет продуктов в емкостях и приведение масс компонентов в этих продуктах к руде с использованием технологического извлечения в продукт:

$$e_t = \frac{C_p}{C_c} + .1 \left( \frac{K_{нач}}{C_{кон}} - \frac{C_{кон}}{e_j} \right) \quad (5.8)$$

где  $K_p$  — масса компонента в концентрате за контрольный период;  $K_a$  — то же в руде;  $K_{нач}$ ,  $K_{кон}$  — масса компонента в  $i$ -й емкости соответственно на начало и конец контрольного периода;  $e_j$  — технологическое извлечение в продукт  $i$ -й емкости.

Формула (5.8) отражает накопление в учитываемых емкостях тех или иных продуктов в течение контрольного периода.

Использование технологического извлечения необходимо для того, чтобы сохранить для товарного извлечения тот смысл, который ему обычно придается.

Иногда сравнивают технологическое  $e_{тех}$  и товарное  $e_t$  извлечение в концентрат. Всегда должно выполняться неравенство

$$(5.9)$$

Это неравенство абсолютно, так как технологическое извлечение рассчитывается для некоторой точки опробования, не являющейся конечной для концентрата, а обычно непосредственно

примыкающей к точке выпуска концентрата из процесса обогащения. На последующем пути обработки концентрата, в частности и его транспортировки и упаковки, неизбежны потери, что в итоге и отражает неравенство (5.9). Его нарушение может свидетельствовать либо о неправильном вычислении какого-либо извлечения, либо о влиянии погрешностей измерения входящих в расчет величин.

Если массу, влажность и массовые доли всех компонентов всех продуктов получают прямым измерением и опробованием, то при составлении товарного баланса нет никакой необходимости в технологическом. Поэтому принципиальной связи между товарным и технологическим балансами не существует.

Однако традиционно в связи с техническими трудностями на обогатительных фабриках массу хвостов не измеряют, а вычисляют, составляя уравнения технологического баланса. Следовательно, результатом расчетов технологического баланса являются неизмеряемые, неизвестные до расчета массы продуктов.

Эти расчетные массы могут войти в уравнения товарного баланса в качестве исходных данных. В этом и состоит связь между товарными и технологическими балансами, однако эта связь не является обязательной. Так, хотя в технологическом балансе рассчитывают выход концентрата, в товарный баланс никогда не подставляют этот расчетный выход, прежде всего потому, что полученный и отгружаемый концентрат взвешивают, и значение массы концентрата получают, таким образом, прямым измерением, еще и потому, что расчетное значение массы концентрата получают с очень большой относительной погрешностью.

В то же время выход хвостов для руд с низкой массовой долей ценного компонента относительно велик, а относительная погрешность расчетного значения массы хвостов — невелика. Поэтому выход хвостов обычно принимается по результатам расчета технологического баланса.

Однако возможен вариант, используемый на некоторых фабриках, когда масса хвостов определяется как разность между массой переработанной руды и массой полученного концентрата или концентратов:

$$M_x = M_a - M_c \quad (5.10)$$

По существу, в выражении (5.10) для определения  $M_c$  используется баланс (товарный) масс и при таком определении  $M_c$  технологический баланс вообще не нужен при вычислении товарного баланса.

Выбор того или иного метода расчета  $M_c$  должен предопределяться погрешностью его вычисления по каждому из вариантов. Использование товарного баланса масс в большинстве слу-

чаев точнее, однако следует использовать полную формулу баланса масс

$$M^* = M_a + S M_{\text{нач}} - M\$ - M_{\text{умп}} - Z M_{\text{кон}},$$

которая отличается от выражения (5.10) учетом масс в емкостях  $M_{\text{нач}}$ ;  $M_{\text{кон}}$  и учтенными механическими потерями  $M_{\text{умп}} >$

Дополнительно при расчете товарного баланса используют так называемые накопленные показатели — средние взвешенные массовые доли компонентов в определенных продуктах, например в исходной руде

$$\overline{C}_{\text{вз}} = (Z M_{fi} L_{ij} / \sum M_{fi}),$$

Накопленный показатель вычисляется в соответствии с измененной формулой

$$\langle \overline{C}_{\text{вз}} \rangle_N = (j \sum M_{fi} a_{fi} + M_{Na} \wedge J (t M_i + M_{Nj}),$$

где  $\sum_{N-1} M_i$  — накопленная к текущему  $N$ -му измерению сумма

масс за  $N-1$  отрезков времени;  $\sum M^{\wedge}$  — накопленная к текущему  $i$ -му измерению сумма масс компонента за  $N-1$  отрезков времени.

«Накопление», будучи удобной формой представления и анализа текущих результатов, не является необходимой процедурой при составлении товарного баланса.

### § 5.8. РАСЧЕТ ТОВАРНОГО БАЛАНСА

Необходимыми для расчета и анализа данными являются результаты опробования руды  $a$ , концентрата  $p$  и хвостов  $O$ , расходы руды  $M_a$ , влажность руды  $W_a$ , масса отгруженного концентрата  $M_3$ , влажность его, количественные данные о продуктах в емкостях на начало и конец контрольного периода — массы, влажности и массовые доли компонентов; количественные данные об учитываемых механических потерях, позволяющие вычислить массу ценного компонента в них.

Исходные данные для расчета товарного баланса должны быть подготовлены соответствующими службами и лицами, оформлены надлежащим образом и переданы в ОТК. Форма представления обычно регламентируется стандартами (инструкциями) предприятия.

В итоге для фабрики составляется конкретная сводная форма (табл. 5.4), позволяющая наглядно представить баланс масс и компонентов за контрольный период согласно форму-

Т а б л и ц а 5.4

Итоговая форма товарного баланса

Наименование продукта	Сухая масса	Компоненты (металлы)			
		I		II	
		Массовая доля, %	Масса, т (кг)	Массовая доля, %	Масса, т (кг)
I Руда					
II Продукты для переработки					
1					
2					
Итого					
III Остатки на начало периода					
1 Руда в бункере					
2 Концентрат в сгустителе					
3 Концентрат на складе					
4					
5					
Итого					
Всего приход (I + II + III)					
IV Концентрат I					
V Концентрат II					
Итого					
VI Хвосты отвальные					
VII Сливы сгустителей					
VIII Дымовые газы					
Итого					
IX Остатки на конец периода					
1 Руда в бункере					
2 Концентрат в сгустителе					
3 Концентрат на складе					
4					
5					
Итого					
Всего расход (IV + V + VI + VII + VIII Ч- IX)					

лам (5.2) — (5.4), т. е. увидеть, насколько сходятся суммы масс продуктов и компонентов поступивших (всего приход) и выданных фабрикой (всего расход).

Все входящие в табл. 5.4 сведения имеют самостоятельное значение и используются для оценки технико-экономических показателей работы фабрики.

Дополнительно может быть вычислено товарное извлечение.

Анализ качества товарного баланса может быть выполнен с помощью вычисления и анализа невязки.

Вычисление невязки дает новую информацию: нет соответствия между материальными потоками. Мы видели, что это несоответствие может возникнуть по различным причинам, которые следует изучать и осуществлять мероприятия по уменьшению влияния этих причин. Однако на фабриках в соответствии с инструкциями выполняют коррекцию исходных данных в зависимости от величины и знака невязки. Недостача металла в продуктах обогащения до 2 % (а иногда и до 5%) корректируется пропорциональным снижением его массовой доли в исходной руде и повышением в отвальных хвостах; избыток металла в продуктах обогащения до 2 % относится на повышение его массовой доли в руде. Массы металла в концентратах не корректируют.

Эта коррекция выполняется, таким образом, в предположении, что неучтенные механические потери отсутствуют. Это, конечно, неправильно. Практика коррекции показывает, что возможны значительные изменения измеренных содержаний.

Постоянная плюсовая невязка заставила корректировать массовую долю металла в хвостах вопреки типовой инструкции Министерства металлургии СССР.

По меди, висмуту, золоту и серебру товарный баланс не составляют, так как получаются такие значения невязки, которые не берутся корректировать. Научных оснований для такой коррективы не существует.

Корректировка возможна только после изучения причины возникновения систематической погрешности и ее установления. Так, следует корректировать массовую долю с учетом вероятной систематической погрешности, объективно возникающей вследствие асимметричности законов распределения содержаний. Так как вероятная систематическая погрешность для руды и хвостов отрицательна, измеренные массовые доли металла в руде и хвостах следует увеличивать, причем в общем случае независимо от знака невязки. Но вероятная систематическая погрешность для руды и хвостов может изредка иметь и положительный знак при сравнительно большой величине. Так что и такую коррекцию следует выполнять, помня о возможной погрешности.

Следовательно, исходя из этого, корректировка баланса должна предусматривать повышение массовой доли как в руде, так и в хвостах при плюсовой невязке.

## Глава 6

### ИЗМЕРИТЕЛЬНЫЕ СИСТЕМЫ И КОНТРОЛЬ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

#### § 6.1. ДАТЧИКИ

В этой главе вначале рассматриваются типичные измерительные средства (датчики, приборы), применяемые для ручного управления процессами, а также для автоматических систем регулирования (АСР) и автоматизированных систем управления технологическими процессами (АСУТП). Затем даются обзор и анализ контроля основных величин на обогатительной фабрике (ОФ), включая измерение уровня, запаса, расхода вещественного состава сыпучих материалов, пульп, жидкостей.

Измерительная информация используется для оценки состояния и хода технологических процессов при ручном, автоматическом и автоматизированном управлении; в последних случаях измерительные системы дополняются регуляторами (в автоматических системах регулирования АСР) и управляющими вычислительными машинами (УВМ), о чем говорится в последующих главах.

*Типовая измерительная система (ИС)* содержит первичный измерительный преобразователь (датчик), вторичный преобразователь, линию передачи сигнала, измерительный прибор со шкалой (первичный по месту измерения, вторичный — в пункте оператора и, возможно, УВМ с дисплеем). Измерительные системы, средства автоматического контроля служат источником информации при управлении производством, в том числе в АСР и АСУТП.

Ниже дается краткий обзор распространенных на ОФ промышленных датчиков.

К датчикам *механического перемещения* (рис. 6.1) относят резисторные (реостатные), индуктивные, емкостные, пневматические типа «сопло—заслонка», дифференциально-трансформаторные — изменяют пропорционально входному перемещению  $x$  выходную величину  $y$ : электрическое сопротивление  $R$ , индуктивность  $L$ , емкость  $C$ , давление  $p$ , напряжение  $U$ . В общем случае зависимость  $R$ ,  $L$ ,  $C$  и  $p$  от  $x$  — функциональная  $y = f(x)$ .

К датчикам *механических усилий* (рис. 6.2) относят датчики с упругим элементом и датчиком перемещения, пьезоэлектриче-

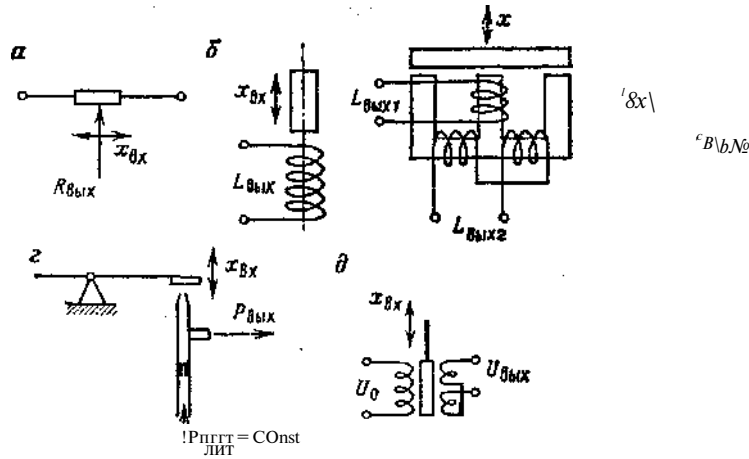


Рис. 6.1. Датчики механического перемещения:  
 а — резисторные; б — индуктивные; в — емкостные; г — пневматические; д — дифференциально-трансформаторные



Рис. 6.2. Датчики механических усилий:  
 а — с упругим элементом и датчиком перемещения; б — пьезоэлектрические; в — тензометрические; г — струнные, магнитоупругие

ские, тензометрические  $R_{вых} = plfS$ , струнные, магнитоупругие — преобразуют измеряемую силу (вес) в электрические сигналы. В струнном датчике изменяется резонансная частота струны при изменении усилия (как в гитаре), струна колеблется в поле постоянного магнита, обтекаемая резонансным током положительной обратной связи с частотой  $(a_{вых} = 0,5 \sqrt{F_{вх}/m})$ . Здесь  $F_{вх}$  — измеряемое усилие;  $m$  — масса единицы длины струны;  $l$  — длина струны.

Датчики *угловой скорости*: генераторный постоянного тока и генераторный частотный, основаны на законе Фарадея электромагнитной индукции  $E = -d\phi/dt$ . Первый работает как генератор постоянного тока с выходным напряжением  $E_{вых} = K(\dot{\omega})$ , пропорциональным частоте вращения ротора  $\omega$ . Во втором — обмотка возбуждения статора питается постоянным током,

а в выходной обмотке статора индуцируется эдс ( $E$ ) из-за движения полюсов (зубьев) ротора, частота колебаний эдс пропорциональна измеряемой  $\omega$ .

Датчики *температуры*  $\theta$ : термопары, изменяют выходную эдс  $E_{вых} = Aii(0-0\theta) + \epsilon\gamma(0-0\theta)^2$ ; терморезисторы и термисторы (полупроводниковые терморезисторы) изменяют выходное электрическое сопротивление — при изменении измеряемой температуры; для терморезисторов  $Y_{вых} = 6/(1/273 - 1/9)$ ,  $[0] = K$ .

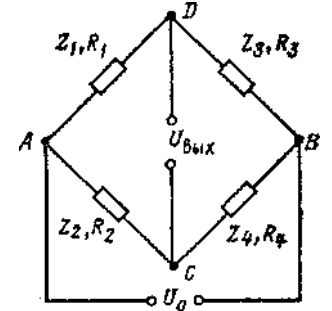


Рис. 6.3. Мостовые датчики

Мостовые датчики (мост Уитсона) электрических величин  $R, L, C$  — изменяют выходное напряжение  $E_{вых}$  при изменении измеряемых электрических импедансов (рис. 6.3) в плечах  $Z_1-Z_4$  в соответствии с формулой  $U_{Bbix} = [(Z_1Z_2 - Z_3Z_4)/(Z_1 + Z_3)(Z_2 + Z_4)]E_0$ ; напряжение диагонали питания  $U_0 = \text{const}$  может быть постоянного ( $Z_i = R_i$ ) или переменного с частотой  $\omega$  тока [ $Z_i = 1/(C\omega)$  или  $Z_i \sim L\omega$ ].

*Фотодатчики*: вакуумированные или газонаполненные фотоэлементы с цезиевым катодом, согласно внешнему фотоэффекту дают выходной анодный ток, пропорциональный падающему на катод световому потоку  $I_{вых} = \epsilon\Phi_{вх}$ ;  $\epsilon/a = \text{const}$  — анодное напряжение (рис. 6.4, а); фотоумножитель дополнительно содержит промежуточные электроды (диоды) с нарастающим приложенным напряжением (рис. 6.4, б). В фоторезисторах (CdS, PbS) с внутренним фотоэффектом фотоны возбуждают электроны атомов и электропроводность увеличивается. Фотогенераторные контактные элементы (рис. 6.4, в) вырабатывают выходную эдс, не требующую усиления, в контактном слое световой поток усиливает эффекты  $p-n$  переходов. Фотодиоды и фототранзисторы (как и обычные полупроводниковые) имеют один или два  $p-n$  перехода и внешний источник питания, под действием света выходной ток увеличивается.

Почти для всех типов фотодатчиков созданы материалы, чувствительные к инфракрасной, видимой, ультрафиолетовой, рентгеновской и  $\gamma$ -областям измеряемого излучения.

Датчики *ядерных излучений* предназначены для измерения интенсивности  $\alpha$ -,  $\beta$ -,  $\gamma$ - и нейтронных лучей. Ионизационные камеры основаны на ионизации измеряемым излучением молекул газа внутри камеры, электрический ток  $i$  из-за внешнего напряжения  $UQ = \text{const}$  создается на резисторе  $R$  выходное напряжение  $U_{Bbix} = iR$ , пропорциональное интенсивности  $I_{вх}$   $\alpha$ -, ( $\beta$ -,  $\gamma$ -лучей (рис. 6.4, г); в случае нейтронных лучей используется вторичное излучение от атомов водорода в парафиновом слое стенок: рабочая область лежит на горизонтальной части  $U \ll$

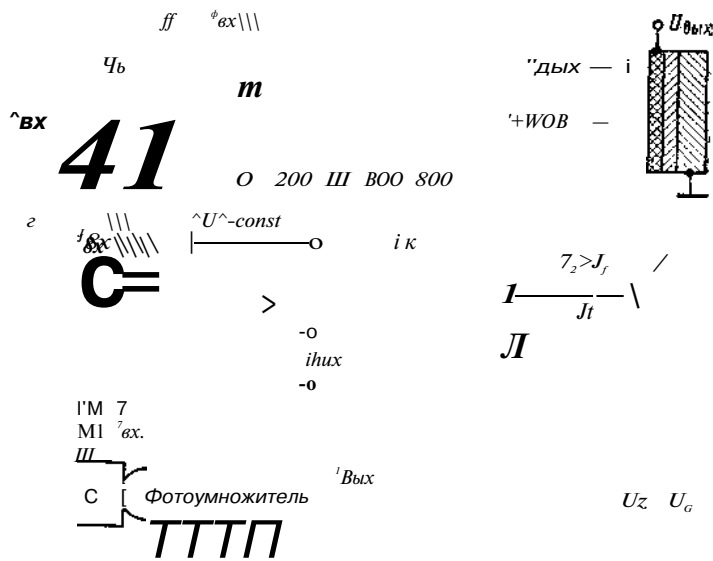


Рис. 6.4. Фотодатчики (а ~ в) и датчики ядерных излучений (з-е)

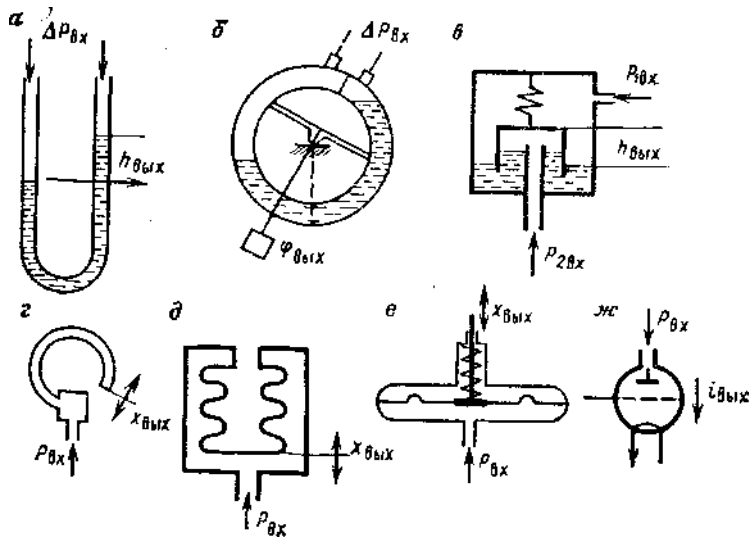


Рис. 6.5. Датчики давления: а - колокольные; б - пружинные; в - электрический ионизационный; г - вакуумметр; д - колокольные; е - пружинные; ж - электрический ионизационный

$< f/c^2$  вольт-амперной характеристики ( $U_u U_2$  — границы горизонтального участка;  $U_c$  — напряжение счетчика). В пропорциональных счетчиках рабочая зона лежит сразу за горизонтальным участком  $U_c > U_2$  (рис. 6.4, д); появляются импульсы тока для каждой частицы излучения, что позволяет по амплитуде импульсов различать частицы излучения, например, быстрые и медленные нейтроны на фоне других ионизирующих лучей. В счетчиках Гейгера—Мюллера рабочая зона лежит еще дальше за горизонтальной частью  $U_c \gg U_2$ ; выходной ток — короткие импульсы с частотой, примерно пропорциональной интенсивности излучения (так как после каждого импульса требуется рекомбинация ионов газа). Сцинтилляционные счетчики являются последовательным соединением сцинтиллятора (С), преобразующего  $\alpha$ -,  $\beta$ -,  $\gamma$ - $^{235}\text{U}$  видимый свет, и фотоумножителя (рис. 6.4, е).

Датчики давления (манометры): жидкостные  $\wedge$ -образные ( $Ar = 0-1000$  Па), наклонные ( $Ar = 0-2$  кПа) и другие, основаны на компенсации разности двух входных давлений  $Ar = \rho \cdot h$  —  $P_i$  гидростатическим давлением столба жидкости, т. е.  $p_{\text{вых}} = Ar_{\text{вх}}$  (где  $\rho$  — плотность жидкости) (рис. 6.5, а, б). В колокольных манометрах используется принцип компенсации разности  $L_{\text{рвх}}$  деформацией ( $Y_{\text{вх}}$ ) механической пружины (рис. 6.5, в). В пружинных манометрах Бур дона с  $Ar$  до 1 ГПа, сильфонном с  $Ar$  до 500 кПа, диафрагменном (рис. 6.5, г-е) измеряемое давление преобразуется в механическое перемещение упругих стенок и перегородок герметичных сосудов самой различной формы. В электрическом ионизационном вакуумметре ( $Ar = 0,1$  ч- $0,0001$  Па) газ, давление которого измеряется, ионизируется электронами катода (рис. 6.5, ж), анодный ток является косвенным показателем давления.

Заметим, что все датчики могут быть использованы в различных измерительных системах, применяемых на ОФ как самостоятельно, так и в качестве промежуточных (вторичных) преобразователей.

## § 6.2. ИЗМЕРЕНИЕ УРОВНЯ (ЗАПАСА) И РАСХОДА (ПОТОКА) СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ, ЖИДКОСТЕЙ, ПУЛЬП

Рассматриваемые ниже измерительные системы применимы в АСР материального потока и запаса как для основных обогащаемых минеральных продуктов, так и для вспомогательных сред. Цель таких АСР — стабилизация потоков ( $Q$ ) материала воздействием на рудопитатели и т. п., или стабилизация запаса материала внутри аппарата.

Измерение запаса материала в бункерах, чанах, флотационных машинах и других сборниках осуществляется с помощью

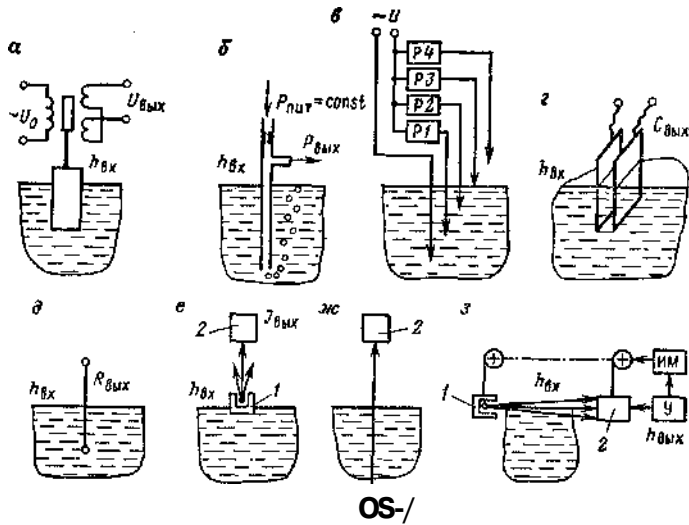


Рис. 6.6. Уровнемеры:

а — поплавковые; б — гидростатические; в — электрические резисторные; г — емкостные; д — терморезисторные; е—з — радиоизотопные (У — усилитель; ИМ — исполнительный механизм)

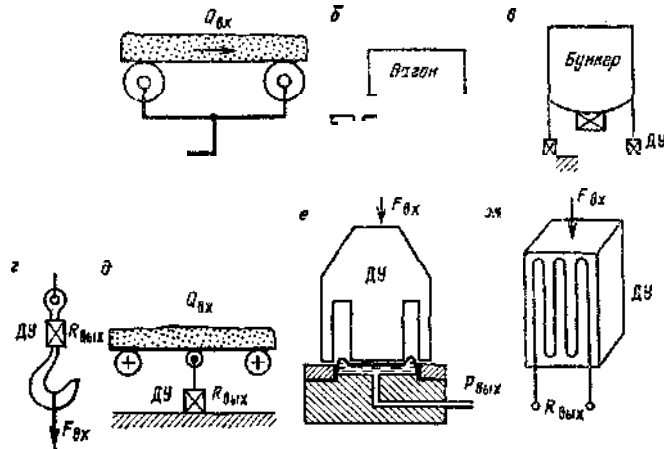


Рис. 6.7. Весы:

а — конвейерные с подвижной рычажной системой; б — платформенные; в — бункерные; г — крановые; д — конвейерные с тензодатчиком; е, ж — соответственно гидравлический и тензометрический весоизмерительные элементы ( $Q_{вх}$ ,  $E$  — соответственно измеряемые поток и усилие;  $U_{вых}$ ,  $p_{вых}$ ,  $Y_{вх}$  — соответственно выходные напряжение, давление и сопротивление; ДУ — датчик усилия)

уровнемеров (рис. 6.6). Поплавковые уровнемеры содержат в качестве первичного датчика поплавков и далее разнообразные вторичные преобразователи (см. рис. 6.6, а). Гидростатические уровнемеры в первичной части содержат пьезотрубки, во вторичной — манометры (см. рис. 6.6, б). Электрические резисторные с реле Р1-Р4, емкостные и терморезисторные уровнемеры изменяют свои электрические параметры  $R$ ,  $C$ ,  $L$  при изменении уровня  $h$ . Так, в терморезисторном уровнемере проволока (первичный преобразователь) включена как плечо моста и слегка нагревается током источника от  $U_0$  (см. рис. 6.3); при изменении уровня температура и сопротивление этого плеча изменяются, мост вырабатывает выходной сигнал  $E_{вых}$ , зависящий от уровня  $h$ .

Измерение уровня с помощью  $\gamma$ -излучений (см. рис. 6.6, е—з) основано на законе поглощения Ламберта

$$J = J_0 \exp [(- \mu_{\text{Д-УМ-лГ}} h)].$$

Здесь  $J_0$ ,  $J$  — интенсивность  $\gamma$ -лучей соответственно источника в точке 1 и приемника в точке 2;  $\mu$  — линейный коэффициент поглощения 1-го участка материала (пропорциональный плотности);  $hi$  — толщина 1-го участка материала;  $h$  — общее расстояние, пройденное  $\gamma$ -лучем. Используемые радиоизотопы:  $^{60}\text{Co}$ ,  $^{137}\text{Cs}$  и  $^{192}\text{Ir}$  и др. Изменения измеряемых  $hi$  в законе Ламберта влияют на выходной сигнал  $J$ . Радиоизотопные уровнемеры применимы для любых сред (сыпучих, пульпообразных, жидких) в бункерах, открытых или закрытых сборниках (например, ГРП, ГР, ГР-8, СУРМ-2П).

Запас материала в рабочих зонах дробилок и мельниц измеряют по косвенным сигналам: мощность (или ток) электропривода, шум мельницы, давление масла в подшипниках цапф мельниц.

Для измерения масс и потоков сыпучих материалов применяют весы (рис. 6.7), различающиеся назначением (конвейерные, платформенные, рельсовые, бункерные, крановые), наличием или отсутствием подвижных частей в первичных весоизмерительных элементах; типом вторичных преобразователей (электрический, пневматический и т. д.).

Конвейерные весы с подвижной рычажной системой и электрическим дифференциально-трансформаторным выходным преобразователем предназначены для измерения потока сыпучих  $Q_{вх}$  (т/ч), а также суммарного объема переработанной руды по-

средством встроенного интегратора  $\int |Q(t)dt|$ . Гидравлический и тензометрический весоизмерительные элементы (датчики усилий ДУ) предназначены для весов без подвижных элементов.

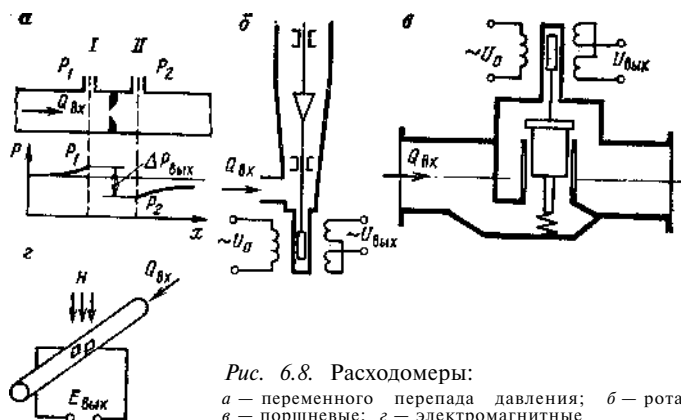


Рис. 6.8. Расходомеры:  
 а — переменного перепада давления; б — ротаметр;  
 в — поршневые; г — электромагнитные

Выпускают следующие типы конвейерных весов: ЛТМ-1М, ВЛ-1059, ЛДА, а также платформенных — РС ЗОД, 24А; РС 60Д 24А и др.

*Расходомеры жидкостей, пульп, газов* (рис. 6.8). Расходомеры переменного перепада давления (см. рис. 6.8, а) с суживающейся частью трубы применялись еще в Риме, во времена Цезаря. Перепад давления  $\Delta p = p_1 - p_2$  возникает согласно закону Бернулли  $p_1 + \rho v_1^2 / (2g) = p_2 + \rho v_2^2 / (2g)$ . Здесь  $p_1$ ,  $v_1$  — соответственно давление и скорость до сужения в сечении I;  $p_2$ ,  $v_2$  — то же после сужения в сечении II;  $\rho$  — плотность материала. Откуда  $\Delta p = \rho (v_2^2 - v_1^2) / (2g)$ .

Массовый расход

$$Q = aS \sqrt{2 \rho \Delta p}$$

где  $a$  — коэффициент, зависящий от типа сужения (нормальная или сегментная диафрагма, сопло Вентури или нормальное, трубка Вентури и т. д.);  $S$  — сечение сужения. Величину  $\Delta p$  измеряют дифманометрами.

В расходомерах постоянного перепада ( $\Delta p \ll \text{const}$ ) при изменении расхода  $Q$  меняется проходное сечение, как, например, в ротаметрах (см. рис. 6.8, б) и поршневых расходомерах (см. рис. 6.8, в).

Рассмотренные расходомеры пригодны для однородных сред — жидкостей, газов, пульп с мелкой твердой фазой. Для обычных пульп применяют электромагнитные расходомеры (см. рис. 6.8, г), идея создания которых была высказана еще Фарадеем, пытавшимся измерить скорость Темзы на основе открытого им закона электромагнитной индукции. В электромагнитных расходомерах часть трубы с пульпой выполнена из немаг-

нитного и неэлектропроводного материала и пронизывается магнитным полем  $H$ , в столбиках жидкости, пересекающих силовые линии поля  $H$  со скоростью  $v$ , наводится эдс  $E = k l H v$ . Здесь  $k$  — коэффициент;  $l$  — длина столбика, равная расстоянию между электродами, с которых снимается эдс.

Таким образом, эдс служит мерой расхода  $Q = Sv = SEf / (k l H)$ . Расходомеры пригодны для любой среды с удельным сопротивлением не ниже  $1 \cdot 10^{-2} \text{ Ом} \cdot \text{см}$ , основная погрешность не превышает 1–2 %.

Возможны бесконтактные расходомеры на переменном токе, в них вместо электродов снаружи стенок трубы устанавливаются две катушки, в которых первичная эдс в измеряемой среде наводит пропорциональную вторичную.

Выпускаемые расходомеры ИР-11; ИР-51Н позволяют измерять расход до  $1000 \text{ м}^3/\text{ч}$ .

В ультразвуковых расходомерах используется либо сдвиг фазы АФ ультразвуковых волн, направленных вдоль и против потока пульпы или жидкости, либо разница частот  $\Delta \omega$  тех же волн; АФ и А $\omega$  зависят от скорости потока  $v$ . Пример ультразвукового расходомера — РУЗ-282 конструкции ВНИКИЦМА.

В щелевых расходомерах поток пульпы задерживается в сосуде стенкой с узкой щелью для слива пульпы; изменение уровня  $Y_{\text{вых}}$  пульпы зависит от потока: чем он больше, тем выше уровень, и наоборот. Примеры щелевых расходомеров: ЩР-1875, ДРШМ-1, ДРЩМТ, ИРТ-1 — расходомер твердого в пульпе, представляет собой комбинацию расходомера и плотногомера.

### § 6.3. ИЗМЕРЕНИЕ СОСТАВА ВЕЩЕСТВА ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ

Для управления качеством продуктов обогащения необходимы измерения их вещественного состава, т. е. содержаний компонентов, кроме того, необходимы вспомогательные измерения состава газовых, жидких, пульпообразных сред.

При измерении вещественного состава обогащаемых продуктов важное значение имеет опробование, являющееся во многих случаях первичной операцией, особенно для анализа сыпучих материалов и пульп. Здесь важны выбор места опробования, накапливание представительной пробы, разделка с измельчением и сокращением (часто многократные), см. гл. 1–5.

Существуют надежные способы и устройства для автоматического опробования, пневмодоставки, разделки проб (см. гл. 3).

Применяют самые разнообразные методы измерений; для краткого обзора разделим их на три группы: физико-химические, физические, спектрометрические.

В группу физико-химических отнесем методы, основанные на принципе Орса, использовании химически обработанных лент-носителей, измерении рН, а также нефелометрический, турбидиметрический, колориметрический, кондуктометрический, потенциометрический, полярографический. Эти методы применяют при измерении концентрации  $C_0$  какого-либо вещества ( $B$ ) в газах, жидкостях, пульпах. При невозможности измерить концентрацию непосредственно вещества  $B$  добавляют предварительно вспомогательное вещество  $A$ , чтобы получить измеримое вещество  $D$  по химической реакции  $B+A \rightarrow D$ ; далее по  $C_D$  с помощью физических измерений судят о  $C_0$ .

В анализаторах типа Орса (Orsat) исследуемый газ проходит через вещество (Л), поглощающее интересующий компонент ( $B$ ), и далее по уменьшению объема газа из-за реакции поглощения ( $A+B \rightarrow D$ ) судят о концентрации интересующего компонента. Для многокомпонентных газов применим хроматографический метод: компоненты последовательно сепарируются различными сорбентами.

В анализаторах с химически ( $A$ ) обработанной лентой исследуемый газ (или жидкость) с компонентом  $B$  контактирует с движущейся лентой, и вследствие реакции  $A+B \rightarrow D$  лента изменяет либо цвет, либо прозрачность, либо электропроводность, либо флюоресценцию, по которым судят о концентрации компонента  $D$ .

В нефелометрах, турбидиметрах, колориметрах и спектрофотометрах (рис. 6.9) свет от источника 1 проходит через анализируемую разбавленную суспензию 2 и далее измеряется фотодатчиком 3 и вторичным прибором. В нефелометрах измеряется концентрация твердой фазы, например продукта химической реакции  $A+B \rightarrow D$ , состоящей из весьма мелких частиц, свет рассеивается согласно эффекту Тиндаля, фотодатчик нефелометра расположен под прямым углом к пучку света (см. рис. 6.9, а). В турбидиметрах измеряется концентрация более крупных твердых частиц по уменьшению интенсивности прошедшего луча света (см. рис. 6.9, б). Схема колориметра аналогична, но могут еще применяться светофильтры. Колориметр с узкой полосой фильтра (до  $10^{-10}$  м) — спектрофотометр — содержит монохроматор и фотометр. Применяют монохроматоры (оптические фильтры) двух типов: цветные стекла и интерференционные фильтры. Последние состоят из двух тончайших металлических пленок (например, серебряных), разделенных тонким слоем прозрачного материала: чем тоньше слой, тем меньше ширина полосы частот фильтра.

Рассмотренные приборы могут быть периодического или непрерывного действия: одно- или двухлучевые при применении компенсационного метода (см. рис. 6.9, в). В последнем случае вводится компенсирующий подвижный клин 4.

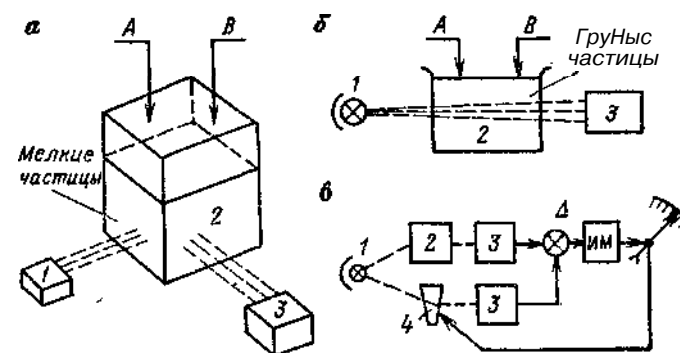


Рис. 6.9. Физико-химические методы анализа: а — нефелометрический; б — турбидиметрический и колориметрический; в — компенсационный

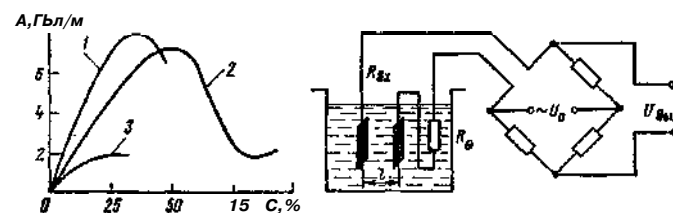


Рис. 6.10. Кондуктометрический метод измерения концентрации: а — зависимость удельной электропроводности  $X$  от концентрации  $C$ : 1 —  $HCl$ ; 2 —  $H_2SO_4$ ; 3 —  $NaOH$ ; б — схема кондуктометра

Применение нефелометрического и турбидиметрического методов требует, чтобы реакция  $A+B \rightarrow D$  сопровождалась твердым осадком, для колориметрического и спектрометрического методов требуется заметное окрашивание раствора, например реакции окисления ионов  $Mn^{2+}$ . Колориметрический метод применяют для измерения концентраций  $Ni$ ,  $Al$ ,  $Mo$ ,  $Co$ ,  $Si$  и др.

Кондуктометрический, потенциометрический и полярографический методы основаны на влиянии ионного состава раствора на его электрические свойства, которые могут быть измерены с помощью двух электродов и внешней измерительной цепи. Кондуктометрический метод использует зависимость удельной электропроводности  $X$  раствора от концентрации  $C$  в  $\text{г/л}$ :  $X = ka(u^+ + u^-)Cv$ , где  $a$  — степень диссоциации;  $u^+$  и  $u^-$  — подвижность ионов (рис. 6.10, а). Вместо  $C_0$  возможно  $A+B \rightarrow D$ , далее  $C_D$ . Например, для измерения концентрации растворенного в воде или пульпе кислорода ( $B=O_2$ ) добавляют оксид азота ( $A=N_2O$ ), что дает через  $O_2 + 4NO + 2H_2O \rightarrow 4HNO_2$  ионизированные продукты  $H^+$  и  $NO_2^-$ , влияющие на электропроводность.

Применяют измерительные системы: мостовые на переменном токе с температурной компенсацией (#); электроды металлические  $R_{вх} = l/CkS$  (рис. 6.10,6). Здесь  $K$  — электропроводность;  $S$  — сечение проводящей жидкости или пульпы.

Примеры кондуктометров с погруженными электродами: КК-7, КК-9; КИП-1; КНЧ1-10М; низкочастотные бесконтактные кондуктометры с трансформаторным преобразованием (ВНИИГ) и высокочастотный бесконтактный кондуктометр с индуктивной или емкостной измерительной ячейкой типа КВ4-ВЗ.

**Потенциометрический метод** использует зависимость разности потенциалов  $E$  между двумя электродами от концентрации  $C$  в (либо  $C_D, A + B - ^\wedge D$ ) в соответствии с законом Нернста для окислительно-восстановительного потенциала отдельного электрода

$$E = E_0 - [0,059 \lg (C_{ред}/C_{ок})]^{-1} n,$$

где  $E_0$  — стандартный потенциал по отношению к водородному электроду;  $C_{ред}$  и  $C_{ок}$  — концентрация соответственно восстановителя и окислителя;  $n$  — валентность ионов.

Существует зависимость между реакцией на индикаторном: электроде и  $E_0$  ( $B$ ) (числитель) и  $E$  (знаменатель).

Реакция на индикаторном электроде:



Измерительная система содержит индикаторный электрод (Fe, Pt, Ag и др.), электрод сравнения (каломелевый, Ag—AgCl) и потенциометр (рис. 6.11, а).

В многокомпонентных растворах и пульпах полезен дифференциальный метод измерения: один индикаторный электрод помещают до подачи флотореагента (например,  $Na_2S$ ) в поток пульпы, другой аналогичный — после подачи (рис. 6.11, б), это устраняет влияние мешающих ионов.

Частный случай потенциометрического метода — метод определения рН, т. е. концентрации водородных ионов  $[H^+]$  в растворе:  $pH = -\lg[H^+]$ . В кислых средах  $C_{H^+} = 10^{-7} - 10^{-2}$  и рН (2—7; в щелочных  $C_{H^+} = 10^{-16} - 10^{-7}$ , рН 7—16. В качестве индикаторного электрода обычно берут стеклянный электрод, сравнения — каломелевый (рис. 6.11, в). Стеклянный электрод чувствителен (рис. 6.11, з), но обладает большим внутренним сопротивлением (рис. 6.11, д). Это требует применения потенциометров с большим входным сопротивлением: рН-метров.

**Полярографический метод** основан на зависимости окислительного (или восстановительного) потенциала  $E_i$  от типа 1-го иона, что позволяет измерять концентрации различных ионов

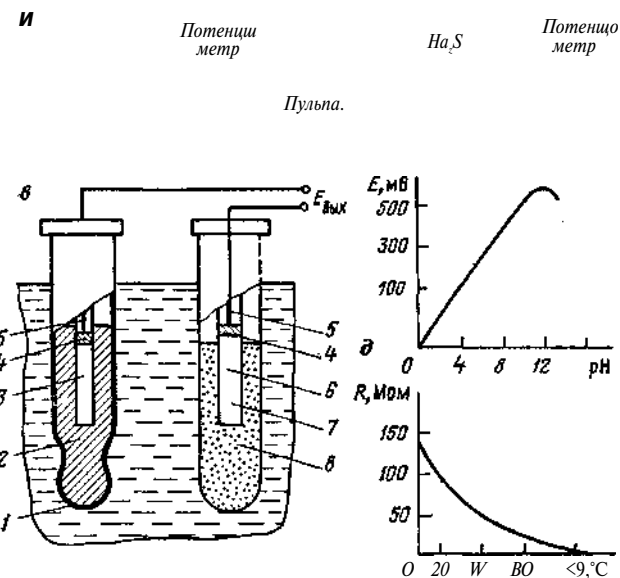


Рис. 6.11. Потенциометрический метод измерения концентрации: а — типовая измерительная система; б — дифференциальная система; в — типовые электроды для измерения рН: 1 — стекло; 2 — буферный раствор; 3 — каломель; 4 — ртуть; 5 — проводник; 6 — ртутно-каломелевая паста; 7 — стеклянная вата; 8 — насыщенный раствор KCl; з — зависимость разности потенциала  $E$  от рН; д — зависимость сопротивления  $R$  стеклянного электрода от температуры й

многокомпонентных растворов и пульп. В полярографс (рис. 6.12, а) имеются электрод сравнения (например, каломелевый) и индикаторный (например, капельно-ртутный). К электродам приложено внешнее нарастающее напряжение  $U$ , когда  $U$  достигает величины  $E_i$  для  $i$ -го иона, ток / через раствор нара-

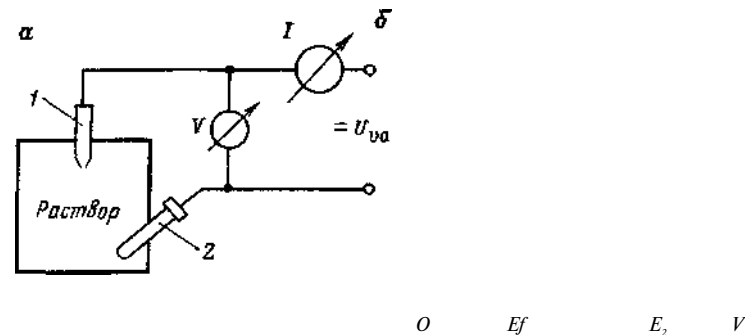


Рис. 6.12. Полярографический метод измерения состава растворов: а — типовая измерительная схема: 1 — ртутно-капельный электрод; 2 — каломелевый электрод; б — полярограмма

стает почти скачком (рис. 6.12, б). На полярограмме величина  $Ei$  (потенциал  $i$ -й полуволны) указывает тип иона ( $\text{Cu}^{2+}$ ,  $\text{Zn}^{2+}$  и т. д.), а скачок (диффузный ток) пропорционален концентрации этого иона  $C_i$ . При дальнейшем увеличении  $U$  аналогично проявляет себя следующий ион и т. д., что позволяет измерить концентрации всех ионов. Полярограммы вычерчиваются автоматически с некоторым периодом времени и дают качественно-количественную информацию о составе раствора. Возможно непрерывное измерение концентрации  $C$ ; интересующего иона при работе на соответствующем  $U = Ei$ . Применяют автоматические полярографы с дополнительным переменным током. Выпускают полярографы: АНЖ-3, ДтП-43 для измерения концентрации  $\text{Cu}$ ,  $\text{Pb}$ ,  $\text{Zn}$  (СКФ ВНИКИЦМА).

#### § 6.4. ИЗМЕРЕНИЕ СОСТАВА ВЕЩЕСТВА ФИЗИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ

Физические методы измерения состава вещества включают термомонокондуктометрический, парциальных давлений, ферро-парамагнитные, ядерного магнитного резонанса, а также методы с использованием вискозиметров, плотномеров, масс-спектрометров и др.

*Термомонокондуктометрический* метод основан на зависимости общей теплопроводности  $K_{обт}$  смеси от концентраций компонентов:  $K_{обт} = 2 > kiCi$ . Здесь  $ki$  — частные теплопроводности компонентов. В мостовой измерительной системе «горячий» проводник в одном из плеч моста обтекается газом (жидкостью); при изменении теплопроводности последнего изменяется электрическое сопротивление проводника и с ним — сигнал напряжения на выходе моста; в соседнем плече моста может быть помещен аналогичный проводник внутри ампулы с эталонным газом (см. рис. 6.3). Для многокомпонентных газов (жидкостей) метод применим в сочетании с хроматографией (фракционной дистилляцией для жидкостей).

*Метод парциальных давлений* может давать информацию о составе жидкостей или пульп. Парциальное давление может измеряться подходящей вторичной измерительной системой. Например, в измерительной системе с одной стороны мембранного дифманометра действует парциальное давление над анализируемой жидкостью, с другой — над эталонной жидкостью; деформация мембраны — мера концентрации; на пути паров жидкости могут помещаться селективные фильтры-мембраны.

Этот же метод применим для измерения концентрации растворенных в жидкости газов ( $\text{CO}_2$ ,  $\text{O}_2$ ): по закону Генри парциальное давление над жидкостью пропорционально концентрации газа и жидкости. Например, вторичной измерительной си-

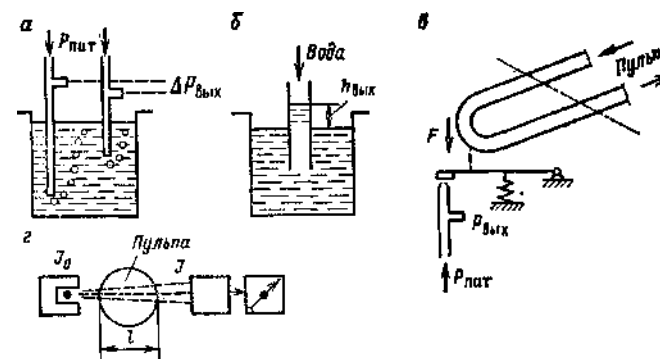


Рис. 6.13. Плотномеры:

а — пьезометрический; б — гидростатический; в — весовой; г — радиоизотопный ( $p$  — давление;  $F$  — вес пульпы;  $I$  — диаметр трубы;  $L$  — высота гидростолба)

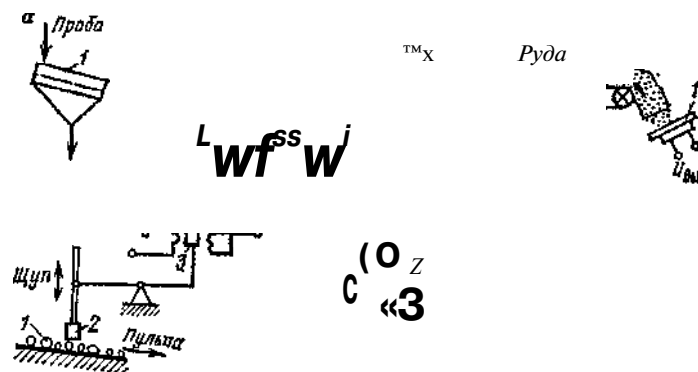


Рис. 6.14. Способы определения гранулометрического состава:

а — полуавтоматический рассев материала; б — автоматическое измерение напора сыпучего материала; в — автоматическое измерение ударных вибраций; г — прямое измерение крупности частиц; д — ультразвуковой

стемой может быть рассмотренная термомонокондуктометрическая или метод Орса.

*Вискозиметрия* основана на том, что вязкость смеси зависит от концентрации компонентов (и их частных вязкостей). Пример: ротационный вискозиметр, чувствительный элемент которого вращается в анализируемой жидкости двигателем постоянного тока; ток, потребляемый якорем электродвигателя, растет с увеличением вязкости и является мерой концентрации.

Метод с использованием *плотномеров* основан на зависимости плотности  $\rho$  смеси жидких или (и) твердых компонентов от их концентрации  $\rho = 2\rho_i C_i$ . Для бинарной смеси  $\rho = \rho_1 C_1 + \rho_2 C_2$  и плотность  $\rho$  указывает концентрацию  $C$ . Изме-

зрительными системами могут быть различные плотномеры (рис. 6.13): пьезометрический  $Ap = Ahp$ , гидростатический, весовой  $F = V_{\rho} sp$ , радиоизотопный  $I \sim I_0 \exp(-\rho r)$ . Примеры плотномеров: ДУВ-3; ИПВФ, ИПП-1 — весовые. «Плотномер-1» — поплавковый, ПР-1025 — радиоизотопный.

Способы определения *гранулометрического состава* включают: полуавтоматический рассев сыпучих или пульпы на барабанных или плоских ситах 1 и взвешивание 2 (рис. 6.14, а), автоматическое измерение давления сыпучего потока на пробное тело 1 с передачей через пружину 2 смещения, например, дифференциально-трансформаторный датчик перемещения 3 (рис. 6.14, б); автоматическое измерение характера ударных вибраций упругой пластины 1 под действием летящих частиц сыпучего потока или пульпы (рис. 6.14, в); прямое измерение крупности ( $\mu_{max}$ ) частиц пульпы в тонком слое 1 периодически опускающемся шупом 2 с передачей сигнала на чувствительный датчик перемещения 3 (рис. 6.14, г); поглощение пульпой ультразвука на одной или двух частотах (1 и 2 — соответственно источник и приемник ультразвука) (рис. 6.14, д).

Перейдем к методам, использующим статические и низкочастотные (радиочастотные) электромагнитные поля.

Ферро- и парамагнитные методы применимы для материалов (твердых, пульп, газов), обладающих магнитными свойствами.

Например, *ферромагнитные методы* применяют для измерения концентрации магнетита в продуктах железообогатительных фабрик. Поток руды (пульпы) проходит через катушку  $L_x$  в одном из плеч высокочастотного моста, компенсирующая эталонная катушка  $L_0$  находится в соседнем плече. Изменения содержания магнетита в руде приводят к изменению  $L_x \sim \lambda L$  и импедансу плеча  $Z_x = L_x C U$ , что изменяет выходное напряжение моста, подаваемое на вторичный прибор.

*Парамагнитный метод* может быть основан на измерении магнитной пондеромоторной силы

$$F = V \%_m H \text{grad} H,$$

где  $V$  — объем тела;  $\%_m$  — магнитная восприимчивость (для смеси  $\%_m = I \cdot C_i X_m i$ );  $H$  — напряженность магнитного поля.

Пондеромоторная сила используется в парамагнитных газоанализаторах концентрации кислорода, который имеет наибольшую среди газов магнитную восприимчивость. Если пробное тело, например стеклянный шарик с  $\%_{O_2}$  и объемом  $V$ , поместить в анализируемый газ, то на него действует сила  $F = V (\text{Co}_2 \%_{O_2} - \%_{O_2}) \# g a d \#$ , по силе  $F$  судят об измеряемой  $\text{Co}_2$ . Другой вариант (без шарика) основан на вторичной термокондуктометрии; в проточную ампулу с анализируемым газом помещают «горячий» проводник, подключенный в измерительное плечо

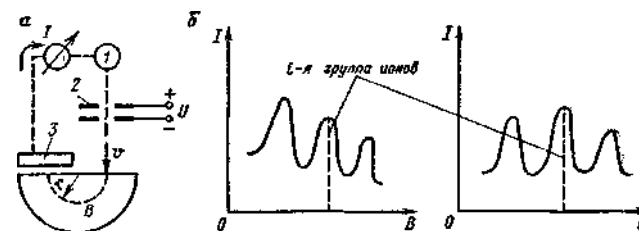


Рис. 6.15. Масс-спектрометрический метод измерения состава веществ  
а — схема типового масс-спектрометра; б — масс-спектры

моста: ампула находится в поле  $H \text{grad} H$ ; магнитная сила создает «кислородный» ветер, охлаждающий проводник. Примеры приборов: 2-РМФ, 7-РМФ.

*Электрическая (химическая) осциллометрия* основана на зависимости электрических параметров (емкости  $C$ , индуктивности  $L$ , сопротивлении  $R$ ) анализируемой смеси от ее химического состава. Вариант измерительной системы — реактивный высокочастотный мост; в одно из плеч подключают два металлических электрода, между которыми находится (движется) анализируемый твердый или (и) жидкий материал; импеданс измерительного плеча зависит от состава материала. В другом варианте упомянутая пара электродов является составной частью колебательного контура высокочастотного генератора с подстраиваемой резонансной частотой: по последней судят о составе материала. Пример: высокочастотные влагомеры «Калий» и «Фосфор» для концентратов.

В базисном *масс-спектрометре* Демстера (рис. 6.15) проба материала ионизируется от источника ионов 1, ионы с зарядом  $a$  и массой  $m$  приобретают скорость  $v = \sqrt{2qU/m}$  в электростатическом поле с напряжением  $U$  между электродами 2 и далее вращаются в перпендикулярном магнитном поле с индук-

цией  $B$ . Под действием силы Лоренца  $F = q(v \times B)$  ионы движутся по круговым орбитам с радиусом  $r = mv/qB$ ; ионы с различным отношением  $m/q$  попадают в различные точки приемника 3 (фотопластинка, электроды). Место прибытия на приемник зависит от типа ионов, а ток  $I$  — от их концентрации в пробе.

Различные варианты масс-спектрометров включают ионизацию пробы, ускорение ионов в электрическом поле, сепарацию их по отношению  $m/q$  в магнитном поле, регистрацию масс-спектра. Ионизация проб газов производится бомбардировкой быстрыми электронами, ионизация проб твердых веществ — нагревом. Ускорение и сепарация ионов возможны различными методами: варьируются магнитное (или электрическое) поле,

время полета ионов и др. В первом варианте приемником (см. рис. 6.15, а) служит узкий электрод, ток через который соответствует узкой фракции ионов; непрерывно варьируя  $V$  (или  $U$ ), получают зависимость тока от  $V$  — масс-спектр (рис. 6.15, б). Местоположение каждого пика тока определяет тип иона, его высота — концентрацию. Во втором варианте группа ионов толкается мгновенным импульсом электрического поля от источника к приемному электроду; первыми прибывают легкие ионы, последними — тяжелые; масс-спектр развернут во времени на шкале осциллографа.

Метод с использованием *ядерного магнитного резонанса* (ЯМР) основан на возбуждении резонансных колебаний ядер анализируемого материала под действием силы Лоренца в постоянном магнитном ( $B = \text{const}$ ) и переменном электрическом  $E = E_0 \sin(\omega t)$  полях. Резонансная частота ядер

$$\omega_0 = qB/m,$$

где  $q$  и  $m$  — соответственно заряд и масса ядра.

Например, для ядер водорода  $\omega_0 = 30 \cdot 10^6$  Гц при  $B = 0,7$  Тл.

Измерительная система содержит генератор варьируемой радиочастоты и приемник, между которыми помещается (движется) проба материала в зазоре постоянного магнита. При плавном варьировании частоты генератора сигнал на выходе приемника имеет ряд пиков; положение пика определяет тип ядра, амплитуда — концентрацию.

### 8 6.5. ИЗМЕРЕНИЕ СОСТАВА С ПОМОЩЬЮ СВЕТОВЫХ И ЯДЕРНЫХ ИЗЛУЧЕНИЙ

Рассмотрим различные виды спектрометрии в видимой, инфракрасной, ультрафиолетовой, микроволновой областях электромагнитного спектра, а также измерения в области рентгеновских,  $\gamma$ -,  $\alpha$ -,  $\beta$ - и нейтронных лучей.

Классическая *эмиссионная спектрометрия* в видимой области основана на атомных спектрах и включает (рис. 6.16) возбуждение излучения пробы материала (электрической дугой, пламенем), дисперсию света (призмами, дифракционными решетками), идентификацию спектра. В *фотоэлектрических спектрометрах* (упомянутых выше вместе с колориметрами) вместо фотопластинки применяют светочувствительный фотодатчик. Простой автоматический вариант — пламенный фотометр, работающий на одной длине волны. Фотометр содержит ацетиленовую горелку для возбуждения светимости пробы, стеклянный фильтр (или призму с последующей щелью), фотодатчик, усилитель, регистратор. Рабочая длина волны для различных элементов  $10^{-10}$ : Си 3247,54; Fe 3581,19; Мп 4030,75; Мо 3798,25; Ti 3633,49; W 4302,11; Zn 2138,56.

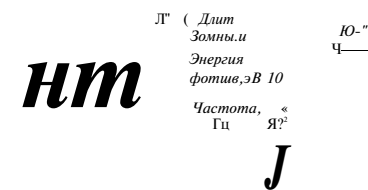


Рис. 6.16. Классический эмиссионный спектрометрический метод измерения состава вещества:

а — схема спектрометра; б — шкала электромагнитных волн: 1 —  $\gamma$ -лучи; 2 — рентгеновские лучи; 3 — ультрафиолетовые лучи; 4 — видимый свет; б — инфракрасные лучи; б — микроволны; 7, 8 — радиоволны; 9 — переменный ток

*Атомно-абсорбционная спектрометрия* основана на совпадении длин волн поглощения элемента с длинами волн излучения, свет от внешнего источника (поглощаемый) проходит сквозь пробу, помещаемую в пламя, узкая полоса выделяется монохроматором, по интенсивности луча судят о концентрации элемента в пробе: меньше интенсивность — больше концентрация, и наоборот. Метод позволяет измерять малые концентрации (следы) одного из элементов на фоне больших концентраций других, применим к Na, K, Mg, Cd, Си, Со, Ni, Fe, Mn, Са, Sr, Ag, Pt.

Пламенно-фотометрический (прибор ПФМ) и атомно-абсорбционный методы применяют для измерения содержания калия (и натрия) в продуктах на калийных фабриках ПО «Белорускалий».

В отечественной калийной промышленности применяют двухканальные автоматические пламенные фотометры систем К, Li, Na типа ФПА (СССР) и фирмы «Бекман» (США), которые за 10 мин производят измерения концентраций в 20 растворах с выводом результатов на дисплей и цифропечать. Светофотометр ААС/ (ГДР) делает анализ на К, Na, Mg, Са и др.

Атомно-абсорбционный спектрофотометр фирмы «Перкин Элмер» (США) с встроенным микрокомпьютером позволяет анализировать автоматически до 200 растворов.

Перейдем к спектрометрии в инфракрасной, ультрафиолетовой и микроволновой областях. *Инфракрасная спектрометрия* основана на вибрационных и ротационных молекулярных спектрах (чаще поглощения). Из-за нечувствительности к инфракрасному излучению фотодатчиков и сильного поглощения инфракрасного излучения стеклом и кварцем детекторами служат терморезисторы (болометры), пневмодатчики, а в качестве оптических материалов используют NaCl, KBr, CaF<sub>2</sub>, SeBr. В качестве источника инфракрасных лучей применяют нагреваемые оксиды редкоземельных элементов, карбид кремния. Инфракрасные лучи от источника проходят поглощающую пробу (газ), призму с зеркалом варьируемого наклона

(для выделения узкой полосы), детектор. Применяют для измерения концентраций  $\text{CO}$ ,  $\text{CO}_2$ ,  $\text{SO}_2$ ,  $\text{NH}_3$ ,  $\text{CH}_4$  в газах, а также для реагентов во флотационных пульпах.

Принцип действия инфракрасного влагомера ВСМИ-1 конструкции НИИавтоматпрома основан на следующем: из отраженного от продукта пучка видимого света светофильтрами вырезаются две полосы, одна в области поглощения воды, вторая — за ней; влажность оценивают по разности интенсивностей этих полос.

**Ультрафиолетовая абсорбционная спектрометрия** основана на поглощении ультрафиолетовых лучей легко связанными валентными электронами атомов и молекул пробы. Энергия излучения уменьшается по закону Ламберта. Источником может служить ртутная лампа, детектором — фотодатчик. Метод пригоден для жидкой фазы флотационных пульп. Пример: измерения концентрации ксантогенатов в фильтрах пульп.

**Ультрафиолетовая флуориметрия** основана на свойстве некоторых веществ излучать свет большей длины волны под действием ультрафиолетовых лучей. Такая люминесценция называется флуоресценцией, если вторичное излучение запаздывает на  $10^{-12}$ — $10^{-9}$  с, и фосфоресценцией при большем запаздывании. Соответствующие флуориметры содержат источник ультрафиолетовых лучей (Hg-лампа), собирающую линзу, первичный фильтр, сосуд с пробой, вторичный фильтр, фотодатчик, регистратор. Метод применим для Zn, Mg и др., которые образуют флуоресцирующие комплексы при добавке специальных химикатов (флуоресцин, хромотропная кислота).

**Молекулярная спектроскопия** связана с измерением состава вещества на уровне молекул и их комплексов, что представляет практический интерес для анализа флотореагентов. Она, помимо видимого, инфракрасного, ультрафиолетового, использует еще и микроволновой диапазон (в котором поглощение происходит за счет увеличения ротационной энергии молекул). Микроволновой спектрометр содержит клистронный генератор микроволн, волновод с пробой внутри, электронный усилитель и осциллограф в качестве детектора. Комбинированный анализ пробы материалов во всех областях спектра (от микроволн до ультрафиолетового диапазона) дает наиболее полную информацию о составе вещества.

Перейдем к методам, использующим рентгеновские и радиоактивные лучи. **Метод полного поглощения рентгеновских лучей** основан на законе Ламберта  $I = I_0 \exp(-\rho r x)$  ( $\rho$  — плотность материала;  $x$  — длина пути лучей), а также на том, что массовый коэффициент поглощения  $\mu$  зависит от концентрации главного поглощающего элемента (например, золы в угле). Детекторами могут быть рассмотренные выше датчики ядерных излучений (см. рис. 6.4). Может применяться компенсационный

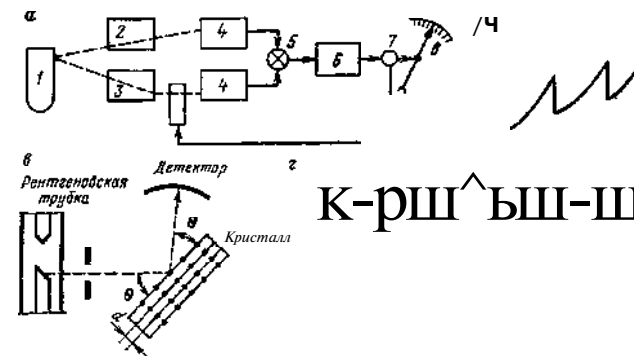


Рис. 6.17. Методы измерения состава вещества, основанные на использовании рентгеновских и радиоактивных лучей:

*a* — компенсационный двухлучевой метод: 1 — источник; 2 — проба; 3 — эталонная проба; 4 — детекторы; 5 — компаратор; 6 — усилитель; 7 — исполнительный механизм; 8 — счетное устройство; *б, в* — метод критического скачка; *д* — абсорбционный  $\gamma$ -лучевой квантометр: 1 — источник; 2 — фильтр; 3 — проба; 4 — детектор; 5 — ЭВМ; 6 — регистратор

двухлучевой метод измерения с эталонными пробами (рис. 6.17, *a*).

**Метод критического скачка** ( $\gamma$ -скачка) более эффективен, чем рассмотренный метод полного поглощения; он основан на скачкообразной зависимости коэффициента поглощения  $\mu$  от длины волны  $X$  рентгеновских лучей (рис. 6.17, *б*): когда  $X$  уменьшается и энергия излучения, возрастая, достигает «критического» значения, возбуждаются электроны внутренних оболочек и происходит скачок  $\mu$  в точке  $Y_k$ . Идея метода: разность поглощений на длине волны  $Y_b$  чуть меньшей и чуть большей  $\%2$  критического значения  $Y_k$ , пропорциональна концентрации элемента в пробе, ответственного за это  $X_k$ .

Разные элементы имеют отличающиеся наборы  $A_k$ . Измерительные системы должны иметь монохроматор, создающий узкие лучи  $M$  и  $Y_2$ . Кристаллический монохроматор основан на законе Брэгга  $Xn = 2ds'mQ$ . Здесь  $X$  — длина «отраженной» волны;  $n = 1, 2, 3, \dots$ ;  $d$  — размер кристаллической решетки;  $\theta$  — угол падения лучей к плоскости кристалла (рис. 6.17, *в*).

Изменяя угол  $\theta$ , получают любые пары лучей  $X_1$  и  $X_2$ , которые пропускают через пробу на детектор. Метод пригоден для измерения концентрации любых элементов в пробах.

**Рентгеновская флуориметрия** использует способность атомов и молекул пробы под действием рентгеновских лучей излучать вторичный дискретный спектр. Детектирование узкой полосы осуществляют фильтрами, изготовленными из элементов, имеющих близкие атомные номера (либо кристаллическим монохроматором, как на рис. 6.17, *в*).

Примеры приборов: КРФ-13, КРФ-17 ЛНПО «Буревестник», ARL <США — Франция>; Курьер-300 и зондовые «Минексан-202:» (Финляндия) СРМ-13 и СРМ-18 ЛНПО «Буревестник».

Рентгеновский анализатор ARL (США — Франция) измеряет до 30 элементов в пробе (модель 72000 S) или до 10 (модель 74000 5); время одного анализа 30—50 с. Для приготовления анализируемого образца — таблетки диаметром 35 мм и толщиной 3 мм — пробу измельчают, сушат и прессуют в устройстве комплекта ARL. Таблетка в вакууме облучается рентгеновскими лучами и посредством монохроматора и встроенной ЭВМ анализируется спектр вторичного излучения; численные значения концентраций компонентов выдаются на дисплей и цифрпечать.

Методы, использующие *радиоактивность*, основаны на взаимодействии  $\alpha$ -,  $\beta$ -,  $\gamma$ - и нейтронных лучей с веществом. Они позволяют измерять концентрации  $C_1, C_2, \dots, C_n$  сразу нескольких элементов в пробе (твердой, жидкой, газообразной). Например, для измерительной системы (квантометра) с поглощением  $\gamma$ -лучей сменные фильтры позволяют облучить пробу  $Y^A$  У-лучами с различными спектрами распределения энергии  $J_{oi}$  и измерять соответствующие поглощения  $D_i$ , связанные с концентрациями  $C_1, \dots, C_n$ , заранее определенной матрицей коэффициентов:

$$b_i = \ln(J_{oi}) = k_{i1}C_1 + k_{i2}C_2 + \dots + k_{in}C_n$$

$$A_n = \ln(J_{on}/J_n) = k_{n1}C_1 - k_{n2}C_2 + \dots + k_{nm}C_m$$

По измеренным  $A_1, \dots, A_n$  ЭВМ вычисляет  $C_1, C_2, \dots, C_n$  (рис. 6.17, г). Возможны другие «градуировочные» уравнения, связывающие измеренные излучения с содержаниями компонентов.

Примеры приборов: РАВ-4ПС для измерения концентраций W, РЬ, Нg (МИСиС), ВСКЗ-1 для определения зольности углей по  $\gamma$ -излучению (ДонУГИ). Концентраметры калия в потоке основаны на измерении естественного  $\gamma$ -излучения изотопа  $^{40}\text{K}$  в руде, на этом принципе основан отечественный прибор КРК-2, прибор ГДР — ПА24006.

## § 6.6. ИЗМЕРИТЕЛЬНЫЕ ПРИБОРЫ

Измерительные приборы и системы классифицируют:

по виду представления результата измерения — *аналоговые* или *цифровые*; в аналоговых результат измерения представляется перемещением стрелки (пара) и т. д. относительно градуированной шкалы, в цифровых — в виде числового кода;

по виду структурной схемы — *прямого преобразования*, не содержит цепей обратной связи (рис. 6.18, а) и *уравновешивающего преобразования*, содержит цепи обратной связи (рис. 6.18, б). Уравновешивание бывает следящим и развертывающим; следящее применяется, как правило, в аналоговых приборах, развертывающее — в цифровых.

Существует много аналоговых приборов *прямого преобразования* (датчики, первичные измерительные приборы и т. д.), обладающих каждый своей спецификой. Общее для всех — мало-мощный измеряемый входной сигнал преобразуется в прямой последовательности цепи с тем, чтобы была возможность переместить стрелку относительно шкалы или передать сигнал на большое расстояние. Характерная особенность этих приборов — они представляют собой последовательное соединение звеньев, и уравнения для них составляют по правилу последовательного соединения звеньев. Например, выпрямительный вольтметр (рис. 6.18, в, г) содержит последовательные звенья: выпрямитель ВП, рамку с током в магнитном поле (выполняет функции измерительной схемы ИС и исполнительного механизма ИМ) и отсчетное устройство ОУ — стрелку со шкалой; входной измеряемой величиной является напряжение переменного тока  $I_{вх}$ , а выходной, т. е. результатом измерения, — угол поворота стрелки «вых», промежуточные величины:  $U$  — выпрямленное напряжение;  $F$  — усилие, развиваемое рамкой.

По схеме с обратной связью *следящего уравновешивания* (рис. 6.18, б, д, е) обычно делают аналоговые вторичные измерительные приборы, а также и датчики. Измерительные схемы сравнения в них являются сумматорами входной величины и сигнала (компенсирующего уравновешивающего) обратной связи; здесь имеем дело с антипараллельным соединением звеньев.

При изменении входного сопротивления  $R_{вх}$  *автоматического моста* (см. рис. 6.18, д) в измерительной диагонали АВ появляется разбаланс  $A \neq 0$ . Усилитель усиливает сигнал А, вследствие чего вращается реверсивный электродвигатель ИМ, подключенный к выходу усилителя. Вал двигателя через редуктор перемещает указатель относительно градуированной шкалы ОУ. Одновременно посредством механической цепи обратной связи ОП перемещается движок по реохорду  $R_p$ , причем в такую сторону, чтобы скомпенсировать изменение входного сопротивления  $R_{вх}$ . В результате  $D \rightarrow 0$ , т. е. отклонение исчезает, и двигатель останавливается. Поворот стрелки авых пропорционален  $R_p X$ .

В *потенциометре* (см. рис. 6.19, е) измеряемое напряжение  $U_{вх}$  компенсируется (уравновешивается) напряжением  $U_k$  на реохорде  $R_p$ . При изменении  $U_{вх}$  появляется сигнал разбаланса  $A = U_p X - U_k$ . Далее, как и в предыдущем случае, вращается реверсивный двигатель ИМ, который перемещает стрелку относительно шкалы и одновременно с ней — движок по реохорду  $R_p$  до тех пор, пока не станет  $A = 0$ . Таким образом, поворот стрелки авых пропорционален  $U_{вх}$  (схема показана упрощенно).

В *дифференциально-трансформаторных приборах* (рис. 6.19, а) измеряемой величиной является механическое переме-

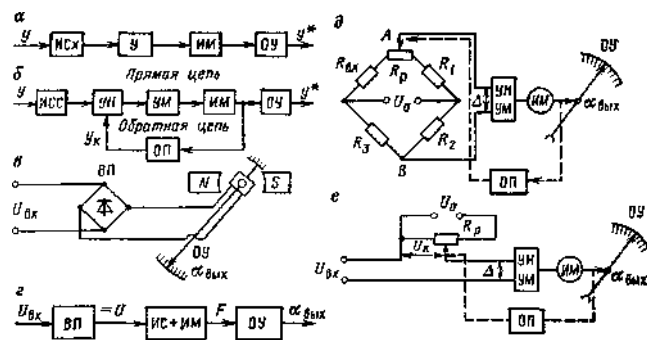


Рис. 6.18. Аналоговые измерительные приборы:

а, в, г — прямого преобразования; б, д, е — уравновешивающего преобразования (ИСх — измерительная схема; У — усилитель; ИСС — измерительная схема сравнения; УН, УМ — усилитель соответственно напряжения и мощности; ИВ — исполнительный механизм; ОУ — отсчетное устройство; ОП — обратный преобразователь; у — измеряемая величина; у\* — результат измерения; у<sub>к</sub> — компенсирующая величина)

щении  $x_{вх}$ . Измерительная схема сравнения ИСС состоит из двух дифференциальных трансформаторов  $Tr1$  и  $Tr2$ . Каждый из них представляет собой катушку с первичной и вторичной обмотками, причем вторичная состоит из двух полусекций, соединенных встречно. Внутри катушки находится подвижной плунжер. Суммарное напряжение на вторичной обмотке равно разности напряжений каждой из полусекций. Если плунжер находится в середине катушки, то в обеих вторичных секциях индуцируются одинаковые напряжения и напряжение на выходе будет равно нулю. Если плунжер сместить, то в одной из полусекций наводится большая эдс по сравнению с другой и на выходе катушки появляется напряжение, пропорциональное смещению плунжера; фаза напряжения зависит от направления смещения плунжера. При измерении  $x_{вх}$  (т. е. при смещении плунжера входной катушки датчика) появляется сигнал разбаланса  $A = \mathcal{E}_{вх} - U_k$  и ИМ вращает стрелку, а также посредством рычага Л перемещает плунжер компенсирующей катушки. Перемещение компенсирующего плунжера вызывает изменение компенсирующего напряжения  $U_k$  до тех пор, пока не будет получено равенство  $A = 0$ . Угол  $\alpha_{вых}$  пропорционален  $x_{вх}$  (РД — реверсивный двигатель).

В ферродинамических приборах (рис. 6.19, б) ИСС состоит из двух ферродинамических датчиков. При изменении угла поворота  $\alpha_{вх}$  рамки входного датчика на ней изменяется напряжение  $U_{вх}$ ; аналогично — для компенсирующего датчика. При изменении  $\alpha_{вх}$  появляется сигнал на входе усилителя  $A = U_{вх} - U_k$  и ИМ вращается, перемещая стрелку относительно шкалы, а по обратной цепи — компенсирующую рамку, до тех пор, пока не

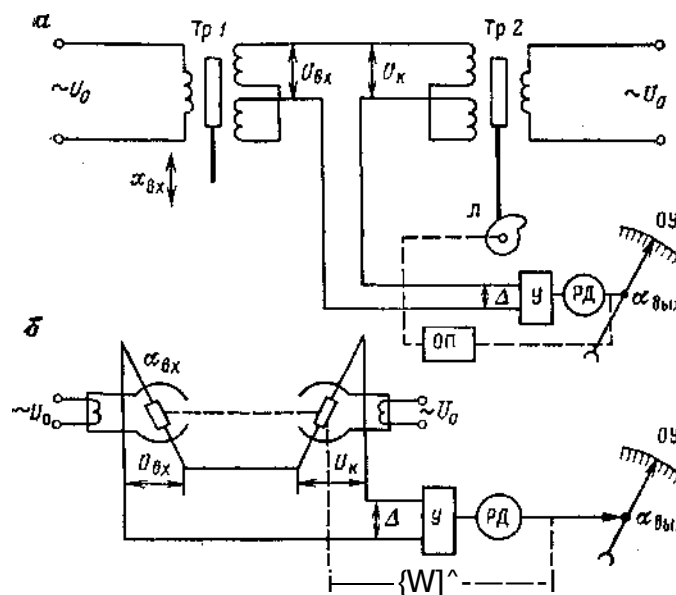


Рис. 6.19. Дифференциально-трансформаторные (а) и ферродинамические (б) измерительные приборы

будет достигнуто равновесие  $D = 0$ . Здесь величина  $\alpha_{вых}$  пропорциональна величине  $\alpha_{вх}$ .

Получают распространение также приборы со струнными датчиками. В них струна натянута в поле постоянного магнита; при протекании по струне переменного тока она вибрирует, частота вибрации со зависит от силы  $F_{вх}$  натяжения струны, которая и является входом такого датчика. Сопротивление струны переменному току зависит от входного усилия. Струна, в частности, может включаться в качестве плеча в мостовую измерительную схему (см. рис. 6.2, г).

Рассмотренные типовые вторичные приборы являются последним звеном измерительной системы. При применении их нужно использовать такие датчики, чтобы сигнал с их выхода представлял собой одну из упомянутых входных величин вторичного прибора  $R_{вх}$ ,  $U_{вх}$ ,  $x_{вх}$ ,  $\alpha_{вх}$ ,  $\omega_{вх}$ . Отечественной промышленностью выпускаются различные модификации названных приборов.

Цифровые измерительные приборы (рис. 6.20) часто делают по схеме развешивающего уравновешивания, при котором, в отличие от следящего уравновешивания, компенсирующая величина  $U_k$  изменяется периодически от нуля до максимума и компенсация  $U_x = U_k$  наступает только один раз за период (см.

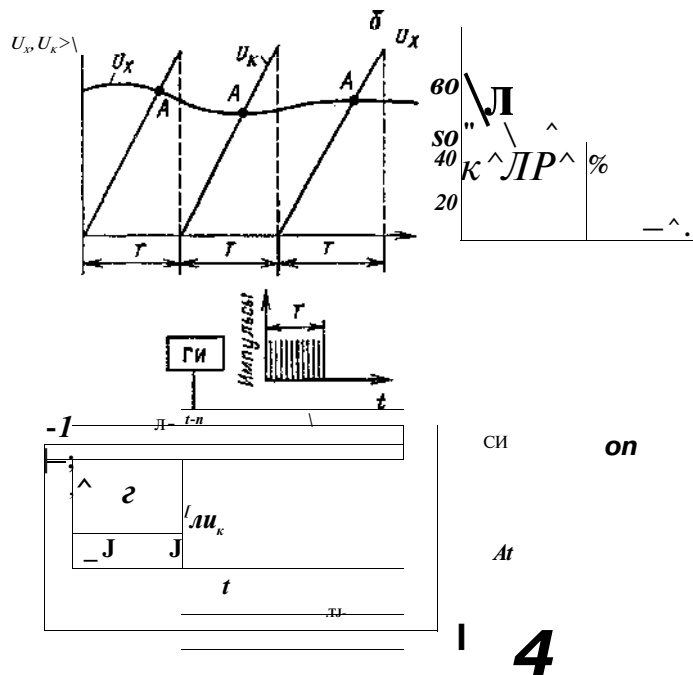


Рис. 6.20. Цифровые измерительные приборы:

*a, б* — временные диаграммы соответственно развертывающего и поразрядного уравновешивания; *в* — структурная схема прибора с равномерным развертывающим уравновешиванием (ИСС — измерительная схема сравнения); УН — усилитель напряжения некомпенсации; К — ключ (нуль-орган); ПКН — преобразователь код — напряжение; СИ — счетчик импульсов; ОУ — отсчетное устройство)

рис. 6.20, *a*, где *A* — точки компенсирования). Специальный нуль-усилитель показывает, когда наступает компенсация.

В начале очередного периода изменения *T* запускается генератор импульсов ГИ (от генератора запускающих импульсов). Эти импульсы проходят через ключ К при условии, если  $D = -U_x - U_k > 0$ . После ключа импульсы попадают на СИ и ПКН. Каждый новый импульс на входе ПКН увеличивает на одну ступеньку  $AU_k$  компенсирующее напряжение на входе ПКН, который вырабатывает напряжение  $U_k$ , ступенчато-линейно возрастающее пропорционально числу импульсов. В момент компенсации становится  $U_x = U_k$ , ключ К вследствие этого закрывается и, хотя ГИ продолжает выдавать всю порцию импульсов до конца, дальше через ключ К эти импульсы не проходят. Поэтому СИ учитывает только импульсы, потребовавшиеся на компенсацию измеряемой величины  $U_x$  и отсчетное устройство ОУ показывает в десятичном коде результата измерения  $U_x = x$ ,

который равен числу прошедших через ключ импульсов, помноженному на величину  $AU_k$ .

В цифровых приборах *поразрядного развертывающего уравновешивания* компенсирующая величина  $U_k$  вырабатывается скачками разной величины  $A^k \cdot \text{const}$  по разрядному принципу. В начале периода делаются большие скачки  $AU_k$ , затем, по мере приближения к точке компенсации — более мелкие. Например, при десятичной системе счисления в момент  $t_0$  включаются девять ступеней старшей декады (см. рис. 6.20, б), затем число ступеней постепенно уменьшается до наступления недокомпенсации. Тогда УН включает аналогичную младшую декаду и т. д. Следующий период измерения начинается после сброса всех декад на нуль.

Рассмотренные измерительные средства могут применяться в разнообразных автоматических (без участия человека) и автоматизированных (с участием человека) системах регулирования и управления технологическими процессами на ОФ, в автоматизированных системах управления технологическими процессами (АСУТП) отдельными цехами и ОФ в целом, в автоматизированных системах аналитического контроля (АСАК); примеры даны в последующих главах.

## Глава 7

### АВТОМАТИЧЕСКИЕ СИСТЕМЫ РЕГУЛИРОВАНИЯ (АСР)

#### § 7.1. ПРИНЦИП РЕГУЛИРОВАНИЯ ПО ВОЗМУЩЕНИЮ. АСР БЕЗ ОБРАТНОЙ СВЯЗИ

Изучение идей автоматизации целесообразно начать с рассмотрения двух основных принципов стабилизирующего регулирования: по возмущению и отклонению; затем рассмотрим комбинацию их и далее — экстремальное регулирование; эти принципы являются основными для локальных АСР. Поясним идею первого принципа — регулирования по возмущению.

Основная цель *классических автоматических систем регулирования* (АСР)<sup>1</sup>, как упоминалось, — стабилизация  $y(t)$  на заданном уровне  $y_0$  путем изменения его входной величины  $x(t)$  в условиях, когда на входе объекта действует возмущение  $z(t)$  (рис. 7.1, *a*). Величины  $x(t)$  и  $z(t)$ , с одной стороны, и  $y(t)$  с другой стороны, связаны как причина и следствие; количест-

<sup>1</sup> В литературе встречаются также термины: САР — система автоматического регулирования, САУ — система автоматического управления.

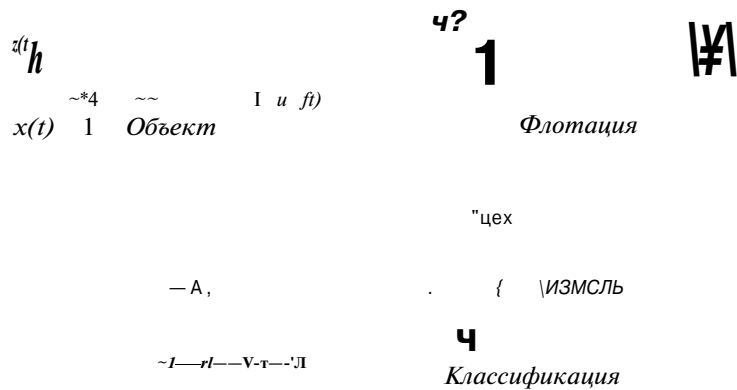


Рис. 7.1. Объект автоматизации:  
 а — структурная схема; б—г — примеры объектов соответственно для флотации, классификации и измельчения

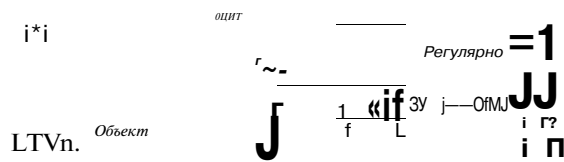


Рис. 7.2. АСР по возмущению:  
 а — структурная (функциональная) схема; б — пример АСР расхода реагентов

венно такие причинно-следственные связи оценивают математическими закономерностями, которые для статического режима объекта имеют вид функциональной зависимости  $y=f(x, z)$ .

Например, для процесса флотации требуется стабилизация концентрации  $h$ -го реагента в пульпе  $y=d(t)-C_0$  (выход) воздействием на расход подводимого реагента  $x=q(t)$  (вход); одним из возмущений является переменный поток пульпы в питании  $z=Q_{нат}$  (рис. 7.1,б). Другим примером объекта возьмем процесс классификации в замкнутом цикле измельчения, для которого часто стабилизируемой выходной величиной является плотность пульпы  $p_n$  (кг/м<sup>3</sup>) в сливе,  $\gamma/p_n$  (\*),  $p_{от}$  входной — расход воды  $Q_B$  (м<sup>3</sup>/с) в классификатор  $x(t)=Q_B(t)$  (рис. 7.1,б), возмущением — поток твердого питания цикла измельчения  $z=Q_{асх}$  (рис. 7.1,з).

В АСР без обратной связи (по возмущению) регулятор управляет входной величиной  $x(t)$  объекта (процесса) без измерения выходной величины  $y(t)$ , но с измерением возмущения  $z(t)$ , сигнал которого подается от измерительной системы ИС на вход регулятора (рис. 7.2, а). Выходная величина регуля-

тора, т. е.  $x(t)$ , зависит от его входа  $y(t)$  в соответствии с законом (алгоритмом) управления, компенсирующим возмущение, который заранее определяют из упомянутой статической характеристики объекта  $y=f(x, z)$  и заданного значения стабилизируемой величины  $\gamma_0$  в виде  $f(x, z) = y_0 = const$ . Решая это уравнение относительно  $x$ , получаем алгоритм регулятора

$$x = x(z, \gamma_0). \quad (7.1)$$

При изменении задания  $y_0$  алгоритм компенсации возмущения  $x = x(z, \gamma_0)$  изменяется.

Например, для процесса классификации в цикле измельчения (см. рис. 7.1, г) в качестве  $y = f(x, z)$  имеем статическую характеристику  $p_n = (Q_{BPB} + Q_{НСХРТВ}) / (Q_B + Q_{НСХ})$ , откуда с учетом задания  $p_n \rightarrow p_n$  получаем алгоритм компенсации возмущения в виде  $Q_B = Q_{НСХ} (P_{ТВ} - p_{по}) / (p_{по} - p_B)$ . Здесь  $p_B$  и  $p_{ТВ}$  — плотность соответственно жидкой и твердой фазы. В этом примере компенсирующее воздействие регулятора на входе объекта  $Q_B$  пропорционально возмущению  $Q_{НСХ}$ , коэффициент пропорциональности  $1/C = (p_{ТВ} - p_{по}) / (p_{по} - p_B)$  вводится в регулятор человеком как настроечный параметр.

Простые алгоритмы компенсации возмущений типа «управляющее воздействие  $x$  пропорционально возмущению  $z$ »,  $x = Kz$ , часто применяют для процессов обогащения. Например, распространена подача реагента  $q_p$  на флотацию пропорционально расходу руды (или пульпы) в питании  $Q_{пм}$ -

Пример реализации с помощью распространенных технических средств (рис. 7.2, б) включает измерительную систему ИС для  $Q_{пм}$  (расходомер пульпы или твердого), регулятор с входным реостатным преобразователем  $R$ , электронным усилителем ЭУ и электрическим исполнительным механизмом ИМ (электродвигатель). Напряжение на входе электронного усилителя  $U$  пропорционально сигналу  $Q_{пм}$  от ИС; ИМ изменяет  $q_p$  пропорционально напряжению  $U$ ; в результате  $q_p$  изменяется пропорционально  $Q_{пм}$ .

Часто не одно, а несколько возмущений  $z_1, z_2, \dots, z_n$  могут отклонять стабилизируемый выход  $y(t)$  от задания; с учетом их всех алгоритм (7.1) регулятора принимает общий вид  $x = x(z_1, z_2, \dots, z_n, \gamma_0)$ .

Например, для рассматриваемой стабилизации плотности  $p_n$   $\rightarrow p_n$ , учтя еще возмущение потоком воды в мельницу  $Q_B$ , м, получим алгоритм регулятора  $Q_B = C / (Q_{НСХ} - Q_B)$ , м, который компенсирует два возмущения  $\gamma_1 =$

Рассмотренный принцип регулирования по возмущению (Чиколева—Понселе) должен для точной стабилизации  $y \rightarrow \gamma_0$  вводить измерения всех возможных возмущений ( $z_1, z_2, \dots$ ) что делать трудно, поэтому принцип практически не позволяет получить точной статической стабилизации  $\gamma$ -и/о и возможны статические отклонения погрешности регулирования  $D = \gamma - \gamma_0, t \rightarrow \infty$ , что является главным недостатком принципа. Достоинство — возмущения можно компенсировать заранее, не дожидаясь, когда их влияние скажется на выходной величине объекта  $y$ .

**§ 7.2. ПРИНЦИП РЕГУЛИРОВАНИЯ ПО ОТКЛОНЕНИЮ. АСР С ОБРАТНОЙ СВЯЗЬЮ**

В АСР с *обратной связью* регулятор управляет входной величиной  $x(t)$  объекта (процесса) на основе измерения только его выходной величины  $y(t)$ . Возмущения  $z_1, z_2, \dots$  не измеряются (рис. 7.3). Выходная величина объекта  $y$  через измерительную систему передается на вход регулятора, в котором определяется отклонение от задания  $A(t) = y(t) - y_0$  и формируется алгоритм управляющего воздействия на входе объекта  $x = f(A)$ . В простых типовых пропорциональных регуляторах (П-регуляторах) воздействие регулятора пропорционально отклонению  $A$ , т. е.

$$x(t) = k_p k(t). \tag{7.2}$$

В более сложных типовых пропорционально-интегрально-дифференциальных регуляторах применяется ПИД-алгоритм

$$x(t) = k_p A \left( 0 + k_p T^{-1} \int A(t) dt + \lambda \frac{dA(t)}{dt} \right), \tag{7.3}$$

т. е. управляющее воздействие пропорционально отклонению, интегралу отклонения и производной отклонения.

**Настроечные параметры регуляторов:** статический коэффициент передачи  $k_p$ , постоянные времени интегрирования  $T_i$  и времени дифференцирования  $T_d$  выбирают в зависимости от статических и динамических характеристик объекта (т. е. от вида математического уравнения, связывающего выход  $y$  и вход  $x$  объекта). Принцип регулирования по отклонению (Ползунова—Уатта) таков, что регулятор изменяет вход объекта  $x$  в зависимости от отклонения таким образом, чтобы отклонение стремилось к нулю, т. е.  $A(\infty) = 0$ . В настоящее время имеется множество модернизаций типовых стабилизирующих алгоритмов (7.2), (7.3).

**Пример.** В рассмотренной задаче стабилизация плотности для классификации (рп-рп о) применение АСР по возмущению с алгоритмом  $Q_B = \dots$  не всегда целесообразно, так как имеются технические средства для точного и надежного измерения стабилизируемой величины  $p_n$ . Более распространены АСР с обратной связью (рис. 7.3, б). Измерительная система ИС включает радиоизотопный плотномер с вторичным показывающим прибором. В последнем имеется реостатный датчик — преобразователь  $\#_{ис}$ , движок по которому перемещается вместе со стрелкой прибора, т. е. положение движка  $R_{ис}$  пропорционально измеряемой плотности  $p_n$ . Реостат  $Я_{ис}$  и аналогичный реостат задатчика  $R_z$  соединены электрически в мостовую схему, в выходной (измерительной) диагонали которой напряжение  $D$  пропорционально разности между текущим значением  $r_p(0)$  и заданием  $r_p(0)$ . Этот электрический мост — пример типового устройства сравнения (УС) регулятора; назначение УС — вырабатывать сигнал отклонения  $D$ . Сигнал отклонения  $D$  преобразуется электронным регулирующим блоком РБ, исполнительным механизмом ИМ и регулирующим органом РО для получения управляющего воздействия  $Q_B(0)$  в виде либо П-алгоритма по формуле (7.2), либо ПИ-алгоритма или ПИД-алгоритма по формуле (7.3).

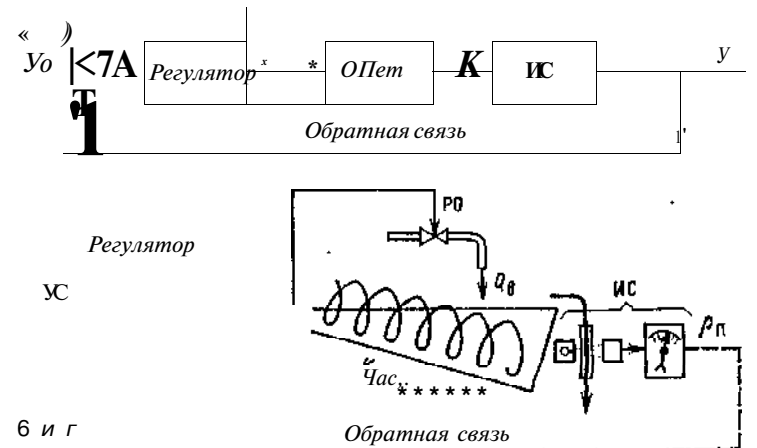


Рис. 7.3. АСР по отклонению: а — структурная (функциональная) схема; б — пример АСР с обратной связью

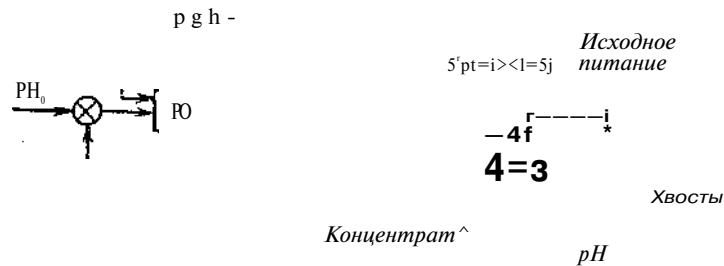
Заметим, что по отношению к внешним командам (от человека или УВМ) входом АСР является задание  $y_0$  и выходом — стабилизируемая величина  $y(t)$ .

Рассмотренный принцип управления по отклонению (Ползунова—Уатта) позволяет в статическом режиме держать заданную стабилизируемую величину  $y = y_0$  независимо от медленных изменений любых возмущений  $z_1, z_2, \dots, z_n$ . В этом заключается его главное достоинство, позволившее опередить в эффективности и распространенности принцип регулирования по возмущению. Однако для объектов и процессов с большими запаздываниями реакцией выходной величины объекта  $y(t)$  относительно входного воздействия  $x(t)$  управление по отклонению может вести к «раскачке» стабилизируемой величины  $y(t)$  в переходных (нестационарных, динамических) режимах и появляется динамическая погрешность  $kt = y(t) - y_{in}$ ,  $0 < k < \infty$ .

Достоинство АСР, работающих по отклонению, — нет необходимости измерять возмущения (это затруднительно для многих случаев), оценивается только отклонение  $A$ , которое устраняется регулятором.

**§ 7.3. КОМБИНИРОВАННОЕ РЕГУЛИРОВАНИЕ. ПРИНЦИП ИНВАРИАНТНОСТИ**

Уменьшения погрешности регулирования  $A$  и в статическом, и в динамическом режимах можно достичь, комбинируя рассмотренные принципы регулирования по возмущению и отклонению (рис. 7.4). Регулятор по отклонению РО кооперирует с компан-



**Рис. 7.4. Комбинированная АСР:**  
 а — структурная схема; б — пример АСР флотации

дирующим регулятором по возмущению РВ. При правильно-сбалансированной кооперации усредненная погрешность А может быть существенно снижена.

**Принцип инвариантности**, т. е. независимости стабилизируемой величины  $y$  от возмущения  $z$ , может реализовываться точно или с допустимой погрешностью. Для этого вводится дополнительный контур РВ компенсации возмущения; его алгоритм (уравнение) выбирается на основе уравнений объекта и характеристик возмущений.

В примере на рис. 7.4, б стабилизируется величина  $t/ = рН$  в контрольной или перечистой операции пиритной флотации манипуляцией расхода кислоты  $x=q_p$  в питании цикла. Без регулятора РВ имеем типовую замкнутую АСР с обратной связью от рН-метра и с регулятором по отклонению РО. Из-за больших временных запаздываний между  $q_p(t)$  и сигналом рН такая САР склонна к раскачке и колебаниям рН вокруг заданного значения  $рН_0$  — динамическая погрешность велика (хотя среднее за длительный промежуток времени значение рН может быть очень близким к  $рН_0$ ). При работе только регулятора РВ, компенсирующего переменный поток питания цикла QHCX ПО закону  $q_p = KQxscx$ , среднее значение рН на длительных интервалах времени может существенно отклоняться от задания  $рН_0$  — статическая погрешность велика (хотя динамические колебания могут быть малыми). При одновременной работе обоих регуляторов точность стабилизации повышается, так как регулятор РВ с упреждением компенсирует возмущение QHCX, а регулятор РО не позволяет разрастаться статической погрешности.

Все рассмотренные АСР (по возмущению, по отклонению, комбинированная) нацелены на то, чтобы выходная величина объекта  $y(t)$  точнее соответствовала заданию  $y_p$ .

Классифицирующая терминология: в стабилизирующих АСР задание не изменяется во времени ( $г/₀ = const$ ); в программных АСР задание изменяется по наперед заданному (с верхнего уровня) закону — программе; в следящих АСР задание изменяется по наперед неизвестному закону, возможно, по команде с верхнего уровня управления.

Эти три типа не имеют принципиального различия; расчеты для них и техническая реализация мало различаются. Например, АСР для стабилизации плотности (см. рис. 7.3, б) становится следящей, если задание по плотности корректируется по команде от гранулометра, измеряющего крупность частиц твердой фазы пульпы.

#### § 7.4. ПРИНЦИП СТАТИЧЕСКОГО ЭКСТРЕМАЛЬНОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ

Помимо стабилизирующих (следящих, программных) АСР важны появившиеся сравнительно недавно оптимизирующие системы. Среди них выделяют *системы экстремального регулирования* (СЭР). На рис. 7.5 показаны схема сушилки для сушки концентрата (а) и ее экстремальная характеристика (б). Входная управляющая величина — расход воздуха  $x=q_b$ , а выходная — температура в топке  $y=8$ .

Если предположить, что расход топлива  $q = const$ , то зависимость между  $q_b$  и  $0$  экстремальна по следующим причинам: при недостатке воздуха топливо окисляется не полностью и температура в топке низкая — левая ветвь характеристики; при избытке воздуха лишней воздух охлаждает топку и температура также уменьшается относительно экстремума  $L$ . Другая особенность характеристики — ее дрейф; в частности, дрейфует величина из-за различных причин, которые наперед предвидеть невозможно или трудно, например из-за изменения состава топлива (см. рис. 7.5, б). При наличии такого дрейфа рассмотренные выше АСР не в состоянии поддерживать оптимальный режим сгорания топлива, и поэтому требуется иной принцип, позволяющий искать рабочую точку  $\{A\}$  объекта с нулевой производной  $dy/dx = 0$ .

В простейшей, так называемой *позиционной СЭР* ИМ имеет два состояния: либо увеличивает с постоянной скоростью воздействие на входе объекта  $x$  (т. е.  $q_b$ ), либо уменьшает; на выходе объекта непрерывно измеряется не только  $y$  (т. е.  $0$ ), но и производная  $dy/dt$ . Сигнал производной поступает в логическое устройство, которое управляет величиной по следующему правилу (алгоритму): ИМ реверсируется, когда  $sk/ctf < 0$ .

Реализация алгоритма во времени показана на рис. 7.5, в. Экстремальный регулятор, начав поиск от точки, лежащей на статической характеристике слева от вершины  $L$  (см. рис. 7.5, б),

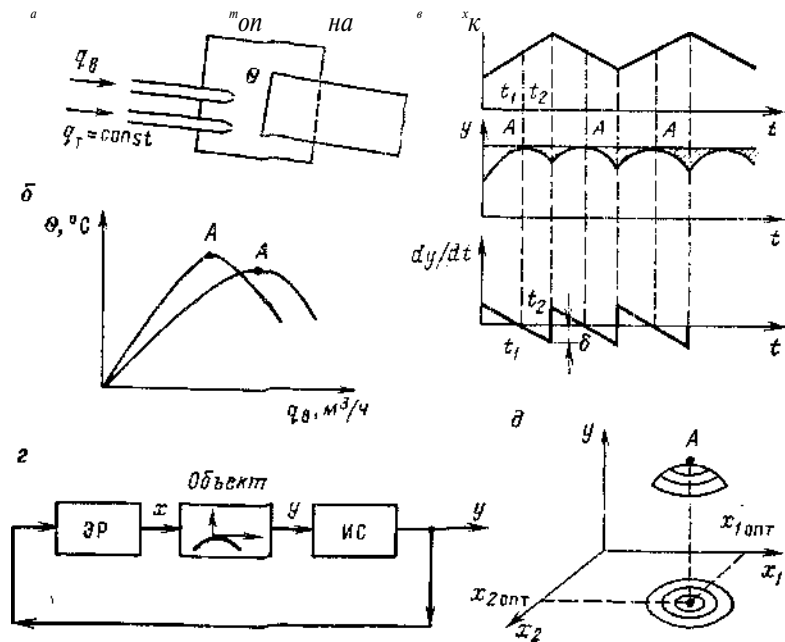


Рис. 7.5. СЭР:

*a, б* — пример экстремального объекта и его статическая характеристика; *в* — временная диаграмма работы позиционной СЭР; *г* — структурная схема; *д* — к многомерному поиску экстремума

увеличивает расход воздуха  $x$ . При этом вначале  $dy/dt > 0$ , так как рост  $x$  вызывает рост температуры  $y$ . После прохождения экстремума  $A$  (в момент  $t_1$ ) с ростом  $x$  температура начинает падать и  $dy/dt < 0$ . После того как  $dy/dt$  по абсолютной величине превзойдет зону нечувствительности регулятора  $\delta$ , осуществляется реверс ИМ (в момент  $t_2$ ), вследствие чего расход  $x = q_T$  станет уменьшаться и начнется движение по статической характеристике к точке  $L$  и т. д. Как видно из рис. 7.5, *в*, объект не находится все время в точке экстремума  $A$ , имеются потери на поиск (заштрихованная область).

Если скорость изменения входной величины объекта  $x$  не постоянна, а пропорциональна величине  $dy/dt$ , то экстремальная система называется *пропорциональной*. Величина  $x$  может изменяться не плавно, а периодическими шагами, тогда экстремальная система называется *шаговой*. В *шаговых системах* измеряется не непрерывная производная  $dy/dt$ , а отношение  $\Delta y/\Delta t$  приращения  $\Delta y$ , полученного за один шаг, к интегралу времени  $\Delta t$  между шагами. Алгоритм шаговой системы таков:  $x$  изменяется шагами  $\Delta x = \text{const}$  через равные промежутки времени

$\Delta x = \text{const}$ . Накануне очередного ( $i$ -й)-го шага регулятор измеряет значение  $y_i$  и сравнивает его с измеренным перед  $i$ -м шагом значением  $y_{i-1}$ , находит приращение  $\Delta y = y_i - y_{i-1}$  и если  $\Delta y > 0$ , то ( $i$ -й)-й шаг делается в том же направлении, что и  $i$ -й шаг; если  $\Delta y < 0$ , то  $(i+1)$ -й шаг делается в противоположном направлении (при поиске экстремума — максимума).

Структурная схема экстремальных систем (рис. 7.5, *г*) отличается от структурной схемы АСР (см. рис. 7.3) **отсутствием** ввода задания в регулятор. Регулятор сам находит оптимальный режим без команды с верхнего уровня или вмешательства человека, изменяющего задания в локальных стабилизирующих АСР.

Экстремальные оптимизирующие системы могут находить оптимальный режим, варьируя не только одну входную величину  $x$ , но и несколько. Это требуется в том случае, когда экстремизируемая величина  $y$  зависит от нескольких входов, например  $x_1$  и  $x_2$  (рис. 7.5, *д*) для флотации могут быть расходами двух реагентов, а  $y$  — тот или иной критерий оптимальности процесса.

Рассмотренный принцип экстремального регулирования является автоматическим вариантом часто применяемого технологически-обогатителями экстремального поиска оптимальных режимов для процессов измельчения, флотации, магнитной сепарации и т. д. (методы факторного эксперимента). Это косвенно показывает, что для автоматизации обогатительных фабрик СЭР перспективны. Сдерживающей причиной может служить недостаточное быстрое действие СЭР в случаях, когда экстремум (точка  $A$ ) дрейфует быстрее, чем ведется его автоматический поиск.

Серьезное требование к техническим средствам — необходимость высокой точности измерения производных (или приращений) выходной экстремизируемой величины объекта, что является непростой задачей при наличии помех (чем ниже эта точность, тем более неявно выраженным является экстремум и тем большими являются отклонения от экстремума при поиске). Наличие погрешностей измерений в СЭР приводит к ложному определению экстремума.

#### § 7.5. МАТЕМАТИЧЕСКИЙ АППАРАТ ДЛЯ ОПИСАНИЯ СТАТИЧЕСКИХ И ДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ЗВЕНЬЕВ И АВТОМАТИЧЕСКИХ СИСТЕМ

Разнообразные объекты автоматизации, измерительные системы и регуляторы, являющиеся звеньями автоматических систем, количественно описываются универсальными математическими характеристиками, из которых наиболее распространены

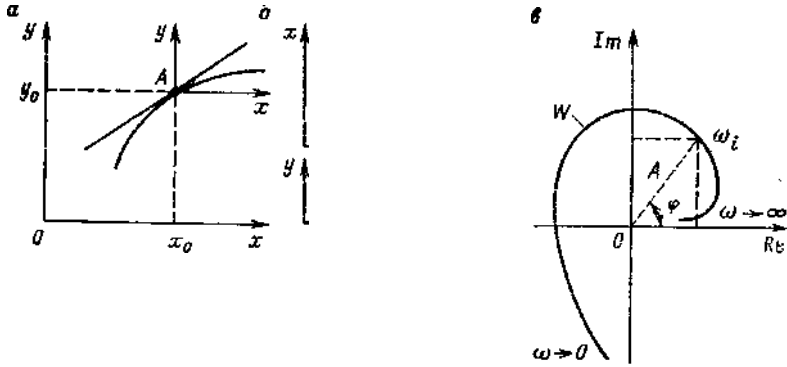


Рис. 7.6. Статическая характеристика (а), ступенчатая переходная функция (б) и годограф передаточной функции (в)

дифференциальные уравнения, переходные функции (кривые разгона), передаточные функции, частотные характеристики.

Различают звенья *линейные и нелинейные*: первые описываются линейными дифференциальными уравнениями, вторые — более сложными нелинейными (линейные уравнения содержат линейную комбинацию, т. е. сумму кратных, выходной и входной величин и их производных по времени; нелинейные — содержат любую нелинейную комбинацию их).

Так как в стабилизирующих и родственных им программных и следящих АСР отклонение от задания  $y-y_0$  невелико, в окрестности точки задания дифференциальное уравнение для отклонений  $y-y_0$  и  $x-x_0$  может быть взято линейным без большой погрешности. Линеаризация включает перенос начала координат в рабочую точку  $L$  и замену нелинейной зависимости между выходом и входом на линейную (рис. 7.6, а): нелинейная функция  $y=f(x)$  заменяется на касательную  $y=kx$  в рабочей точке  $A$ . Линеаризация аналитически — это разложение в ряд Тейлора с отбрасыванием нелинейных членов.

*Линейное дифференциальное уравнение* звена или системы  $n$ -го порядка имеет вид

$$a_n(d^n y/dt^n) + \dots + a_{n-1}(dy/dt) + a_n y = b_0 x + \dots + b_m (d^m x/dt^m), \quad (7.4)$$

где  $a_n, b_j$  — коэффициенты (постоянные, редко функции времени). В статическом режиме все производные равны нулю и получается статическая характеристика  $y=kx$ ,  $k=b_0/a_n$ . Уравнение (7.4) указывает, что в переходных процессах количественно связаны между собой не только  $y(t)$  и  $x(t)$ , но и их производные во времени.

Условие *физической реализуемости* звеньев и систем требует  $\tau > 0$ ; это отражает тот факт, что следствие  $y(t)$  не может начать изменяться ранее причины  $x(t)$ .

*Математическое решение уравнения* (7.4) описывает поведение выходной величины  $y(t)$  при заданном законе изменения входной величины  $x(t)$  и заданных начальных условиях (значениях  $y$  и производных  $y', y'', \dots$  в начальный момент времени  $t = t_0 = 0$ ).

Среди множества решений и соответствующих им переходных процессов важное значение имеет *ступенчатая переходная функция*  $\gamma_{ст}(0)$  (кривая разгона) — реакция выходной величины на единичное ступенчатое изменение входной  $x=1(t-t_0)$  при нулевых начальных условиях (рис. 7.6, б). Характеристику  $\gamma_{ст}(0)$  можно вычислить теоретически из уравнения типа (7.4) либо найти экспериментально, сняв кривую разгона на действующем объекте, что часто делают на ОФ. По кривой разгона можно вычислить коэффициенты дифференциального уравнения.

Перейдем к важному понятию *передаточной функции*. Любую функцию времени  $y(t), x(t)$  можно преобразовать в ее изображение соответственно  $Y(p), X(p)$  в пространстве Лапласа (в котором все функции зависят от переменной  $p$ )

$$Y(p) = \int_0^{\infty} y(t) \exp(-pt) dt; \quad X(p) = \int_0^{\infty} x(t) \exp(-pt) dt; \quad (7.5)$$

например,  $\sin \omega t \rightarrow \omega / (p^2 + \omega^2)$  и т. д. Дифференцирование во времени области  $dy(t)/dt$  соответствует умножению на переменную  $p$  в пространстве Лапласа  $pY(p)$  (аналогично для входной величины). Эта теорема дифференцирования при нулевых начальных условиях позволяет получить преобразование по Лапласу уравнения (7.5) в виде  $(a_0 p^n + \dots + a_{n-1} p + a_n) Y(p) = (b_0 + b_1 p + \dots + b_m p^m) X(p)$ .

Передаточной функцией  $W(p)$  называется отношение изображения выходной к изображению входной величины

$$W(p) = Y(p)/X(p) = (b_0 + b_1 p + \dots + b_m p^m) / (a_0 p^n + \dots + a_{n-1} p + a_n)$$

Передаточная функция содержит ту же информацию о звене или системе, что и дифференциальное уравнение. Не требуются промежуточные расчеты для перехода от уравнения к передаточной функции, и наоборот: левая часть уравнения (7.4) образует знаменатель, а правая — числитель передаточной функции с заменой производных на степени переменной  $p$ .

Во, временном пространстве все функции зависят от переменной  $t$ .

Распространены также *частотные характеристики*, которые получают заменой переменной  $p$  пространства Лапласа на мнимую частоту  $j\omega$  ( $\omega = \sqrt{-1}$ ) в передаточной функции:

$$W(j\omega) = [b_0 - \tau b_1 / \omega + \dots + M / \omega^m] / [a_0 / \omega^k + \dots + a_{n-1} j(\omega + a_n)].$$

Полученное выражение называют *комплексным коэффициентом передачи* или передаточной функцией из-за близости к  $W(p)$ . Подобно тому как  $W(p)$  связывает между собой преобразование Лапласа входной и выходной величин  $Y(p) = W(p)X(p)$ , коэффициент  $N(j\omega)$  связывает преобразования Фурье этих же величин  $Y(j\omega) = W(j\omega)X(j\omega)$ .

Для практических расчетов  $W(j\omega)$  разделяют на две пары действительных количеств

$$W(j\omega) = \text{Re}(\omega) + j\text{Im}(\omega) = A(\omega) \exp [j\varphi(\omega)],$$

где  $\text{Re}$  и  $\text{Im}$  — действительная и мнимая,  $A$  и  $\varphi$  — амплитудная и фазовая частотные характеристики.

В соответствии с формулой Эйлера  $\exp(j\varphi) = \cos\varphi + j\sin\varphi$  справедливы равенства  $\text{Re} = A \cos\varphi$ ,  $\text{Im} = A \sin\varphi$ .

Для наглядности применяют графическое изображение — *годограф*  $W(j\omega)$  (рис. 7.6, в). При построении годографа частоте  $\omega$  придают ряд значений  $0 < \omega < \infty$  и для каждого находят соответствующую пару чисел  $\text{Re}$  и  $\text{Im}$  (либо  $A$  и  $\varphi$ ); каждая пара дает точку на годографе. По виду годографа можно судить о динамических свойствах звеньев и систем.

Амплитудная и фазовая частотные характеристики могут быть определены экспериментально путем подачи на вход звена гармонических колебаний и измерения на выходе амплитуды и сдвига фазы ответных колебаний в установившемся режиме

$$x(t) = a_i \sin(\omega t); \quad y_i = b_i \sin(\omega t + \varphi_i); \quad A(\omega) = b_i / a_i; \\ \varphi(\omega) = \varphi_i.$$

Рассмотренные четыре типа характеристик статических и динамических свойств линейных звеньев и систем (дифференциальные уравнения, переходные функции, передаточные функции и частотные характеристики) эквивалентны друг другу.

Если АСР состоит из звеньев с известными дифференциальными уравнениями типа (7.4), то все вместе эти уравнения являются совокупными уравнениями, полностью характеризующими статику и динамику АСР в целом.

Линейные звенья из системы являются частным случаем (весьма важным) звеньев и систем нелинейных. Для описания

последних часто применяют *каноническую систему* из  $n$  нелинейных дифференциальных уравнений 1-го порядка

$$dy_i/dt = f_i(y_1, \dots, y_n; x_1, \dots, x_m), \quad i = 1, 2, \dots, n,$$

где  $y_1, \dots, y_n$  — выходные координаты состояния;  $x_1, \dots, x_m$  — входные управляющие или возмущающие воздействия.

## § 7.6. ХАРАКТЕРИСТИКИ ЭЛЕМЕНТАРНЫХ ЗВЕНЬЕВ

Применим рассмотренный математический аппарат к элементарным звеньям, которые описываются уравнениями не выше 2-го порядка и относятся в равной мере к объектам автоматизации, измерительным системам и регуляторам, входящим в состав АСР. Сложные звенья можно представить в виде комбинации элементарных.

К элементарным относят колебательное, инерционное, интегрирующее, дифференцирующее, безынерционное, суммирующее звенья и звено чистого запаздывания.

*Колебательное звено* описывается уравнением 2-го порядка

$$d^2 y/dt^2 + 2\zeta\omega_0 dy/dt + \omega_0^2 y = K u x,$$

где  $\zeta$  — коэффициент демпфирования;  $\omega_0$  — собственная частота колебаний;  $K$  — статический коэффициент передачи,  $[K] = M/[4]$

Этот частный случай ранее рассмотренного уравнения (7.4), причем  $\omega_0 = 1$ ;  $a_1 = 2\zeta\omega_0$ ;  $a_2 = \omega_0^2$ ;  $b_0 = K m^2$ .

Для колебательного звена (рис. 7.7, а)  $\omega_0 = \sqrt{1/LC}$ ;  $\zeta = 0,5 R \sqrt{C/L}$ ;  $C = 1$ . В колебательном звене  $\zeta < 1$ . Если  $\zeta > 1$ , то имеем цепочку двух инерционных звеньев, соединенных последовательно, т. е. при  $\zeta > 1$  уравнение 2-го порядка описывает неэлементарное звено, а при  $\zeta < 1$  — элементарное.

*Инерционное (апериодическое) звено* описывается уравнением 1-го порядка

$$T dy/dt + y = K x,$$

где  $T$  — постоянная времени,  $s$  или  $\text{мин}$ ;  $K$  — статический коэффициент передачи.

Примером звена 1-го порядка является *RC-цепь* (рис. 7.7, б). В таких цепях  $T = RC$ ,  $s$ ,  $[Y] = \text{Ом}$ ,  $[C] = \Phi$ .

Пример инерционного звена — топка сушилки (рис. 7.7, в). Здесь воздействие на входе — изменение расхода топлива  $q_p$ , сигнал на выходе — изменение напряжения  $\varepsilon_{\text{вы1}}$  термопары (пропорциональное изменению температуры). Приближенное уравнение теплообменника имеет вид

вых —

где  $T$  — постоянная времени теплообменника,  $\text{мин}$ ;  $K$  — коэффициент передачи в статическом режиме.

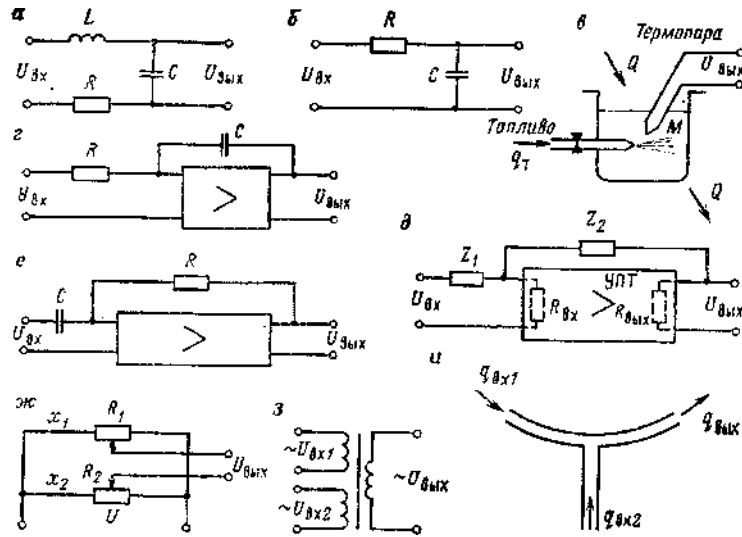


Рис. 7.7. Элементарные звенья

**Интегрирующее звено** (рис. 7.7, г) описывается одним из следующих уравнений:

$$dy/dt = K_n x \text{ или } dy/dt = x/T_d \text{ при } [y] = [x],$$

где  $K_n$  — коэффициент передачи;  $T_d$  — постоянная времени интегрирования, с.

Примером интегрирующего звена может служить *интегрирующий операционный усилитель*, встречающийся в различных устройствах автоматики. В общем случае операционный усилитель содержит электронный усилитель постоянного тока УПТ, имеющий большое сопротивление со стороны входа и малое сопротивление со стороны выхода и большой коэффициент усиления  $K$ , а также сопротивления  $Z_1$  и  $Z_2$  входной и обратной цепей (рис. 7.7, г). Передаточная функция операционного усилителя

$$W = -Z_2(p)/Z_1(p),$$

где  $Z_1(p)$  и  $Z_2(p)$  — импедансы, т. е. полные операторные сопротивления, во входной и в цепи обратной связи (резистор  $R$  имеет импеданс  $R$ , конденсатор  $C$  имеет импеданс  $1/(Sp)$ , индуктивность  $L$  имеет импеданс  $Lp$ ).

Чтобы получить интегрирующий усилитель, в качестве  $Z_1$  берут активное сопротивление  $R$ , в качестве  $Z_2$  — конденсатор  $C$ , т. е.  $Z_1 = R$ ,  $Z_2 = 1/(Sp)$ . Тогда  $W(p) = U_{вых}(p)/U_{вх}(p) = -U/(RCp) = -1/(T_d p)$ ;  $T_d = RC$ . Соответствующее уравнение имеет вид

$$\Gamma_n \text{ с } \Pi_{\text{вых}} (t)/d = -U_{вх}(t).$$

В качестве еще одного примера возьмем любой сборник (аккумулятор) материала (бункер, резервуар, чан, сгуститель и т. д.); запас материала

в нем  $M(t)$  (т) связан с алгебраической суммой подводимых  $Q_i(t)$  (т/ч) и отводимых  $Q_j$  (т/ч) потоков уравнением интегрирующего звена  $dM/dt = \sum Q_i - \sum Q_j$ .

**Дифференцирующее звено** описывается одним из следующих уравнений:

$$y = Kp, dx/dt \text{ или } y = T_d dx/dt \text{ при } [y] = [x],$$

где  $K_d$  — коэффициент передачи;  $T_d$  — постоянная времени дифференцирования, с или мин.

Для дифференцирующего операционного усилителя (рис. 7.7, е)

$$U_{\text{вых}}(t) = RC dU_{\text{вх}}/dt; \quad RC = T_d.$$

**Пропорциональное или безынерционное звено** описывается уравнением  $y = Kx$ . Примером может служить электронный усилитель:  $Z_1 = R_1$ ,  $Z_2 = R_2$  на рис. 7.7, д.

**Суммирующее звено** (сумматор) описывается одним из следующих уравнений:  $y = K(X_1 + X_2)$  или  $y = K(X_1 + K_2 X_2)$ . Здесь суммируются два (и более) входных сигнала.

Примеры: В мостовой суммирующей схеме выходное напряжение пропорционально перемещениям  $x_1$  и  $x_2$  движков реостатов  $R_1$  и  $R_2$ ; суммирующий трансформатор суммирует напряжение  $U_{вх1}$  и  $U_{вх2}$  на входных обмотках; при соединении труб суммируются потоки  $Q_{вх1}$  и  $Q_{вх2}$  (рис. 7.7, ж — и).

**Звено чистого запаздывания** описывается уравнением

$$y(t) = x(t-x),$$

где  $t = \text{const}$  — время чистого (транспортного) запаздывания.

Пример. Транспортная линия (конвейер, труба с пульпой) с уравнением  $Q_{\text{вых}}(t) = Q_{\text{вх}}(t - L/v)$ , где  $L$ ,  $v$  — соответственно длина линии и скорость транспорта.

Зная уравнения элементарных звеньев, можно получить из них другие эквивалентные характеристики, рассмотренные в общем виде выше: ступенчатые переходные функции, передаточные функции, частотные характеристики. Ступенчатые переходные функции  $Z/ST(0)$  получаются путем решения уравнений звеньев при единичном ступенчатом воздействии  $x(t) = 1(t)$  и нулевых начальных условиях. Например, для инерционного звена с уравнением  $T dy/dt + y = Kx$  получается решение  $y_c(t) = K/(1 - \exp(-t/T))$ .

**Физический смысл констант**  $\omega_0$ ,  $E$ ,  $K$ ,  $T_d$ ,  $\Gamma_n$ ,  $T$ ,  $t$ , входящих в уравнения звеньев, поясняется так. Сигнал  $y$  на выходе колебательного звена переходит из начального состояния в новое,

Т а б л и ц а 7.1

Характеристики элементарных звеньев

Звено	Уравнение	Передаточная функция $W(p)$	Частотные характеристики
Пропорциональное	$y = Kx$	$K$	$A(\omega) = K;$ $\Phi(\omega) = 0$
Дифференцирующее	$y = K_n dx/dt$		$A = \omega C_{до};$ $\Phi(\omega) = 0,5я$
Интегрирующее	$dy/dt = K_i x$	$K_i p; \quad 1/(T_i \gg)$	$A = K_i/\omega;$ $\Phi = -0,5я$
Инерционное	$T dy/dt + y = Kx$	$K/(Tp + 1)$	$A = K/\sqrt{1 + T^2 \omega^2};$ $\Phi = -\arctg T\omega$
Запаздывания	$y(t) = x(t - \tau)$	$\exp(-mp)$	$L = 1; \quad \phi = -\omega\tau$
Колебательное	$y + 2\zeta\omega_0 T y' + \omega_0^2 y = Kx$  $y = d^2 y/dt^2;$ $y = dy/dt$	$K/(p^2 + 2\zeta\omega_0 p + \omega_0^2)$	Рекомендуется вывести самостоятельно

стремясь к асимптоте  $y = Kx$  переход совершается с колебаниями частоты, близкой к  $\omega_0$ ; они затухают тем быстрее, чем больше  $\zeta$ ; при  $\zeta > 1$  колебаний нет. Сигнал  $y$  на выходе инерционного звена стремится к новому уровню  $y = Kx$  тем быстрее, чем меньше  $T$ ; при  $T \rightarrow 0$  получаем безынерционное звено ( $T$  — время, в течение которого выходная величина проходит 0,63  $Kx$ , оно равно длине подкасательной к началу кривой). Для интегрирующего звена  $T_i$  — время, за которое сигнал на выходе возрастает на единицу при  $[x] = [y]$ : чем больше  $T_i$ , тем медленнее возрастает выходная величина. Для дифференцирующего звена  $T_d$  характеризует площадь выходного импульса: чем больше  $T_d$ , тем мощней выходной импульс. Для безынерционного звена график сигнала на выходе  $y_c m(t)$  такой же, как график сигнала  $x(t)$  на входе, но уровень выходного сигнала в  $K$  раз больше. Сигнал на выходе звена запаздывания в точности повторяет входное воздействие, но со сдвигом во времени на  $\tau$ .

Передаточные функции и частотные характеристики элементарных звеньев (табл. 7.1) получают из уравнений по правилам § 7.5.

Например, для инерционного звена характеристики  $W(p)$ ;  $L(a)$  и  $\Phi(\omega)$  получают следующим образом. Записываем уравнение  $T dy/dt + y = Kx$  в операторной форме:  $(Tp + 1)Y(p) = KX(p)$ , откуда  $W = K/(Tp + 1)$ . Далее, заменяя  $p = j\omega$ , полу-

чаем частотные характеристики  $W(j\omega) = K/(Tj\omega + 1)$ , освобождаемся от мнимости в знаменателе

$$W(j\omega) = \frac{K}{Tj\omega + 1} = \frac{K(1 - j\omega T)}{T^2\omega^2 + 1}$$

откуда находят действительную  $\text{Re}(W) = K/(T^2\omega^2 + 1)$ , мнимую  $\text{Im}(W) = -KT\omega/(T^2\omega^2 + 1)$ , амплитудную  $A = K/\sqrt{1 + T^2\omega^2} = K/\sqrt{1 + T^2\omega^2}$  и фазовую  $\Phi(\omega) = \arctg(\text{Im}/\text{Re}) = -\arctg T\omega$  частотные характеристики.

Все рассмотренные звенья характеризуются линейными дифференциальными уравнениями. Это наиболее легко поддающийся анализу вид звеньев, так как решать линейные дифференциальные уравнения сравнительно просто. Справедлив облегчающий решение принцип суперпозиции (суммирования), если входное сложное воздействие  $x(t)$  есть сумма нескольких простых воздействий, то выходная реакция  $y(t)$  есть сумма реакций на простые воздействия.

### § 7.7. ПЕРЕДАТОЧНЫЕ ФУНКЦИИ СОЕДИНЕНИЙ ЗВЕНЬЕВ, ТИПОВЫХ РЕГУЛЯТОРОВ, ИЗМЕРИТЕЛЬНЫХ СИСТЕМ И АСР

Элементарные и более сложные звенья соединяют в АСР в различных комбинациях (см. рис. 7.2—7.4). Для охарактеризовать статику и динамику различных соединений звеньев и АСР, в целом можно действовать в двух главных областях: по временной области с помощью дифференциальных уравнений и в частотной области (в пространстве Лапласа) с помощью передаточных функций. Во временной области составляют совокупные уравнения АСР в целом путем совместного представления уравнений отдельных звеньев, что имеет силу и для нелинейных звеньев. Оперировать с совокупными уравнениями сложнее (в линейных звеньях), чем с передаточными функциями, поэтому инженеры часто предпочитают частотную область и передаточные функции соединений звеньев и АСР взамен дифференциальных уравнений. Это предпочтение обусловлено простотой получения передаточных функций различных соединений звеньев.

Рассмотрим типовые соединения (цепи) звеньев. Существуют три главных типа соединений звеньев: последовательное, параллельное, антипараллельное (соединение с обратной связью). Каждое звено на структурной схеме (рис. 7.8) принято изображать прямоугольником, в который вписана передаточная функция  $W(p)$ , при этом стрелками показывают направление входа и выхода сигнала.

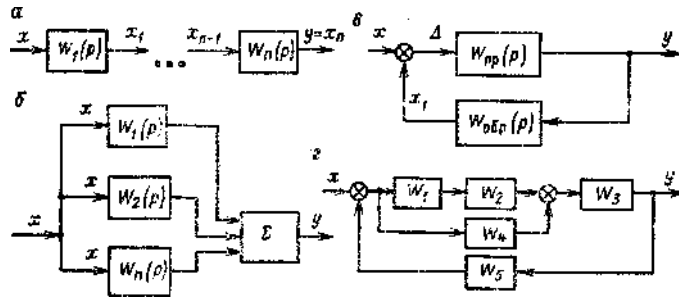


Рис. 7.8. Соединения звеньев:  
 а — последовательное; б — параллельное; в — антипараллельное; г — сложное

При *последовательном соединении* (см. рис. 7.8, а) звеньев выход предыдущего звена становится входом последующего. Передаточная функция всей цепи

$$W(p) = W_1(p)W_2(p) \cdot \dots \cdot W_n(p). \quad (7.6)$$

Формула (7.6) вытекает из следующего очевидного соотношения;

$$\hat{Y} = \hat{X} \cdot \hat{G}(p).$$

При *параллельном соединении* (см. рис. 7.8, б) входная величина подается на вход всех звеньев, а выходная представляет сумму сигналов на выходе всех звеньев. Передаточная функция параллельного соединения

$$W(p) = W_1(p) + W_2(p) + \dots + W_n(p). \quad (7.7)$$

При *антипараллельном соединении* звеньев (см. рис. 7.8, в) имеется две цепи: прямая  $W_{np}(p)$  и обратная  $W_{обп}(p)$ ; сигнал  $y$  с выхода прямой цепи, являющегося также и выходом всего соединения, подается на вход звена обратной цепи, сигнал  $X$  на выходе звена обратной цепи суммируется с сигналом  $x$  на общем входе соединения алгебраическая сумма  $A = x + Xi$  подается на вход звена прямой цепи. Антипараллельные соединения часто применяются в АСР и измерительных системах. Передаточную функцию соединения с обратной связью определяют по формуле

$$W(p) = W_{np}(p) / [1 \pm W_{np}(p) W_{обп}(p)], \quad (7.8)$$

где  $W_{np}(p)$   $W_{обп}(p)$  — передаточная функция разомкнутой цепи.

Для доказательства формулы напишем в операторной форме уравнения отдельных звеньев:

$$\begin{aligned} \text{сумматора } A(p) \quad \hat{X} \hat{X} + X(p); \\ \text{прямой цепи } Y(p) = W_{np}(p)A(p); \\ \text{обратной цепи } Xi(p) = W_{обп}(p)Y(p). \end{aligned}$$

Из этих трех уравнений исключим промежуточные переменные  $A(p)$  и  $X(p)$  и получим формулу (7.8).

Когда сумматор суммирует  $x$  и  $x_i$  с положительными знаками, тогда имеем соединение с положительной обратной связью, и в формуле (7.8) в знаменателе надо брать знак минус; если одна величина вычитается из другой, то имеем соединение с отрицательной обратной связью, и в формуле (7.8) надо брать знак плюс. В АСР мы будем в основном иметь дело с отрицательной обратной связью.

Любое сложное соединение может быть представлено комбинацией из перечисленных трех типовых и преобразовано к одному звену с помощью формул (7.6) — (7.8).

Пример. Дано сложное соединение (см. рис. 7.8, г), требуется составить его передаточную функцию, т. е. представить соединение в виде одного звена.

Решение. Вначале заменяем одним звеном последовательную цепочку  $W_1$  и  $W_2$ , далее заменяем одним звеном параллельную цепь  $W_3$  и  $W_4$  и окончательно получаем  $W = Y(p)X(p) = (W_1W_2 + W_3) / [1 - (W_1W_2 - W_3)W_5]$ .

Перейдем к *передаточным функциям типовых регуляторов*. Уравнения (7.2) и (7.3) соответственно пропорционального и ПИД-регулятора соответствуют следующие передаточные функции:

для П-регулятора

$$W_p = X(p)/b(p) = k_p;$$

для ПИД-регулятора

$$1\Gamma_p = \xi_p[1 + 1/(T_i p) + T_d p].$$

Применяют также ПИ-регуляторы с  $W_p = k_p / [1 + 1/(\Gamma_i p)]$  и ПД-регуляторы с  $W_p = k_p(1 + T_d p)$ .

Сравнивая с формулой передаточной функции параллельного соединения звеньев, видим, что самый общий ПИД-регулятор реализует параллельное соединение трех звеньев: пропорционального, интегрального и дифференциального; ПИ-регулятор — двух звеньев: пропорционального и интегрального и т. д. Регуляторы при этом могут быть реализованы различными техническими средствами.

При рассмотрении *измерительных систем* (см. гл. 6) как звеньев АСР считают их безынерционными пропорциональными звеньями из-за малости постоянных времени сравнительно с постоянными времени объекта автоматизации, что имеет место для большинства богатейших процессов: поэтому без существенной потери точности можно брать  $N_{ин} = 1$ .

В ряде простых случаев *передаточная функция объекта* аппроксимируется в виде  $W_{об} = K_{ов} / (T_{ов} p + 1)$  — инерционное

звено 1-го порядка; чаще в виде  $N_{об} = \text{Кобехр}(-x_{об}p)/(T_{об}p + 1)$  — инерционное звено с запаздыванием.

Для АСР с обратной связью (см. рис. 7.3, а) передаточная функция замкнутой системы получается из известных передаточных функций регулятора  $W_v$ , измерительной системы  $N_{ис}$  и объекта  $W_{об}$  с использованием рассмотренных правил соединения звеньев  $W_{АСР} = W_p W_{об} W_{ис} I (1 + W_{об} W_{ис})$ ; иногда требуется передаточная функция разомкнутой системы  $W_{раз} = W_p W_{об} W_{ис}$ .

Примеры: 1.  $W_p = k_p (1 + 1/T_p p)$ ;  $W_{об} = K_{об}/(T_{об}p + 1)$ ;  $W_{ис} = 1$ ;  $W_{АСР} = k_p K_{об} (T_{об}p + 1) / [T_{об} T_{об} p^2 + (T_{об} + T_{ис} K_{об}) p + k_p K_{об}]$ .

2.  $W_p = k_p [1 + 1/(T_p p)]$ ;  $W_{об} = K_{об} \exp(-T_{об} p) / (T_{об} p + 1)$ ;  $W_{ис} = U$   
 $\wedge_{раз} = k_p K_{об} (T_{об} p + 1) \exp(-T_{об} p) / [T_{об} (T_{об} p + 1)]$ .

Разработка и эксплуатация АСР связаны с расчетными (теоретическими) задачами двух типов: анализа и синтеза (проектирования). При анализе АСР задана с помощью передаточных функций (или уравнений) и требуется определить, устойчива ли АСР и каково качество переходных процессов в ней. При синтезе известна передаточная функция (или уравнение) объекта и требуется выбрать вид и настройки типового регулятора ( $k_p$ ,  $T_n$ ,  $T_d$ ) либо найти нетиповой алгоритм управления таким образом, чтобы АСР в целом имела желаемый запас устойчивости и качество регулирования.

Детально эти расчеты рассматриваются в гл. 9.

### § 7.8. МЕТОДЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ ХАРАКТЕРИСТИК ОБЪЕКТОВ АВТОМАТИЗАЦИИ И ДРУГИХ ЗВЕНЬЕВ

Часто в статические и динамические характеристики объектов входят неизвестные константы или функции, численно заранее неизвестные и определяемые в результате обработки экспериментальных данных. При этом надо стараться аппроксимировать объект простыми динамическими звеньями (безынерционное звено, апериодическое звено 1-го порядка с запаздыванием и т. д.). Чем проще математическое описание, тем меньше неизвестных констант или функций приходится определять опытным путем. Однако растут погрешности математического описания. Поэтому важно правильно найти компромисс между простотой и неточностью.

Рассмотрим простейшие способы обработки кривых разгона (рис. 7.9, а). Для объектов с самовыравниванием такого типа приближенно принимают передаточную функцию в виде  $N_{об}(p) = K_{об} \exp(-T_{об} p) / (T_{об} p + 1)$ , т. е. считают объект инерционным звеном с запаздыванием.

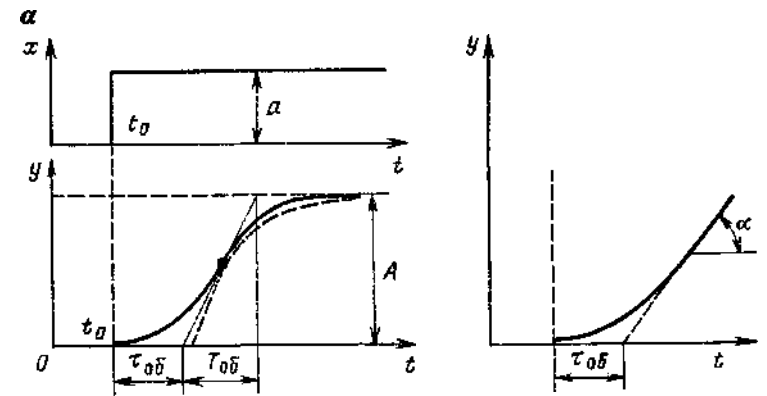


Рис. 7.9. Кривые разгона для объектов с самовыравниванием (а) и без самовыравнивания (б)

Неизвестные численные параметры  $K_{об}$ ,  $T_{об}$ ,  $t_{об}$  определяют из кривой разгона приближенно так: в точке перегиба кривой проводят касательную и далее определяют  $T_{об}$  и  $t_{об}$  (см. рис. 7.9, а). Коэффициент усиления  $K_{об} = A/a$ . Здесь  $a$  — скачок на входе.

Для объектов без самовыравнивания (рис. 7.9, б)  $D_{об} \sim z^{-2} = \sqrt{T_{об}} = (\text{tga})/a$ , а передаточная функция имеет вид  $W(p) = \exp(-T_{об} p) / (T_{об} p)$ .

Перейдем к применению способа наименьших квадратов для получения точных статических характеристик. Обычно в результате эксперимента получают ряд точек статической характеристики. Даже для простых линейных объектов экспериментальные точки не ложатся на одну прямую, и требуется составить такое уравнение статической характеристики, чтобы график наименьшим образом отклонялся от экспериментальных точек. Способ наименьших квадратов Гаусса позволяет так проводить искомую точку, чтобы сумма квадратов отклонений экспериментальных точек от (прямой) линии оказалась минимальной.

При определении нелинейной статической характеристики по экспериментальным данным обычно применяют аппроксимацию в виде  $y = A + Bx + Cx^2 + \dots$ . Часто на практике достаточно параболической аппроксимации (например, для экстремальных объектов).

В этом случае по трем экспериментальным точкам определяют первое приближение  $L^*$ ,  $B^*$ ,  $C^*$  для искомых параметров  $A$ ,  $B$ ,  $C$  аппроксимации  $y^* = A^* + B^*x + C^*x^2$ . Подстановка координат других экспериментальных точек в уравнение этой приближенной параболы ведет к появлению невязок. Поэтому для уточнения ищут поправки

ДА, АВ, АС, при этом  $y = (A^* + LA) + (B^* + AB)x + (C^* + AC)x$ . Если из этого уточненного уравнения вычтуть первое неточное, то получим условные уравнения для поправок  $ux - \gamma^* = DA + ABxi + ACxi^2, i = 1, 2, \dots, n$ .

Получив условную систему уравнений для поправок АЛ, ДБ и АС, возводят в квадрат каждое уравнение, суммируют и, дифференцируя по АЛ, АВ и АС, находят три нормальных уравнения для вычисления поправок.

Перейдем к *статистическим методам* экспериментального определения динамических характеристик. Основания подхода заложены в работах Н. Винера. При статических экспериментах на вход объекта не подают никаких специально организованных возмущений, а просто регистрируют случайные изменения входной и выходной величин (всегда имеются случайные флуктуации их). Такой подход имеет определенные преимущества.

Случайные процессы характеризуют корреляционными функциями. *Корреляционная (автокорреляционная) функция* входного сигнала

$$R_{xx}(T) = \lim_{T \rightarrow \infty} 0,5T^{-1} \int_{-T}^T x(t)x(t+x)dt.$$

*Взаимно-корреляционная функция* выходного  $y(t)$  и входного  $x(t)$  сигналов

$$R_{yx}(T) = \lim_{T \rightarrow \infty} 0,5T^{-1} \int_{-T}^T y(t)x(t+x)dt.$$

Обычно корреляционная функция имеет максимум при  $\tau = 0$ , нуль — при максимальном сдвиге  $\tau$ , она симметрична относительно оси ординат. Взаимно-корреляционная функция этими свойствами не обладает (но в бесконечности также стремится к нулю).

При практическом вычислении корреляционной функции ось времени разбивают равноотстоящими на  $At$  дискретными ординатами, и тогда интегралы заменяют конечными суммами. Для получения значения корреляционной функции для  $\tau=0$  кривую  $x(t)$  возводят в квадрат, получают кривую  $x^2(t)$ , ее интегрируют на достаточно большом интервале  $2T$  и делят на длину интервала. Для получения  $R_{xx}(x)$  при  $\tau = \Delta$  берут два графика — исходный и смещенный на  $x = At$ ; перемножают их и получают график новой функции  $x(t)x(t+x)$ ; его интегрируют и делят на длину всей области интегрирования  $2T$  и т. д. Все эти вычисления делают в таблице вручную или на вычислительной машине.

При вычислении взаимно-корреляционной функции поступают так же. В этом случае двумя смещаемыми графиками яв-

ляются входной и выходной сигналы  $x(t)$  и  $y(t)$ . Имеются специальные приборы (коррелографы), которые находят  $R_{xx}(x)$  и  $R_{yx}(x)$  автоматически.

Когда корреляционные функции вычислены и представлены графиком либо таблицей, можно приступить к определению характеристик объекта. Для этой цели может служить *уравнение Винера — Хопфа*

$$R_{yx}(T) = \int_{-\infty}^{\infty} i_{\text{имп}}(\tau) R_{xx}(T + \tau) d\tau, \quad (7.9)$$

где  $i_{\text{имп}}$  — импульсная переходная функция исследуемого объекта, т. е. реакция выхода объекта на импульсное изменение входа.

Решая интегральное уравнение (7.11) по известным корреляционным функциям можно определить неизвестную импульсную переходную функцию объекта. Далее из этой  $i_{\text{имп}}(0)$  можно найти передаточную функцию или кривую разгона.

Один из способов решения уравнения Винера — Хопфа заключается в том, что ось времени  $t$  разбивают на отрезки длиной  $At$  и выражение (7.9) заменяют суммой. Придавая числу  $\tau$  в этой сумме  $n$  различных значений, получаем  $n$  уравнений, в которых будут фигурировать известные  $R_{xx}(x)$ ,  $R_{yx}(x)$  и неизвестные ординаты  $i_{\text{имп}}(0)$ ; это позволяет вычислить  $n$  ординат импульсной переходной функции  $y_{\text{км}}(t)$  и далее кривую разгона.

Более просто можно получить дифференциальное уравнение объекта методом эквивалентирования. Из уравнения Винера — Хопфа следует, что сигнал на выходе объекта имеет форму взаимно-корреляционной функции, если сигнал на входе объекта имеет форму корреляционной функции  $R_{xx}(t)$ . Зная обе корреляционные функции можем считать, что мы как будто бы провели эксперимент, при котором на вход объекта был подан сигнал в виде  $R_{xx}(t)$ , а на выходе был зарегистрирован отклик  $R_{yx}(t)$ .

Например, имеем дело с уравнением  $T(dy/dt) + y = Kx$ . Подставляя  $R_{xx}(t)$  и  $R_{yx}(t)$  в это уравнение, получаем:  $T(dR_{yx}/dt) + R_{yx}(t) = KR_{xx}(t)$ . Придав величине  $t$  два разных значения, получим систему из двух уравнений с двумя неизвестными  $T$  и  $K$ . Можно взять не две, а больше точек и, применив способ наименьших квадратов, получить усредненный результат. Легко распространить этот подход на системы  $n$ -го порядка.

Наряду с корреляционными функциями могут быть использованы *спектральные плотности* (преобразования Фурье от корреляционных функций)

$$S_{yx}(U) = \int_{-\infty}^{\infty} R_{yx}(\tau) \exp(-j\omega\tau) d\tau,$$

которые определяют специальными приборами — спектральными анализаторами.

Перейдем к экспериментальному определению *уравнений нелинейных объектов*. Сравним простейшие линейные и нелинейные объекты, описываемые дифференциальными уравнениями 1-го порядка  $ao(dy)/(dt) + a, |y = x$ . При  $ao = const, a, \backslash = const$  имеем линейное уравнение с постоянными коэффициентами, описывающее линейный объект; при  $ao = fo(y), a, \backslash = U\{y)$  имеет нелинейный объект с уравнением

$$f, (y)dy/dt + f, (y) = x. \quad (7.10)$$

Примером такого объекта является сборник, в котором отводимый поток нелинейно зависит от запаса или величина, конечно оценивающая запас, нелинейно зависит от него и т. д. Функцию  $f, (y)$  можно определить экспериментально как статическую характеристику. Функцию же  $fo(y)$  невозможно определить из статических экспериментов. Можно, однако, применить различные варианты измерения переходных процессов на выходе объекта.

Рассмотрим один такой вариант, который позволяет определить сразу обе функции  $f, (y)$  и  $fo(y)$ .

Допустим, произвели регистрацию двух переходных процессов при входных сигналах  $x = ai = const$  и при  $x = a_2 = const$  имеем в результате эксперимента  $y, (t)$  — отклик объекта на сигнал  $x = a, \backslash$ ,  $y_2(t)$  — отклик объекта на сигнал  $x = a_2$ . Для нахождения  $fo(y)$  и  $f, (y)$  используем сравнение теоретического решения уравнения объекта с результатом эксперимента, т. е. с  $y, (t)$  и  $y_2(t)$ . Теоретическое решение уравнения (7.10) находится методом разделения переменных:  $f, (y)dy = [a, \backslash - fi(y)]dt$  (если бы  $a, \backslash$  и  $a_2$  не были константами, то разделить переменные было бы нельзя). Далее получаем

$$ti(y) = \int_{нач}^y fo(y)dy / [ai - h(y)] = \int_{нач}^t dt = t - t_{нач}$$

где  $Унач$ ,  $нач$  — начальное состояние объекта. Аналогично интегрируется второе равенство для  $x = a_2$ .

Зависимость  $t, (y)$  находим из эксперимента как функцию, обратную зарегистрированному переходному процессу  $y, (t)$  при  $x = a, \backslash$ . Продифференцируем по  $y$  предыдущее равенство

$$fo(y) / [ai - h(y)] = dt, (y) / dy = t' (y).$$

Аналогично из второго переходного процесса  $y_2(t)$  определяем обратную ему функцию  $t_2(y)$  и получаем равенство  $fo(y) / [a_2 - h(y)] = h'(y)$ . Откуда находим

$$fo(y) = M(y) t' (y) - a_2(y) t' (y) / [t_2(y) - t, (y)];$$

$$fi(y) = BI'ч (y) - a& (Y) / N& (y) - t' (y) l \quad (7.11)$$

Таким образом, для экспериментального определения характеристик нелинейного объекта с уравнением вида (7.10) нужно зарегистрировать два различных переходных процесса  $y, (t)$  и  $y_2(t)$  при двух разных постоянных входных воздействиях  $x = a, \backslash$  и  $x = a_2$ ; найти обратные этим переходным процессам функции  $t, (y)$  и  $t_2(y)$ ; продифференцировать по  $y$  обратные функции, т. е. найти  $t, (y)$  и  $t_2(y)$ ; вычислить неизвестные  $fo(y)$  и  $fi(y)$  из предыдущих равенств.

Если надо определить несколько нелинейных функций в уравнении нелинейного объекта высокого порядка, то соответственно нужно регистрировать столько же выходных процессов и получить столько же уравнений вида (7.11), сколько неизвестных функций.

### § 7.9. КЛАССИФИКАЦИЯ АСР, ДЕЙСТВИЯ ЭВМ ПРИ РЕАЛИЗАЦИИ АЛГОРИТМОВ УПРАВЛЕНИЯ В АСУП И АСР

Все АСР делятся по принципу действия на группы (рис. 7.10):

I — стабилизирующие системы автоматического регулирования, включающие САР: а) замкнутые, использующие принцип регулирования по отклонению; б) разомкнутые, действующие по принципу компенсации возмущений; в) комбинированные;

II — оптимизирующие, к которым относят: а) системы экстремального регулирования; б) оптимизирующие динамически по нелинейным переходным процессам; в) оптимизирующие, использующие принцип максимума (или динамического программирования); г) оптимальные минимально-квадратичные; д) адаптивные — приспособляющиеся к изменяющимся с течением времени характеристикам объекта (возможно с переменной структурой регулятора или алгоритма); е) с математическими моделями объекта, используемыми в алгоритме управления.

Техническая реализация АСР разнообразна, включая передачу сигналов (электрических, пневматических) и аналоговой или цифровой форме, непрерывно во времени или дискретно (с интервалом  $T$ ). Реализация алгоритмов управления может быть осуществлена либо с помощью локальных технических средств (например, П-, ПИ-регуляторы), либо с помощью электронных управляющих вычислительных машин (УВМ).

УВМ чрезвычайно эффективна при реализации любых алгоритмов управления, т. е. УВМ — универсальный регулятор, пригодный в любых случаях. Ценное свойство — возможность легко изменять алгоритмы путем замены программы одного алгоритма на программу другого. Например, если неудовлетворителен какой-либо алгоритм (ПИ-закон) стабилизации рН для флотации, то легко ввести программу другого алгоритма

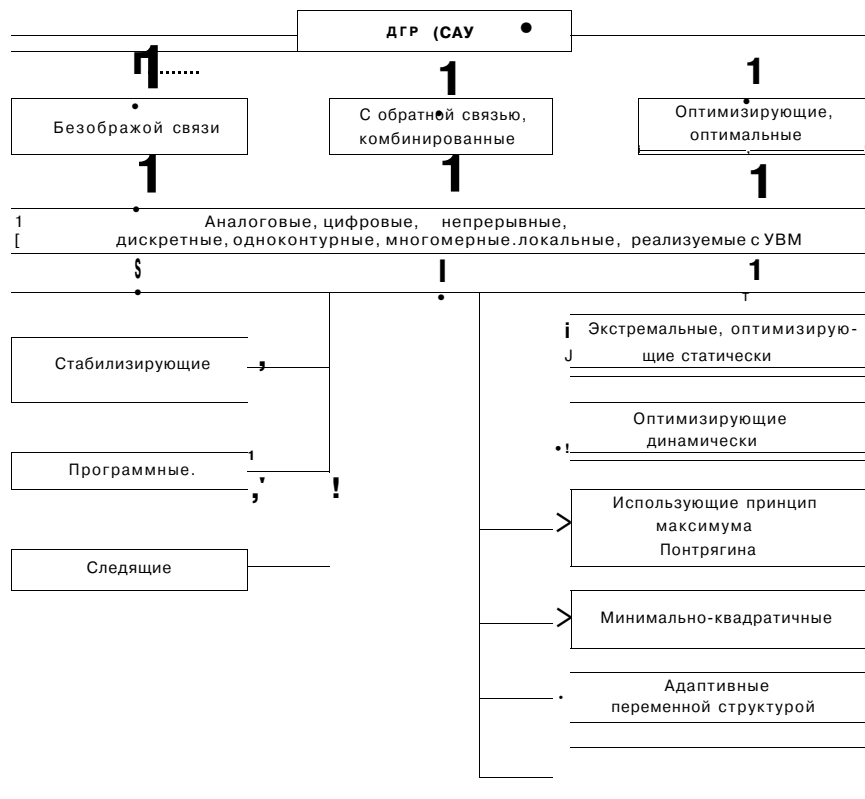


Рис. 7.10. Классификация автоматических систем

(скажем, ПИД-закона), «впечатав» ее в память УВМ. Изготовление же локального ПИД-регулятора на смену ПИ-регулятору — дело более трудное. Эффективность УВМ сказывается тем сильнее, чем сложнее реализуемые алгоритмы управления.

## Глава 8

### АЛГОРИТМЫ И ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА УПРАВЛЕНИЯ АСУТП

#### § 8.1. СТАБИЛИЗИРУЮЩИЕ И ЭКСТРЕМАЛЬНЫЕ РЕГУЛЯТОРЫ

Третьим и последним, после объектов и измерительных систем, компонентом АСР являются регуляторы и (или) управляющие вычислительные машины (УВМ), применяемые также в АСУТП.

Стабилизирующие регуляторы часто служат для реализации принципа Ползунова — Уатта. Регулятор получает сигнал от измерительной системы, сравнивая его с заданием, находит отклонение от задания  $A$ ; при наличии рассогласования  $(A^{\wedge}O)$  регулятор изменяет воздействие  $\downarrow i = x$  на входе объекта. Входной величиной для регулятора считают сигнал  $A$ , а выходной — воздействие  $\downarrow x$ . Уравнение регулятора (закон регулирования, алгоритм) связывает две эти величины. Например,

Таблица 8.1

Классификация стабилизирующих регуляторов по виду их уравнений

Регулятор	Уравнение регулятора (закон регулирования)	Передаточная функция $\hat{u}_{p,c,t} = u(p)/D(p)$
П-пропорциональный, статический	$u = k p^d$	
И-интегральный, астатический	$t$ $0$	
ПИ-пропорционально-интегральный, изодромный	$u = * (D + \Gamma^{\wedge} X$ $X   A d /)$ $0$	$*_p D + i/(v)]$
ПИД-пропорционально-интегрально-дифференциальный, изодромный с предварением	$X \setminus D d t + \Gamma_a d D/d v)$ $0$	
ПД-пропорционально-дифференциальный	$\downarrow x = k_p (A + T_n X$ $x d d/d O$	$L_p(1 \quad 1-7 \gg$

Примечание. Здесь  $k$  — статический коэффициент передачи регулятора;  $T$  и  $T''$  — время соответственно интегрирования (изодрома, удвоения) и дифференцирования (предварения), с или мин.

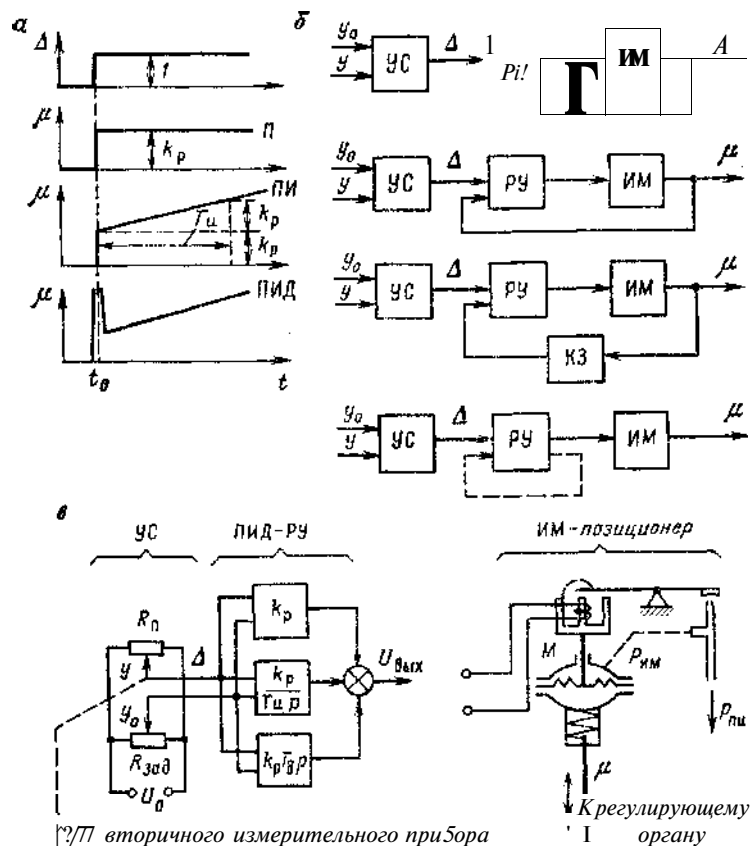


Рис. 8.1. Стабилизирующие регуляторы: а — ступенчатые переходные функции; б — структурные схемы; в — пример регулятора с позиционером

в простейшем случае величина  $p$ , пропорциональна величине  $A$  (табл. 8.1).

Эти уравнения получены в результате практики. Возможны и более сложные уравнения; они реализуются с помощью специальных средств или УВМ.

Физический смысл настроечных параметров регуляторов  $k_p$ ,  $T_i$  и  $T_d$  можно пояснить, рассмотрев их ступенчатые переходные функции (рис. 8.1, а). При единичном изменении сигнала на входе ( $A=1$ ) сигнал  $p$  на выходе П-регулятора изменяется скачком на  $k_p$  единиц. Для единообразия  $A = \tau/\tau_0$  измеряют 15 процентах шкалы (вторичного) измерительного прибора, который регистрирует выходную величину объекта  $y$ ;  $p$  измеряют в процентах хода исполнительного механизма (от

полного диапазона изменения положения регулирующего органа). Величина  $T_i$  численно равна времени, за которое интегральная часть регулятора изменяет  $p$  на  $k_p$  единиц (удваивает эффект пропорциональной части). Наконец, чем больше величина  $T_d$ , тем больше дифференцирующий импульс, тем больше упреждающее (предваряющее) воздействие регулятора.

Если в ПИД-регуляторе  $T_i \rightarrow \infty$ ,  $T_d \rightarrow 0$ , то получим П-регулятор.

Настроечные параметры регуляторов  $k_p$ ,  $T_i$  и  $T_d$  выбирают для различных объектов автоматизации таким образом, чтобы АСР наилучшим образом стабилизировала бы величину  $y(t)$  на выходе объекта. Выбор параметров  $k_p$ ,  $T_i$  и  $T_d$  является задачей проектирования и наладки АСР (см. гл. 9).

Помимо закона регулирования (П, PI, PID), другим важным признаком классификации является структурная схема регулятора. Обобщенная структурная схема регулятора содержит три функциональных элемента: устройство сравнения УС (сумматор), регулирующее устройство РУ и исполнительный механизм ИМ (рис. 8.1, б).

Устройство сравнения УС вырабатывает сигнал отклонения  $A$ . Регулирующее устройство РУ вместе с ИМ производит над величиной операции, соответствующие закону регулирования (П, PI, PID); другими словами, задача этих двух частей — реализовать уравнения регулятора. Поэтому в зависимости от закона регулирования в регуляторах встречаются различные по своим динамическим свойствам РУ и ИМ. Все указанные три устройства могут быть реализованы физически из различных элементов. Наиболее распространены электрические и пневматические элементы; встречаются также гидравлические регуляторы.

Чтобы легче ориентироваться в конструкциях конкретных регуляторов, их по виду структурной схемы классифицируют на регуляторы, в которых жесткой обратной связью охвачен исполнительный механизм (регуляторы с позиционерами); жесткой обратной связью охвачены ИМ и РУ; ИМ и РУ охвачены гибкой обратной связью; нет обратной связи по положению регулирующего органа (см. рис. 8.1, б).

Пример регулятора с позиционером. Мостовое устройство сравнения УС регулятора первого типа (рис. 8.1, в) содержит реостат  $R_n$ , находящийся во вторичном измерительном приборе, перемещение джипка по нему соответствует изменению величины  $y$  (реостатный датчик — преобразователь на выходе вторичного прибора). Реостат задатчика  $R_{зад}$  служит для ручной установки задания  $y_0$ . Регулирующее устройство в РУ в данном примере представляет собой параллельное соединение трех операционных усилителей — пропорционального, интегрирующего и дифференцирующего. Поэтому (по правилу параллельного соединения звеньев) величины  $\mu_{вых}$  и  $A$  связаны между

собой пропорционально-интегрально-дифференциальной зависимостью, т. е. реализуется ПИД-закон регулирования.

При изменении напряжения ( $U_{вы}^*$  изменяется ток в катушке, помещенной в поле постоянного магнита  $M$ , и катушка перемещается, например, вверх. Катушка приближает механически с ней связанную заслонку к соплу, и давление  $p_{ин}$  на мембрану пневматического ИМ возрастает. Шток ИМ движется вниз. Магнит  $M$  жестко связан с мембраной и опускается вниз вместе с нею, увлекая через магнитное поле вниз также и катушку, что несколько отодвигает заслонку от сопла. В результате сложения двух действий — прямого (к соплу) и обратного (от сопла) — суммарное приближение заслонки к соплу получается небольшим и всегда пропорциональным приращению  $t/вых$ , перемещение штока  $z$  также пропорционально  $t/вых$ , т. е. выход регулятора  $p$ , связан с входом ПИД-законом.

В *позиционерах* (ИМ, охваченный жесткой пропорциональной обратной связью, как в этом примере) перемещение и регулирующего органа пропорционально управляющему сигналу  $S_{вых}$  от РУ, т. е. позиционеры являются пропорциональными звеньями. Позиционер служит для усиления мощности сигнала, для получения на выходе регулятора большого механического усилия, необходимого для преодоления противодействующих сил при перемещении тяжелых заслонок и других регулирующих органов.

Регулирующее устройство РУ можно проектировать не только по параллельной схеме (см. рис. 8.1, б), но и по последовательной. Приведенный пример поясняет принципы построения промышленного ПИД-регулятора, в состав которого входят сумматор, описываемый уравнением  $A = \gamma / -\gamma_i$ , регулирующее устройство — усилитель, который не только осуществляет пропорциональное усиление сигнала  $A$ , но еще его интегрирует и дифференцирует, пропорциональный ИМ большой мощности. В результате реализуется ПИД-закон.

В регуляторах, в которых ИМ и РУ *охвачены гибкой обратной связью* (регуляторах с корректирующим законом в цепи обратной связи по положению регулирующего органа), обратная связь является не только пропорциональной (жесткой), но и содержит инерционные звенья, например электрические RC-элементы (гибкая связь). Изменяя передаточную функцию корректирующего звена КЗ, можно получить желаемый закон регулирования. В частном случае  $\sqrt{K_3} = K' = \text{const}$  — получается регулятор с жесткой обратной связью (см. рис. 8.1, б). Примером звена обратной связи (КЗ) является инерционная RC-цепь с передаточной функцией  $\sqrt{U^3} = K / (T_p + 1)$ .

В регуляторах четвертого типа обратная связь от ИМ отсутствует и *только РУ охватывается обратной связью*. Так как ИМ является интегрирующим звеном, РУ должен вырабатывать не ПИД-закон (как в первом типе регулятора), а производную по времени от ПИД-закона. Далее ИМ интегрирует эту производную, и на выходе всего устройства получается ПИД-закон (см. рис. 8.1, б).

Примерами регуляторов четвертого типа являются ПИ-регуляторы, применяемые в унифицированных системах приборов «Каскад» (блок Р.12), АКЭСР, МЗТА (см. § 8.2).

Рассмотренные стабилизирующие регуляторы обычно называют линейными, так как их действие описывается линейными дифференциальными уравнениями. Возможны *нелинейные ста-*

*билизирующие регуляторы*, из них наиболее прост релейный трехпозиционный регулятор с постоянной скоростью ИМ. Этот регулятор описывается нелинейным уравнением

$$\begin{aligned} & / +a \text{ при } D < -\delta; \\ & " \wedge 7 j \circ " P^и \quad - 6 < D < + 6; \\ & / -a \text{ при } A > -\delta b, \end{aligned}$$

где  $\delta$  — зона нечувствительности;  $a$  — нормальная скорость вращения ИМ.

*Экстремальные регуляторы* структурно могут быть представлены в виде схемы, содержащей два дифференциатора входной  $x$  и выходной  $y$  величин объекта, и логического устройства ЛУ, на вход которого подаются сигналы производных  $x$  и  $y$ ; сигнал с выхода ЛУ управляет входом объекта в соответствии с логической операцией равнозначности, т. е.  $* = x \sim \gamma /$  (НЕ  $x$  или  $y$ ) и ( $x$  или  $y$ ), что реализует принцип СЭР: поиск такого режима объекта, при котором  $dy/dx = 0$ .

Уравнение *позиционного экстремального регулятора* имеет вид

$$dii/dt = Kfogn(dx/dt) \operatorname{sgn}(dy/dt).$$

Позиционный регулятор при поиске экстремума — максимума реверсирует вращающийся с постоянной скоростью ИМ в моменты, когда становится  $dy/dt < 0$ .

В нем фигурирует функция  $\operatorname{sgn}$  («знак»-функция или сигнум-функция):

$$\operatorname{sgnz} / \begin{aligned} & 1 \text{ при } \# > 0; \\ & -1 \text{ при } y < 0. \end{aligned}$$

Для пропорционального регулятора:  $\sqrt{i} = K y \operatorname{sgn} x$  и величина  $\sqrt{x}$  не является постоянной, а пропорциональна сигналу  $y$ , в этом заключается отличие от позиционного регулятора.

Для *шаговых экстремальных регуляторов* количественную характеристику удобнее описывать в словесной формулировке, например, следующим образом. Вход объекта  $x$  (т. е.  $f$ ) изменяется через интервалы времени  $A/\text{const}$  шагами  $A\Delta t$  по правилу: если накануне очередного шага  $Ax$  приращение выхода объекта  $Ay$  (или  $Ay/At$ ) было положительным, то очередной шаг  $A\Delta t$  делается в том же направлении, что и предыдущий (при поиске максимума); если упомянутое приращение  $Ay$  оказалось отрицательным, то очередной шаг  $Ax$  делается в противоположном направлении. Обычно регуляторы осуществляют шаги  $Ax$  одной и той же величины, но шаги могут быть и пропорциональными величине  $Ay$  (пропорциональными  $Ay/At$ ). Преимущество шаговых регуляторов заключается в том, что

они могут «чувствовать» сравнительно малые скорости изменения выходной величины объекта  $dy/dt$ . В сущности, по сравнению с аналоговыми позиционными регуляторами, в шаговых регуляторах аналоговое дифференцирование ( $dy/dt$ ) заменено дискретным дифференцированием ( $\Delta y/\Delta t$ ) или измерением приращений ( $\Delta y$ ).

Все экстремальные регуляторы описываются нелинейными уравнениями, поэтому экстремальные САУ являются нелинейными динамическими системами. С появлением УВМ целесообразность производства локальных экстремальных регуляторов существенно уменьшалась.

Рассмотрим принцип агрегатирования — построение регуляторов из стандартных элементов — на примере пневматической системы «Старт», состоящей из элементов УСЭППА (унифицированная система элементов и приборов пневмоавтоматики): постоянных и переменных пневматических сопротивлений; делителей давления, усилителей, задатчиков, устройств сравнения и т. д. (рис. 8.2). Элементы питают воздухом под давлением 140 кПа, диапазон сигналов давления равен 20—100 кПа.

Устройство сравнения (сумматор), которое реализует уравнение  $P_{вых} = P_{вх1} + p_{вх2} - P_{вх3}$  (см. рис. 8.2, а), состоит из камер А, В, С, D, E, F сечением 30x30 или 40x40 мм, разделенных упругими мембранами, связанными центральным подвижным штоком. Под действием трех входных давлений мембраны перемещают шток с заслонками 1 и 3 относительно входного 2 и выходного 4 сопел. Входящий от линии питания и выходящий в атмосферу воздух создает в камере отрицательной обратной связи D и выходной линии давление  $p_{вых}$ , равное сумме входных.

В инерционном звене  $T(dp_{вых}/dt) + p_{вых} = p_{вх}$  (см. рис. 8.2, б), постоянная времени  $T$  увеличивается при уменьшении сечений дросселей 1 и 3, ограничивающих переток воздуха в емкость 2, при высоком значении  $T$  звено превращается в интегратор с объемом  $V$ .

Делитель давления описывается уравнением  $p = (a p_{вх} + p_{рвых}) / (a + p)$  (см. рис. 8.2, в), где  $a$  и  $p$  — проводимости дросселей.

В усилителе мощности (повторитель) (см. рис. 8.2, в) входное давление  $p_{вх}$  смещает мембрану 1 и изменяется сечение шарового клапана 2, который управляет подачей воздуха из камеры А в В и далее в выходную линию до баланса  $p_{вых} = P_{вх} = P_{вх}$ .

ПИ-регулятор (см. рис. 8.2, г) типа ПР.3.21 содержит три сумматора (I, IV, VI), переменный дроссель II, емкость III, делитель V, повторитель VII. Звенья I—III вырабатывают интегральное, а звенья IV и V — пропорциональное воздействие регулятора.

192

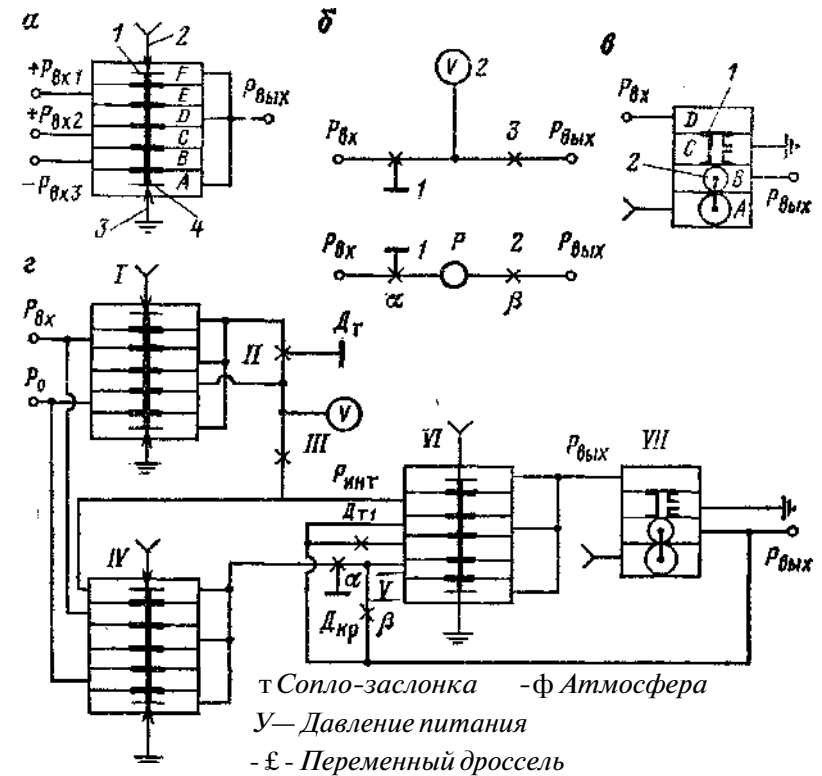


Рис. 8.2. Пневматические унифицированные элементы (а—в) и ПИ-регулятор системы «Старт» (г)

Уравнение равновесия для звена I:

$$P_{вх} - P_{вх1} - \gamma P_{инт} - P_0 = 0,$$

где  $\gamma = p_{вх}$ ,  $U_a = P_0$  — давления стабилизируемой величины соответственно объекта и задания;  $D = p_{вх} - P_0$ ;  $P_{инт} = \int Ad \dot{A} dt$  — выход интегратора.

Уравнение равновесия для звена IV

$$P_{вх} - P_0 + P_{вх4} - P_{инт} = 0.$$

Для звена VI

$$P_{вх} = (P_{вх4} + P_{рвых}) / (a + p)$$

«Проводимость» дросселя  $D_t$  и высока, поэтому  $P_{Do} \approx P_{ce}$  и  $p_a \approx P_{инт}$ .

Окончательно,  $p_{вх} = a p^{-1} D + T^{-1} \int Ad dt$ ;  $\gamma_r = c \phi$  — настраивается

дросселем  $D_{кр}$ ,  $T_a$  — дросселем  $D_t$ .

Из пневматических звеньев УСЭППА также komponуют логические элементы И, ИЛИ, НЕ, триггеры, логические схемы, пневматические экстремальные регуляторы серии АРС и т. д.

Этой же цели служат элементы пневмоники, в которых состояния 0 и 1 определяют направлением тонких струй воздуха.

В заключение заметим, что составная часть всех регуляторов — исполнительные механизмы (электрические, пневматические, гидравлические), воздействующие на регулирующий орган непосредственно на входе объекта.

## § 8.2. АГРЕГАТНЫЕ КОМПЛЕКСЫ ГСП

В СССР создана и функционирует Государственная система промышленных приборов и средств автоматизации (ГСП).

По выполняемым *функциям* приборы и средства ГСП делят на следующие устройства: получения измерительной (контрольной) информации (датчики, нормирующие преобразователи); передачи измерительной информации; обработки измерительной и выработки командной информации (центральная группа ГСП, включая функциональные преобразователи, устройства памяти, показывающие и регистрирующие приборы, регуляторы, управляющие вычислительные устройства); передачи командной информации, исполнительные устройства.

По виду используемой в приборах *энергии* различают следующие ветви ГСП: электрическую, пневматическую, гидравлическую и ветвь без применения специальной энергии.

В рамках (распространенной на ОФ) *электрической ветви* разработаны следующие унифицированные комплексы широкого назначения: АКЭСР — агрегатный комплекс электрических (аналоговых) средств регулирования (управления); КТС ЛИУС — комплекс технических средств локальных информационно-управляющих систем; АСЭТ — агрегатный комплекс средств электроизмерительной техники; АССТ — агрегатный комплекс средств систем телемеханики; АСКР-ЭЦ — агрегатный комплекс средств контроля и регулирования на микросхемах; ЭАУС — электронная агрегатная унифицированная система, СУПС — системы управления с переменной структурой; комплекс технических средств «Каскад»; АСВТ — агрегатная система средств вычислительной техники.

Все комплексы электрической ветви взаимно сопрягаемы. Этому способствуют стандартные унифицированные электрические сигналы: тока 0—5; —5—0+5; —20—0+20; 4—20 мА; напряжения 0—10, —10—0+10, 0—100; —100—0+100 мВ, —1—0+1; 0—10; —10—0+10; 0—5 В, частотные 0—8000; 4—16; 250—500 Гц.

Комплексы АКЭСР, «Каскад», СУПС, ЭАУС включают электронные функциональные, регулирующие, задающие устройства для реализации различных, в том числе П-, ПИ-, ПИД-алгоритмов управления для локальных АСР. Комплекс

АСВТ содержит УВМ и применяется для АСУТП. Для комплексов АССТ, КТС, ЛИУС, АСКР-ЭЦ, АСВТ создан единый интерфейс.

Помимо комплексов широкого назначения разработаны и разрабатываются *специализированные комплексы*: АСАТ — комплекс средств аналитической техники для измерения состава веществ и передачи информации в АСУТП, с потенциометрическим АСАТ-П, фотометрическим АСАТ-Ф, рентгеновским АСАТ-Р, хроматографическим АСАТ-Х и другими подкомплексами; АКДН — комплекс дозаторов непрерывного действия и т. д.

*Пневматическая ветвь ГСП* содержит комплекс «Старт» (см. рис. 8.2) и комплекс «Центр» для систем централизованного контроля и регулирования, унифицированным является сигнал давления воздуха 20—100 кПа.

*Гидравлическая ветвь* менее развита, однако разработана комбинированная электрогидравлическая система «Кристалл», позволяющая формировать П-, ПИ-, ПИД-регуляторы.

Рассмотрим *агрегатный комплекс АКЭСР*. Он содержит регулирующие аналоговые блоки (РБА), вырабатывающие сигнал отклонения Д и преобразующие его в соответствии с ПИД-законом, регулирующие импульсные блоки (РВИ), блоки нелинейных преобразователей (БНП); блоки вычислительных операций (БВО) для умножения, деления, возведения в квадрат, извлечения квадратного корня и алгебраического суммирования; блоки динамических преобразователей (БДИ) для интегрирования, дифференцирования, сглаживания линейной комбинации входных сигналов; ручной задачик РЗД, блок ручного управления БРУ предназначен для кнопочного переключения информационных и управляющих цепей кнопками: А — включение автоматического режима, Б и М — «больше» и «меньше» при ручном управлении. Пример реализации автоматической системы регулирования плотности слива классификатора с помощью блоков АКЭСР показан на рис. 8.3.

Рассмотрим *комплекс КТС ЛИУС-2*, который изготовлен на базе микросхем с повышенной степенью интеграции и микропроцессоров и выполняет следующие задачи: централизованный контроль, непосредственное цифровое и сувервизорное автоматическое регулирования, программное и логическое управление, ввод, хранение и отображение информации, передачу информации, в том числе в вычислительные комплексы верхних уровней управления.

Централизованный контроль включает сбор информации от датчиков, преобразователей, ручных задатчиков и клавиатур; первичную обработку информации (масштабирование, сглаживание, интегрирование и т. п.), запоминание и вывод информации на средства отображения.

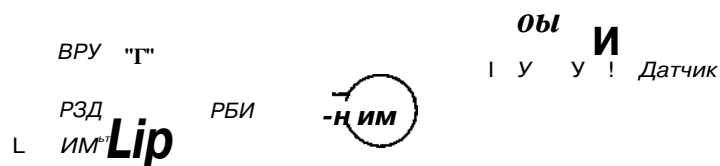


Рис. 8.3. Реализация АСР плотности пульпы с помощью блоков АКЭСР

Непосредственное цифровое и супервизорное регулирование включает сбор информации от (аналоговых) датчиков, вычисление команд на изменение регулирующего воздействия, вывод команд на ИМ или на задатчики локальных АСР, регулирование с адаптацией настроек регулятора к изменяющимся статическим и динамическим характеристикам объекта.

Программное и логическое управление включает сбор информации от дискретных датчиков (и от аналоговых с предварительной дискретизацией), обработку информации по заданной программе, вывод команд на исполнительные устройства.

Отметим еще, что с первой очереди КТС ЛИУС, которая предшествовала КТС ЛИУС-2, выпускается комплекс контроля и регулирования КМ-2201, предназначенный для локального контроля и регулирования производственных объектов. Элементарная база КМ-2201—линейные интегральные микросхемы, позволяющие решать задачи локальной автоматизации: реализация ПИ- и ПИД-законов регулирования, фильтрация помех в сигналах датчиков, математические операции, дифференцирование, интегрирование и др. Комплекс работает с электрическими, электропневматическими и электрогидравлическими исполнительными механизмами.

### § 8.3. ОБЕСПЕЧЕНИЕ АСУТП

АСУТП — система, предназначенная для выработки и реализации управляющих воздействий на технологический объект управления (ТОУ) в соответствии с принятым критерием управления. АСУТП — человеко-машинная система, обеспечивающая автоматизированный сбор и обработку информации, необходимой для оптимизации управления, т. е. для достижения экстремума критерия качества управления. АСУТП состоит из подсистем, порядок соподчинения которых называют иерархией АСУТП.

В состав АСУТП включают техническое, программное, информационное и организационное обеспечение и оперативный персонал.

*Техническое обеспечение АСУТП* — совокупность вычислительных и управляющих устройств, средств преобразования, отображения и регистрации сигналов, устройств передачи и обработки сигналов и данных, исполнительных устройств, необходимых для выполнения функций системы. Управляющая функция включает выработку решения и осуществление управляющих воздействий на ТОУ. Информационная функция включает сбор, преобразование и хранение информации о состоянии ТОУ, представление этой информации персоналу или передачу для последующей обработки (вспомогательная функция—обеспечение внутренних задач собственного нормативного функционирования). Функции АСУТП различаются двумя режимами выполнения: автоматическим (без человека), непосредственное цифровое управление (НЦУ), или через установки (АСР) и автоматизированным (с «человеком», «режим советчика», «диалоговый режим», «ручной режим»).

Для выполнения информационной функции могут быть использованы разработанные в рамках ГСП комплексы (например, КТС ЛИУС).

Управляющие функции, накопление, хранение и обработка информации реализуются устройствами, входящими в современные ЭВМ, которые составляют техническую основу АСУТП. Из них рассмотрим *агрегатные средства вычислительной техники* АСВТ и СМ ЭВМ, которые включают различные модели процессоров, устройств приема измерительной (от датчиков) и передачи командной (к исполнительным механизмам) информации и др.

Специфичные требования к ЭВМ, используемым в АСУТП привели к созданию специализированных ЭВМ и управляющих вычислительных комплексов (УВК). В современных УПК эти устройства изготавливают по блочно-модульному принципу, что позволяет соединять их в УВК в различных комбинациях в зависимости от требований и масштабов автоматизируемого технологического процесса.

Агрегатный принцип построения АСВТ позволяет выходить за рамки возможностей традиционных ЭВМ, так как УВК komponуют из унифицированных устройств. Первый набор устройств на базе радиоэлектронных дискретных компонентов АСВТ-Д включал вычислительные комплексы М1000, М2000, М3000, которые служат для первичной переработки информации, централизованного контроля и управления, планирования, производства, инженерных расчетов.

В настоящее время выпускают модели на микроэлектронных компонентах АСВТ-М с набором процессоров различной производительности, периферийных устройств связи с объектом и программным обеспечением. На базе этих средств АСВТ-М создан ряд УВК: М400, М4030, а также перфорационный комп-

леке М5000, микропрограммные автоматы М40 и М6010 и др.

Освоение нового семейства малых вычислительных машин СМ ЭВМ расширяет возможности обеспечения АСУТП. СМ ЭВМ включает базовые процессоры СМ-1П и СМ-2П, которые развивают модели М6000 и М7000, и поэтому ЭВМ типа СМ-1 и СМ-2 могут использовать программное обеспечение, накопленное для УВК типов М6000 и М7000. Кроме того, СМ ЭВМ включает УВК (ЭВМ) типов СМ-3 и СМ-4, которые продолжают линию УВК типа М400 и микропроцессорной ЭВМ «Электроника-60» и которые отличаются широким диапазоном производительности, простой реализацией многопроцессорных систем, высокой скоростью обработки прерываний, возможностью реализации комплексов с изменяемой структурой. Программное обеспечение СМ-3 и СМ-4 позволяет реализацию многопользовательных систем реального времени, разделения времени, диалоговых систем.

Устройства, входящие в комплексы СМ-3 и СМ-4, включают шестнадцатирядные процессоры типа СМ-3П и СМ-4П; внешние ЗУ (накопители на магнитных дисках с кассетами емкостью 2,4 Мбайт, накопители на магнитных лентах емкостью 20—40 Мбайт); перволенточные устройства ввода-вывода (500—1000 строк/с), алфавитно-цифровые печатающие устройства (АЦПУ) последовательного (100—180 знаков/с) и параллельного (9000 знаков/с) типов; алфавитно-цифровые дисплеи емкостью 2000 знаков в кадре, используемые в качестве терминалов операторов АСУТП; графический дисплей типа ЭПГСМ; пять типов УСО, из них УСО с интерфейсом «Общая шина» (ОШ) в зависимости от возможностей устройства управления (контроллеров) обеспечивает различные режимы обмена информацией для аналоговых и дискретных сигналов (по программному каналу с загрузкой процессора со скоростями 30 тыс. слов/с для СМ-3 и 3000 слов/с для СМ-4; по каналу прямого доступа через ОЗУ, со скоростью 700 тыс. слов/с), кроме того, отметим УСО с интерфейсом типа 2К из номенклатуры ЭВМ М6000, М7000, СМ-1, СМ-2, обеспечивающее удаление от объектов автоматизации на 1—2 км.

УВМ типов СМ-3 и СМ-4 выпускают для реализации следующих типов комплексов:

базовый комплекс, включающий один процессор, два-три универсальных устройства ввода-вывода, один-два устройства внешней памяти, программное обеспечение с операционной системой общего назначения;

специфицированные комплексы, состоящие из нескольких базовых комплексов СМ-3 и СМ-4 и дополнительных модулей для расширения ОЗУ, периферийных устройств и устройств межпроцессорной и машинной связи;

проблемно-ориентированные комплексы, состоящие из специфицированных комплексов с расширением программного обеспечения для решения конкретных прикладных задач.

Рассмотренные средства АСВТ и СМ ЭВМ и агрегатные комплексы ГСП взаимостыкуемы и позволяют реализовать АСУ любой структуры (подробнее см. в литературе [1, 6, 15, 18]).

#### § 8.4. СОВРЕМЕННЫЕ АЛГОРИТМЫ УПРАВЛЕНИЯ И ИХ РЕАЛИЗАЦИЯ С ПОМОЩЬЮ УВМ

УВМ, цифровая и аналоговая вычислительная техника позволяют реализовать различные неклассические алгоритмы управления. Особенно актуальны алгоритмы для обогатительных технологических процессов с большими постоянными времени  $T_0$  и запаздываниями  $t_0$  ( $T_0, t_0 > 5$  мин).

Ниже дается обзор и сравнение ряда алгоритмов.

В *каскадных* АСР помимо главной выходной величины объекта  $y$  (например, запас руды в мельнице) измеряется промежуточная величина  $y_n$  (например, производительность питающего конвейера); поэтому общее запаздывание  $\tau_c > T_0$  от входа  $x$  до выхода  $y$  разбивается на два отдельных интервала (например, пополам); о первом интервале  $x \rightarrow y_n$  «заботится» регулятор РЕП, а о втором  $y_n \rightarrow y$  — РЕГ2; оба контура работают в облегченных по запаздываниям условиям, выход //, от РЕГ2 является заданием для РЕП (рис. 8.4, а).

*Алгоритм Смита* разработан специально для объектов с запаздываниями. В нем (рис. 8.4, б) искусственно создается вспомогательный сигнал, не содержащий запаздывания. Знание реакции системы без запаздывания позволяет регулятору «предвидеть» и упреждать будущее поведение системы.

*Пропорционально-интегрально-разностный алгоритм* (ПИР) учитывает предысторию функционирования САУ, передаточная функция ПИР-алгоритма [24]:

$$W_p(p) = k_p \cdot \frac{1 - k_d \cdot T_p \cdot p}{1 - e^{-pT_p}} [1 - e^{-pT_i}] + \frac{k_i}{p} [1 - e^{-pT_i}], \quad (8.1)$$

где  $k_p$ ,  $k_i$ ,  $k_d$ ,  $T_p$ ,  $T_i$  — настроечные параметры регулятора. «Дифференцирующая» часть, как правило, не требуется, тогда  $T_i = 0$  и  $k_i = 0$ , остаются две классические ПИ-настройки  $k_p$ ,  $T_p$  и две новые  $k_d$  и  $T_i$ .

ПИР-регулятор существенно отличается от классического ПИ-регулятора тем, что интегрированию подвергается не входной сигнал (отклонение  $A = e = y - \gamma_0$ ), а разница между величиной входного сигнала в момент измерения  $y(t)$  и той величиной  $y(t - \tau)$ , которая была на входе УВМ  $\tau$  мин назад:  $\tau = \tau_{об} + \tau_{об}$ . Коэффициент  $k$  определяет запаздывающее ослабление интегральной составляющей и может изменяться при

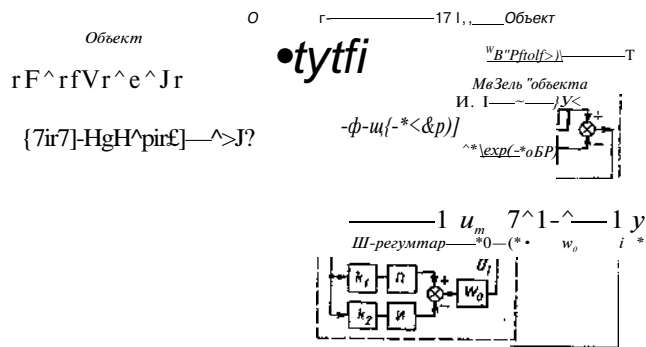


Рис. 8.4. Структурные схемы современных алгоритмов

настройке в пределах  $0 < \delta < 1$ . Удастся получить значительно более высокий запас устойчивости АСР, чем при ПИ-законе регулирования, и обеспечить высокую точность стабилизации при изменениях динамических характеристик объекта. Таким образом, учет предыстории функционирования АСР (прошлых значений выходной величины объекта) на интервале времени, примерно равном времени запаздывания объекта, как показали промышленные испытания алгоритма, значительно повышает качество АСР (ПИР-алгоритм представляет собой аппроксимацию 1-го порядка, квазиоптимального в смысле принципа максимума алгоритма управления, реализуемого для объектов 2-го порядка с запаздыванием).

В пропорционально-интегральном по предыстории алгоритме (ПИП), для наиболее полного использования предварительно полученной об объекте информации передаточная функция объекта введена в выражение для передаточной функции регулятора, т. е. учитывается модель объекта

$$\hat{P}(P) = h [1 - \delta \cdot W_{об}(p) + Vh/(T_p p)] [1 - k_2 W_{об}(p) / K_{об}] \quad (8.2)$$

$$W_p(p) = k_p [1 + (T_{ин})^n] [(1 - k_2 W_{об}(p) / K_{об}) b]$$

где  $W_p$  и  $W_{об}$  — передаточные функции соответственно регулятора и объекта;  $k_p$ ,  $T_{ин}$ ,  $k_u$ ,  $k_2$ ,  $k$  — настроечные параметры регулятора ( $K_{об}$  — статический коэффициент передачи объекта).

Анализ алгоритма (8.2) и соответствующей ему блок-схемы (рис. 8.4, в) показывает, что управляющий сигнал  $U_i$  регулятора формируется в виде суммы сигналов  $U_{п}$  и  $U_{и}$ . Введение добавок, ослабляющих пропорциональную ( $k_1$ ) и интегральную ( $k_2$ ) части классического ПИ-закона, предотвращает чрезмерный рост управляющего воздействия, характерный для других алгоритмов в АСР с запаздыванием, и позволяет существенно повысить точность стабилизации.

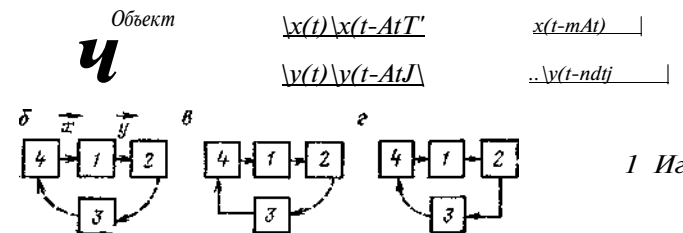


Рис. 8.5. К реализации алгоритмов управления с помощью УВМ:

$a$  — связь с объектом;  $b$  — управление посредством человека;  $o$  — программируемое человеком управление без обратной связи от объекта;  $z$  — режим «советчик оператору»;  $\delta$  — замкнутое управление без человека;  $\gamma$  — объект;  $J$  — измерительная система;  $3$  — УВМ;  $4$  — исполнительный механизм или АСР

Перейдем к реализации алгоритмов управления с помощью УВМ.

Рассмотренные алгоритмы управления реализуются с помощью УВМ путем следующей организации ее работы: в части получения информации о выходной величине объекта  $y$  и вычисления управляющих команд на входе объекта  $x$ . Для управления объектом с одним входом  $x$  и одним выходом  $y$  в УВМ выделяется одномерный массив ячеек памяти, например  $N = 20$  ячеек; в этот массив записываем текущее  $y(t)$  и предыдущие  $y(t-T)$ , ...,  $y(t-NT)$  значения измеряемой выходной величины объекта (рис. 8.5, а). Периодически с интервалом времени  $T$  (например,  $T=2$  мин) по сигналу датчика времени (таймера) и датчика выходной величины  $y(t)$  числа в ячейках массива автоматически обновляются следующим образом.

Наиболее запаздывающий сигнал  $y(t-NT)$  стирается из последней ячейки массива, и в нее перемещается число  $y(t-T - (N-1)T)$  из предпоследней ячейки, и так далее — до первой ячейки, содержимое которой переносится во вторую ячейку; в первую же ячейку записывается новое текущее значение  $y(t)$  ВЫХОДНОЙ величины объекта. После очередного такого обновления в массиве содержится текущее значение  $y(t)$  и ряд запаздывающих значений — предыстория процесса.

Для некоторых алгоритмов управления может потребоваться еще аналогичный массив входной величины объекта  $x(t)$ ,  $x(t-T)$ , ...,  $x(t-MT)$ , также обновляемый по сигналам датчика времени и величины  $x(t)$ .

Работа УВМ в режиме управления включает арифметические операции с упомянутыми массивами чисел  $y(N)$  и  $x(M)$  для выработки управляющего сигнала  $x(t)$  на входе объекта для каждого наступающего (после обновления массивов) периода времени  $T$ . Для этого в следующее мгновение после обновления массивов арифметическое устройство УВМ делает

над числами массивов  $y(t)$ ,  $y(t-T)$ , ..., те арифметические операции, которые предписывает математическая формула алгоритма  $x(t) = f[y(t), y(t-T), \dots]$ , причем производные заменяют конечными разностями  $dy/dt \approx [y(t) - y(t-T)]/T$ , интегрирование — суммированием  $\int \dots dt \approx \sum \dots \Delta t$ . Полученное число  $x(t)$  передается в качестве команды для изменения положения регулирующего органа на входе объекта (и, может быть, в первую ячейку массива входа  $x(M)$ , если это нужно и если нет соответствующего датчика входа). Этим путем УВМ реализует любой алгоритм, запрограммированный для нее человеком. Основной творческой задачей становится нахождение самих алгоритмов управления. Эта задача особенно актуальна при разработке АСУТП.

Для многих из рассмотренных стабилизирующих алгоритмов обобщающей является следующая формула (линейных алгоритмов):

$$x(t) = x_0 + a_1 f(t) + a_2 f(t-T) + \dots + a_n f(t-NT) + B_{1x} y(t) + B_{2y} y(t-T) + \dots + B_{mx} x(t-MT), \quad (8.3)$$

где  $X_0$  — начальное (среднее) положение регулирующего органа;  $a_i$ ,  $b_j$  — настроечные коэффициенты алгоритма;  $A = y - Y_0$  — отклонение стабилизируемой величины от задания.

Классические стабилизирующие алгоритмы получают из выражения (8.3) как частные случаи. Так, ПИ-закон получается при условии  $x_0 = Y_0$  и  $a_0 = 0$ , а остальные  $a_i$ ,  $B_j$  — равны нулю, т. е.  $x(t) - X_0 = a_p A(t)$  — изменение положения регулирующего органа пропорционально сигналу отклонения.

И-закон получается из выражения (8.3) в виде  $x(t) - x_0 = a_i (T T^{-1}) S(t)$ , где  $T_u$  — время интегрирования;  $k_p = a_0 X / T T_u^{-1}$  — статический коэффициент передачи;  $S(t)$  — содержание ячейки интегратора (накопителя), обновляемое по закону  $S(t) = S(t-T) + A(t)$  с интервалом  $T$ .

ПИД-алгоритм можно реализовать либо с упомянутым интегратором без массива  $x(M)$ :

$$x(t) - x_0 = k_p A(t) + k_p T T^{-1} S(t) + k_p T J^{-1} [A(t) - A(t-T)],$$

либо с массивом  $x(M)$  как частный случай формулы (8.3)

$$x(t) - x_0 = k_p \left[ \frac{1}{T} + \frac{1}{T T^{-1}} + \frac{1}{T J^{-1}} \right] A(t) + k_p (1 - T J^{-1}) A(t-T) + k_p (T_d T^{-1}) A(t-2T) + x(t-T). \quad (8.4)$$

В формуле (8.4) множители, стоящие перед  $A$  и  $x$ , суть коэффициенты  $a_i$  и  $b_j$  в формуле (8.3), в ней роль интегратора  $S(t)$  выполняет массив  $x(M) = x(t-T)$ , который здесь вырождается в одну ячейку.

Алгоритм вводится в УВМ с помощью программы, составленной на одном из программирующих языков (ФОРТРАН и др.).

Для ПИР-алгоритма с передаточной функцией (8.1) программа на языке ФОРТРАН, успешно испытанная с УВМ для управления длинными вращающимися печами  $t_0 \gg 20$  мин, имеет вид (сопровождается пояснениями):

```

DIMENSION DEL (20)
READ I XO, DT, T1, K, SI, S2, KD, N1, DEL — ввод констант алгоритма и
сигнала отклонения DEL;
SDO 4 J = 1,19; DEL (21 - J) = DEL (20 - J) — сдвиг смеще членов массива
предыстории отклонения A (t);
4CONTINUE;
DEL (1) равно новому значению сигнала отклонения A (t), вводится от датчика
Y (0 — й с периодом T, например 1 мин;
S1 = SI + DEL (1) — интегрирование отклонения A (t);
S2 = S2 - J- DEL (20) — интегрирование запаздывающего отклонения A (t - t);
X = XO + KP * DEL (1) + (KP * DT/T1) (S1 - KS2) + KD * (DLL (1) -
- DEL (N1)) — математическая формула алгоритма, вырабатывающая управляющую
команду (я = x (t) на входе объекта в момент t, с периодом A);
* PRINT 2,X
1 FORMAT ( )
2FORMAT ( ) — вывод на печать, если требуется контроль со стороны че-
ловека;
GOT05 — возврат к началу нового периода.

```

Дадим пояснения. Программа реализует управление по формуле (8.1), которая в разностно-временной области имеет вид

$$x(t) = x_0 + k_p A(t) + (k_p T T^{-1}) \sum_{j=1}^n [A(t) - \Delta(t-x)] + A_n [D(0) - D(*-T_1)].$$

Принятые обозначения: DEL (20) — массив отклонений  $D = y - Y_0$  стабилизируемой величины от задания в текущий момент DEL (1) и в моменты запаздывающие  $x = At$ ,  $x = 2At$ , ... DEL (2), DEL (3) и т. д. (число ячеек памяти массива 20 можно изменить при настройке программы алгоритма на конкретный объект); XO — начальное положение регулирующего органа на входе ИМ; X — текущее положение регулирующего органа (изменяется по команде датчика времени УВМ с периодом  $f = \text{const}$ ); KP — коэффициент; DT — T; T1 = T — константы; S1 и S2 — интегралы от  $A(t)$  и  $A(t-T)$ , причем  $T = 20A$ ; Ti = (N1) A — запаздывание дифференцирующей части алгоритма. УВМ вырабатывает управляющую команду для изменения входа объекта с периодом T.

При управлении многомерными объектами с числом входов  $m$ , т. е.  $(X_1, X_2, \dots, X_m)$  и числом выходов  $n$ , т. е.  $(y_1, y_2, \dots, y_n)$  в оперативной памяти УВМ организуют  $m$  одномерных массивов

входом  $x(M)$  и  $n$  одномерных массивов выходов  $y(N)$ , аналогичных каждому рассмотренным массивам  $x(M)$  и  $y(N)$ . Эти одномерные массивы могут быть разной длины (т. е. содержать разное число ячеек памяти). Кроме того, обновление информации в каждом массиве может происходить со своей собственной частотой (кратной частоте сигнала датчика времени).

В этих массивах хранятся текущие и запаздывающие значения всех измеряемых входных и выходных сигналов объекта.

Реализуемые алгоритмы управления для многомерных объектов имеют в общем случае нелинейный вид

$$X_i(t) = F_i[y_j(N); \quad X_j(M)];$$

$$x_m(t) = F_m[y_j(N); \quad X_j(M)],$$

где  $i = 0, 1, 2, \dots, n; j = 1, \dots, m$ .

В частном случае стабилизирующего управления нелинейные функции  $F_1, \dots, F_m$  могут быть заменены на линейные

комбинации всех чисел, хранимых в массивах,  $y(N)$  и  $x(M)$ , как в формуле (8.1). Заметим, что УВМ может выполнять при автоматизации различные функции — от простейшего управле-

ния посредством связи и с входами  $x$  и с выходами  $y$  объекта только через человека-оператора (штриховые линии), до полностью автоматического управления (рис. 8.5, б—д).

На смену локальным традиционным регуляторам (стабилизирующим, экстремальным и др.) приходят новые алгоритмы и УВМ. Здесь важны две сферы знаний: управляющие алгоритмы, учитывающие особенности управления объектом; универсальная материальная часть, включающая элементы цифровой и аналоговой управляющей техники, процессор УВМ, устройство связи с объектом (УСО) и др.

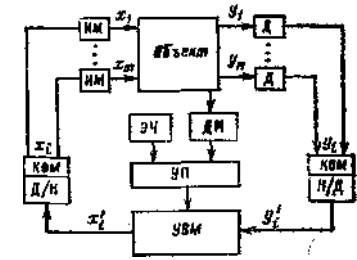
В заключение рассмотрим типовую структурную схему замкнутого управления любыми объектами с помощью УВМ.

На вход УВМ (рис. 8.6) от датчиков (Д) поступает измерительная информация о текущих значениях выходных величин  $U_1, \dots, U_n$  объектов управления. После преобразования сигналов из непрерывных в дискретные (Н/Д, аналог-код) УВМ обрабатывает эти сигналы  $y_j^i$  в соответствии с выбранным законом (алгоритмом) управления для получения командной информации  $x_j^i$ , которая после обратного преобразования (Д/Н) подается через исполнительные механизмы (ИМ) на входы объектов  $x_1, \dots, x_m$ .

Преобразователи непрерывных величин в дискретные (цифровые) и наоборот делают многоканальными с использованием коммутатора (КОМ), который последовательно сбегаёт датчики (или ИМ). Распространен принцип синхронной связи УВМ с объектами, при котором процесс управления разбивается на периоды (циклы) равной продолжительности тактирующими импульсами от электронных часов (ЭЧ) (таймера).

В начале очередного цикла, с приходом тактирующего импульса на устройство прерывания (УП) происходит обегаящий опрос датчиков (с преобразованием сигналов в цифровую

Рис. 8.6. Структурная схема управления с помощью УВМ



форму) и ввод цифровых сигналов в ОЗУ. По отношению к отдельному датчику его выходной непрерывный сигнал квантуется по уровню и по времени.

После ввода измерительной информации  $y_j^i$  г, ЗУ УВМ вычисляет управляющие команды  $x_j^i$  и выдает их на управление. Непосредственное (прямое) цифровое управление получается при подаче команд (через ИМ) на вход объекта.

Для сложных технологических процессов команды управления от УВМ подаются на изменение заданий локальных АСР (и, возможно, на установку оптимальных настроек регулятора локальных АСР). При такой структуре работоспособность сохраняется и при отказах УВМ.

Помимо рассмотренной работы УВМ в замкнутой системе управления (с обратной связью), возможно управление по разомкнутой схеме по принципу программного управления (УВМ вырабатывает программу команд  $X_i$  на входе объекта без текущих измерений выходных величин  $y_j^i$ ) и в режиме «советчика» оператору (по текущим измерениям  $y_j^i$  команды выдаются в виде советов человеку-оператору).

## Глава 9

### РАСЧЕТЫ ПРИ АНАЛИЗЕ И ПРОЕКТИРОВАНИИ АСР И АСУТП

#### § 9.1. АНАЛИЗ ДИНАМИЧЕСКИХ ПОГРЕШНОСТЕЙ. СИНТЕЗ ИЗМЕРИТЕЛЬНЫХ АЛГОРИТМОВ

При разработке, внедрении, обслуживании АСР и АСУТП встречаются различные расчеты, главные из которых рассматриваются ниже.

Рассмотрим оценку *динамических погрешностей* измерительных систем. Если на вход измерительной системы подается измеряемый полезный сигнал  $y(t) = \varepsilon \text{const}$  и помеха  $n(t)$ , приведенная к входу, то результат измерения на выходе  $u^*(t)$ ,

вообще говоря, не равен измеряемой величине  $y(t)$  и появляется текущая погрешность  $e(t) = y^*(t) - y(t)$ . Эта текущая погрешность обусловлена динамическим искажением полезного сигнала (запаздыванием и т. п.) и помехой  $e(t) = e_n(t) + e_y(t)$ .

Спектральная плотность погрешности  $S_e$  на выходе

$$S_e(\omega) = S_{e1} + S_{en} = |W(\omega)|^2 S_y(\omega) + |W(\omega)|^2 S_n(\omega),$$

где  $S_y(\omega)$ ,  $S_n(\omega)$  — спектральные плотности соответственно сигнала и помехи.

Суммарная мощность, т. е. средний квадрат погрешности  $e^2$  определяется интегрированием  $S_e(\omega)$  по формуле Бодя — Шеннона

$$e^2 = 0,5 \int_{-\infty}^{\infty} S_e(\omega) d\omega. \quad (9.1)$$

Если выполнить это интегрирование, то увидим, что  $e^2$  является функцией параметров измерительной системы, входящих в  $W(j\omega)$ , и частотных свойств входных сигналов и помехи. Дальнейший анализ связан с выяснением влияния этих параметров на величину  $e^2$ , а при синтезе потребуется так подобрать параметры измерительной системы, чтобы погрешность  $e^2$  была либо минимальной, либо не превышала заданного предела.

Перейдем к анализу погрешностей типовых алгоритмов измерения. Помимо простого измерения текущей величины, на практике применяют различные алгоритмы обработки измеряемых сигналов: дифференцирование сигнала, интегрирование сигнала, интерполяцию по дискретным данным, прогнозирование и другие операции преобразования сигнала.

Если желаемая передаточная функция (точнее, комплексный коэффициент передачи) обработки сигнала имеет вид  $N_{\text{ж}}(\omega)$ , то средний квадрат погрешности

$$e^2 = \int_{-\infty}^{\infty} |N_{\text{ж}}(\omega) - 1|^2 S_y(\omega) d\omega + \int_{-\infty}^{\infty} |N_{\text{ж}}(\omega)|^2 S_n(\omega) d\omega. \quad (9.2)$$

Если нужно просто измерить сигнал, то  $N_{\text{ж}}(\omega) = 1$ . Если надо проинтегрировать сигнал, то  $N_{\text{ж}}(\omega) = 1/\omega$ , так как оператор дифференцирования  $p = \omega$ ; если проинтегрировать, то  $N_{\text{ж}}(\omega) = 1/\omega$ , так как оператор интегрирования  $1/p = 1/\omega$ . Таким путем распространяется применение формулы Бодя — Шеннона на любые динамические звенья и системы.

В дискретных измерительных системах информация (например, при обегавшем контроле), как правило, поступает

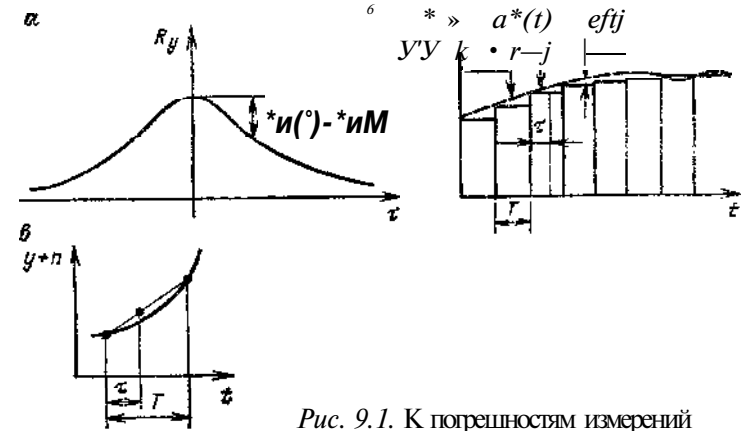


Рис. 9.1. К погрешностям измерений

с некоторым запаздыванием  $\tau$ . Для запаздывающих измерений передаточная функция  $W_{\text{нс}} = \exp(-\tau/\omega)$ , а желаемый оператор  $W_m = 1$ . По формуле (9.2) получаем

$$e^2 = 0,5 \int_{-\infty}^{\infty} |\exp(-\tau/\omega) - 1|^2 S_y(\omega) d\omega + 0,5 \int_{-\infty}^{\infty} |\exp(-\tau/\omega)|^2 S_n(\omega) d\omega = 0,5 \int_{-\infty}^{\infty} (2 - 2 \cos \omega \tau) S_y(\omega) d\omega + 0,5 \int_{-\infty}^{\infty} S_n(\omega) d\omega = 2R_y(0) - 2R_y(\tau) + R_n(0). \quad (9.3)$$

Полученная связь составляющей  $e_y^2$  с корреляционной функцией  $R_y(x)$  поясняется на рис. 9.1, а.

Оценим погрешность ступенчатой интерполяции при дискретном контроле, производимой по последней измеренной ординате, на время  $t$  вперед (рис. 9.1, б). По отношению к последней ординате имеем запаздывание на время  $\tau$  и, согласно формуле (9.3), в точке внутри интервала дискретности  $T$  имеем ожидание квадрата погрешности  $e^2(\tau) = 2 |R_y(0) - R_y(\tau)| + R_n(0)$ . Средний по всему интервалу дискретности  $T$  квадрат погрешности

$$e^2 = \int_0^T 2 [R_y(0) - R_y(t)] dt + R_n(U) T$$

Оценим средний квадрат погрешности линейной интерполяции, которая ведется по алгоритму (рис. 9.1, в)

$$V^*(t) = y(t - \tau) + T \frac{y(t + T) - y(t - T)}{2T} + n(t - \tau) + \frac{T}{2} [n(t - T) - n(t - \tau)], \quad (9.4)$$

при  $x > T$  получается экстраполяция, при  $x < T$  — интерполяция. Для этого алгоритма можно получить  $e^2$  без формулы Боде — Шеннона, действуя прямо по формуле

$$e^2(x) = \int_0^T [y^*(t) - y(t)]^2 dt$$

Подставим значение  $y^*(t)$  из формулы (9.4), возведем в квадрат  $s^2(t)$  и будем вычислять интеграл с учетом определения корреляционной функции  $R_y(t)$  сигнала и помехи  $R_n(t)$  и с учетом, что их взаимно-корреляционная функция из-за некоррелированности равна нулю.

Получим для момента  $t$  внутри интервала  $T$ :

$$\begin{aligned} \ddot{e}^2(t) = & [1 + (tT^{-1})^2 + (1 + tT^{-1})^2] R_y(0) - 2(1 + \\ & + tT^{-1}) R_y(t) + 2mT^{-1} Y_y(t - T) - 2(1 + tT^{-1}) R_y(t) + \\ & + [(1 + tT^{-1})^2 + (tT^{-1})^2] R_n(0) - 2(1 - tT^{-1}) R_n(t). \end{aligned} \quad (9.5)$$

Аналогично можно анализировать многоточечные алгоритмы параболической интерполяции или иной обработки измеряемых сигналов.

Скажем несколько слов о задачах синтеза по минимально-квадратичному критерию. В формуле (9.2) надо минимизировать  $e^2$  путем подбора оптимальной передаточной функции измерительной системы  $W_{uc}$  при заданных  $W_x, S_y, S_n$ . Если при этом задача сводится к определению ряда параметров  $a_i$ , например,  $N_{uc} = K_{ис} / (a_0 p^2 + 0.1p + 1)$ , то ключевыми являются уравнения  $\partial e^2 / \partial a_0 = 0, \partial e^2 / \partial a_1 = 0$  и т. д. Этим путем могут решаться задачи выбора оптимальных интервалов опроса датчиков в обтекающих системах централизованного контроля.

Пример. Выбор оптимального интервала опроса при линейной интерполяции с минимизацией

$$\begin{aligned} \#(T) = & -2 \int_0^T R_y(t) dt + \int_0^T R_n(t) dt + \int_0^T R_y(t) dt + \int_0^T R_n(t) dt + \\ & \dots \end{aligned}$$

получаемой из выражения (9.5) усреднением на периоде  $T$ . Исходные данные:

$$\begin{aligned} R_y(t) &= a^2 \exp(-pt) = \exp(-t); \\ R_n(t) &= a^2 \exp(-a|t|) = 0.5 \exp(-1.5|t|). \end{aligned}$$

Придавая  $T$  ряд значений, получаем:

$T, \text{ мин}$	0	0,5	1	2	10
$R, (\text{мВ})^2$	1	0,884	0,884	1,482	3,3

Откуда Гонт = 0,75 мин.

Рассмотренная классическая минимально-квадратичная теория анализа и синтеза применима не только к локальным измерительным системам, но и к автоматизированным системам аналитического контроля (АСАК), которые являются подсистемой АСУТП на ОФ.

## § 9.2. АНАЛИЗ УСТОЙЧИВОСТИ САУ

После изучения трех главных типов компонентов САУ<sup>1</sup> (объектов, измерительных систем, управляющих компонентов, т. е. регуляторов, УВМ) целесообразно изучать САУ в целом и сосредоточить внимание на задачах анализа и проектирования (синтеза).

Первый шаг анализа типовой САУ — составление уравнения или передаточной функции САУ. Далее все сводится к математическому анализу уравнения. По виду уравнений различают линейные САУ, которые описываются линейными дифференциальными уравнениями с постоянными коэффициентами; САУ с запаздыванием, которые включают в себя члены запаздывания с передаточной функцией  $\exp(-xp)$ ; импульсные линейные САУ, в которых сигнал действует в дискретные моменты времени и которые описываются разностными уравнениями; нелинейные САУ, которые содержат нелинейные элементы (стабилизирующие САУ с релейным и т. п. регулятором либо экстремальные САУ).

В задачи анализа входит установление устойчивости САУ и определение качества переходных процессов при типовых, часто ступенчатых, воздействиях (последнее связано с нахождением импульсной или ступенчатой переходной функции САУ путем решения уравнений САУ). Анализ устойчивости САУ проводится по корням характеристического уравнения с помощью алгебраического критерия Рауса, частотными методами.

Для типовой САУ (см. рис. 7.3) в общем случае передаточная функция имеет следующий вид (см. § 7.7):

$$W_{САУ}(P) = Y(ПУУО)(P) = (h_m p^m + \dots + b_p) / (a_n p^n + \dots + a_0); \quad m < n$$

Алгебраическое уравнение, получаемое им знаменателя передаточной функции (или из левой части соответствующего дифференциального уравнения) в виде  $a_n X^n + a_{n-1} X^{n-1} + \dots + a_0 = 0$  называется характеристическим уравнением САУ.

<sup>1</sup> Термин «система автоматического управления (САУ)» включает в себя АСУ (или САУ) СЭР и др., т. е. является обобщающим.

**Критерий устойчивости САУ** формулируется так: если все корни  $7w$  характеристического уравнения отрицательны или имеют отрицательные вещественные части, то САУ устойчива; если хотя бы один корень имеет положительную вещественную часть, то САУ неустойчива.

Обосновывают критерий следующим образом. Передаточной функции  $W_{c,y}$  соответствует дифференциальное уравнение  $a_0 y^{(n)} + \dots + a_{n-1} y' + a_n y = b_0 u + \dots + b_m u^{(m)}$ . Если внешних воздействий нет, т. е. задание не изменяется во времени и правая часть уравнения равна нулю, то свободное движение САУ (когда она выведена из состояния равновесия) описывается решением уравнения

$$\ddot{y} + \dots + \dot{y} + y = 0 \quad (9.6)$$

при начальных условиях (начальном отклонении от состояния равновесия), которые могут быть вызваны, например, действием возмущения  $z(t)$ . Неучтенные возмущения  $z$  отклоняют  $y$  от равновесного значения и появляется переходный процесс  $y(t)$ . Если система возвращается к состоянию равновесия, т. е.  $y(t) \rightarrow 0$  при  $t \rightarrow \infty$ , то САУ устойчива; если  $y(t) \rightarrow \infty$  при  $t \rightarrow \infty$ , то САУ неустойчива.

Решение уравнения (9.6) имеет вид

$$y(t) = \sum_{i=1}^n C_i \exp(\lambda_i t) \quad (\text{ЯД})$$

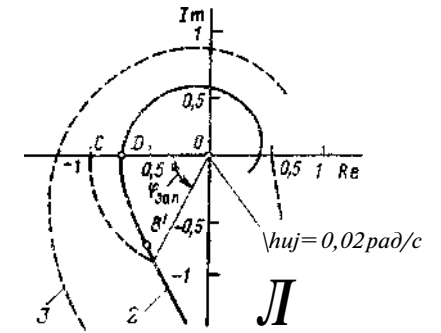
где  $\lambda_i$  — корни характеристического многочлена;  $C_j = \text{const}$  — постоянные коэффициенты, зависящие от начальных условий.

Видно, как бы ни были велики числа  $C_i$  (начальное возмущение системы), при всех отрицательных  $\lambda_i$  вся сумма будет стремиться к 0 при наличии хотя бы одного положительного  $\lambda_i$  и САУ тогда неустойчива.

Были еще найдены обходные методы, которые без вычисления корней устанавливают, лежат ли они слева от мнимой оси или нет (критерии Рауса, Гурвица). В этих алгебраических критериях составляют в определенном порядке комбинации коэффициентов характеристического многочлена и по знакам (+ или -) комбинаций определяют устойчивость САУ. В частности, полезно простое правило: если в ряду положительных коэффициентов характеристического уравнения хотя бы один коэффициент отрицателен, то САУ заведомо неустойчива.

Из различных **частотных критериев устойчивости** наиболее широкое применение нашли критерий Найквиста, Михайлова, оценка устойчивости по логарифмическим частотным характеристикам. Частотные критерии пригодны как для систем с сосредоточенными параметрами, так и для САУ с запаздыванием (в отличие от алгебраических критериев, которые для САУ с запаздыванием непригодны).

Рис. 9.2. Годограф Найквиста



При использовании критерия Найквиста необходимо построить годограф (рис. 9.2) передаточной функции (комплексного коэффициента передачи)  $W_{раз}(\omega) = W_{пер} W_{00} W_{пс}$  разомкнутой САУ и посмотреть, охватывает ли этот годограф точку с координатами  $(-1; 0)$  или нет. Если не охватывает, то САУ устойчива, и наоборот.

Преимущества критерия Найквиста: годограф разомкнутой САУ построить проще, чем замкнутой; достаточно построить не весь годограф, а в окрестностях критической точки с координатами  $(-1; 0)$ ; чистое запаздывание  $\tau$  легко учтется при построении годографа.

**Пример.** Дана САУ, для которой  $\beta = 0,01 \exp(-60p)/(1p)(0,4-1)$ ;  $W_{пс} = 1$ ;  $\text{Ирег} = \frac{1}{1 + 1/(7ip) + \Gamma_{др}} = 320[1 + 1/(102p) + 24p]$ . Частотная характеристика разомкнутой САУ без учета запаздывания  $W_{раз} = 0,01 - 0,42011 + 102/(0 + 24 - 102/(c\omega^2)) / [(15/(0+1) \cdot 102/c)]$ ;  $[c] = c^{-1}$ .

Отсюда получаем действительную и мнимую части для годографа  $W_{раз}(\omega)$ :  $\text{Re}(\omega) = 3,2(24 - 102 - 150\omega^2 - 48c\omega^2) / [102\omega^2(150^2(\omega^2+1))]$ ;  $\text{Im}(\omega) = 3,2X X(102 - 126(\omega^2 + c) / [102(\omega^2(150^2(\omega^2+1))])$ .

Для построения годографа разомкнутой САУ без учета  $\tau$  проведем вычисления в следующей форме:

$\omega$ , рад/с	0	0,01	0,02	0,1	1	$\infty$
Re	1,51	0,82	0,611	0,514	0,513	0,51,5
Im	$-\infty$	-2,24	-0,65	-0,18	1,8	$\infty$

По этим данным строим годограф (штриховая линия / па рис. 9.2). Влияние запаздывания сводится к умножению вектора  $W_{раз}$  на число  $\exp(-\tau/\omega)$ . Амплитуда этого комплексного числа равна единице, а фаза  $\Phi_{зап} = -\tau\omega$ . Следовательно, при таком умножении каждая точка годографа без изменения ее расстояния от начала координат повернется по часовой стрелке (так как  $\Phi_{зап} < 0$ ) на угол, равный  $\tau\omega$ . Например, точка  $B$  повернется на угол поворота  $\alpha_{до} = 0,02 \cdot 0,1 = 1,2$  рад — в  $B'$ . Здесь  $\tau = 60$  с;  $\omega = 0,02$  рад/с. Для примера углы поворота приняты следующими:

$\omega$ , рад/с	0	0,01	0,02	0,1
адов, рад	0	0,6	1,2	6

По этим данным строим годограф с доворотом (кривая 2 на рис. 9.2). Видно, что САУ в этом примере устойчива. Пример неустойчивой САУ — годограф 3 (см. рис. 9.2).

Иногда требуется оценить не только устойчивость или неустойчивость САУ, но и запас устойчивости. Существуют два параметра *запаса устойчивости*: по амплитуде и по фазе. Запас по амплитуде может быть оценен размером отрезка  $CD$  (см. рис. 9.2); при оценке запаса по фазе проводят из начала координат окружность единичного радиуса до пересечения с годографом; полученный угол  $\phi_{зап}$  и есть искомый.

Обоснование критерия Найквиста: охват точки с координатами  $(-1, 0)$  годографом означает, что гармонический сигнал некоторой частоты проходит через разомкнутую цепь САУ, увеличиваясь по амплитуде и сдвигаясь на  $-180^\circ$  по фазе; замыкание САУ еще добавляет сдвиг на  $-180^\circ$ ; упомянутая гармоника разрастается, т. е. САУ неустойчива.

### § 9.3. АНАЛИЗ КАЧЕСТВА РЕГУЛИРОВАНИЯ ЛИНЕЙНЫХ САУ

Понятие качества регулирования обычно связывают со ступенчатыми переходными функциями  $y_i(t)$  САУ (см. рис. 7.6, б и рис. 9.3). *Качество регулирования* оценивают следующими параметрами:

временем регулирования  $t_p$ , в течение которого выходная величина приходит к новому заданию (входит в 5 %-ю область около нового задания);

степенью перерегулирования  $\sigma$ , т. е. амплитудой первой полуволны, выраженной в процентах от установившегося значения  $y_{ст}(t)$  при  $t \rightarrow \infty$ . Для кривой 1  $\sigma = 20\%$  (см. рис. 9.3); для кривой 2 ( $\sigma = 0$ );

частотой колебаний  $n_g$ , т. е. числом полувольт до того момента, как переходный процесс приходит к новому заданию (обычно допускается  $n_g = 2 \dots 4$ );

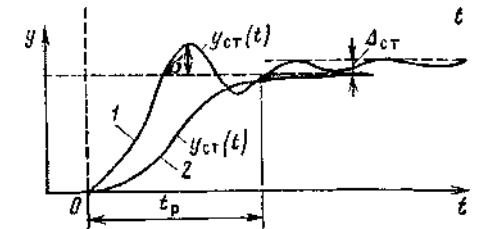
статической погрешностью  $\Delta_{ст}$  — отклонением от задания в установившемся режиме.

Идеальной САУ является такая, у которой  $t_p \rightarrow 0$  и величина  $y(t)$  мгновенно переходит к новому заданию  $y_0$ , чем больше  $t_p$ , тем менее быстродействующей является САУ. Задача анализа качества регулирования САУ — найти значения упомянутых параметров, что связано с нахождением  $y_{ст}(t)$  [или  $y_{ст}(p)$ ]. Существуют различные методы анализа: классический, операторный, частотные.

*Классический метод* заключается в нахождении решения дифференциального уравнения САУ классическим путем с учетом, что уравнение САУ имеет общее решение в виде

$$y(t) = \sum_{i=1}^n c_i e^{\lambda_i t} + y_{ст}(t)$$

Рис. 9.3. Типовые ступенчатые переходные функции САУ



где  $\gamma/\text{част}(0)$  — зависит от вида возмущения на входе САУ (ступенчатое, импульсное и т. д.).

*Операторный метод* включает нахождение изображения по Лапласу по формуле (7.5) входной величины  $y_0(t) \rightarrow Y(p)$  и изображения выходной величины по формуле  $y(t) \sim W_{св} \cdot y_0(t)$ ; по известному изображению  $y(p)$  оригинала  $y(t)$ . Для этого служат изображения по Лапласу (табл. 9.1).

Как правило, получающиеся при анализе системы изображения  $y(p)$  сложнее табличных, и нужно уметь проводить их к табличному виду.

Ступенчатый входной сигнал имеет изображение  $1/p$ , а изображение выходного сигнала для САУ  $W_{св}(p) \cdot 1/p$ .

Таблица 9.1  
Типовые изображения по Лапласу

Оригинал	Изображение по Лапласу
$y(t)$	$Y(p) = \int_0^{\infty} y(t) e^{-pt} dt$
$1(t)$	$1/p$
$t^{n+1}/(n+1)!$	$1/p^{n+1}$
$\exp(-at)$	$1/(p+a)$
$\sin \omega t$	$\omega/(p^2 + \omega^2)$
$\cos \omega t$	$p/(p^2 + \omega^2)$
$\exp(-at) \sin \omega t$	$\omega/[(p+a)^2 + \omega^2]$
$\exp(-at) \cos \omega t$	$(p+a)/[(p+a)^2 + \omega^2]$

Видно, что изображение выхода отличается от табличного изображения по Лапласу.

Для приведения к табличным изображениям по Лапласу применяют разложение на простые дроби

$$\hat{c}_{CAU}(p) = \frac{B_0 + \dots + B_{m,p}}{a_0 p^m + \dots + a_n} \cdot \frac{1}{p}$$

$$= \frac{A_0}{p} + \frac{A_1}{p-K_1} + \dots + \frac{A_n}{p-K_n}$$

Для вычисления констант  $L_0, \dots, A_n$  приводят правую часть к общему знаменателю; сокращают знаменатели; приравнивая коэффициенты при одинаковых степенях  $p$ , составляют равенства для вычисления констант (метод Лагранжа).

На практике часто пользуются изображением по Карсону—Хевисайду; эти изображения отличаются от изображений по Лапласу отсутствием множителя  $1/p$ .

Согласно одному из частотных методов, вычисление импульсной переходной функции ведут по следующей формуле:

$$g_{\text{ИП}}(0) = (2\pi)^{-1} \int_0^{\infty} \operatorname{Re} c_{CAU}(j\omega) \cos \alpha \omega d\omega,$$

где  $\operatorname{Re} c_{CAU}$  — действительная частотная характеристика замкнутой САУ. Формула применима также к анализу САУ с запаздыванием.

Мы рассмотрели методы нахождения переходных процессов САУ, вызываемых ступенчатым или импульсным воздействием. Если требуется найти переходные процессы, вызываемые более сложным воздействием  $y_0(t)$ , это также можно сделать с помощью классического или операторного методов по изложенным выше правилам. Однако если импульсная (или ступенчатая) переходная функция  $g_{\text{ИП}}(\cdot)$  известна, то реакцию САУ  $y(t)$  можно найти с помощью интеграла Дюамеля

$$y(t) = \int_0^t y_{\text{ИП}}(t-\tau) y_0(\tau) d\tau$$

#### § 9.4. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И НАСТРОЙКА СТАБИЛИЗИРУЮЩИХ САУ

Проектирование (синтез) нацелено на выбор параметров, структуры, реализации САУ, удовлетворяющих заданным качествам и требованиям. Вводят методы оптимального синтеза, которые направлены на создание систем, удовлетворяющих критериям оптимальности. Критерий оптимальности не указан и выбирается исходя из конкретной ситуации. Таким образом, при синтезе заданным (выбранным) считается кри-

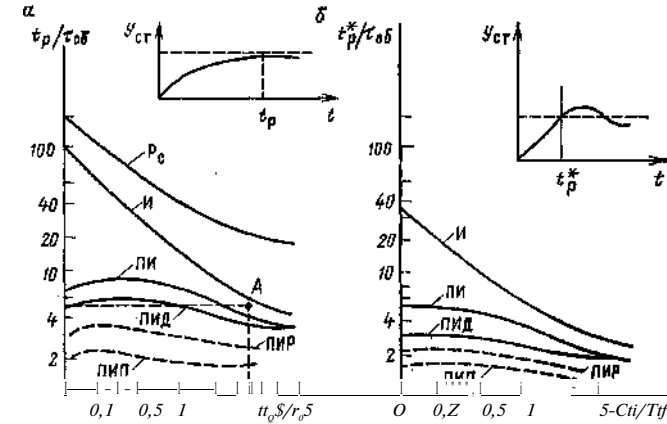


Рис. 9.4. Номограммы для выбора типа регулятора (алгоритма): а — для САУ без перерегулирования ( $a=0$ ); б — для САУ со степенью перерегулирования  $a=20\%$

терий оптимальности, а также другие дополнительные условия (объект автоматизации, условия его работы и т. д.) и необходимо спроектировать систему, удовлетворяющую критерию в дополнительных условиях.

Существует ряд сравнительно точных и упрощенных методов синтеза САУ. Ниже рассмотрены упрощенные методы. Задачи ограничим только выбором настроечных параметров стабилизирующих регуляторов (алгоритмов) и типа регулятора по заданным характеристикам объекта и требованиям к качеству регулирования. Например, для ПИД-регулятора при синтезе надо выбрать настроечные параметры  $t_p, T, T_d$  по заданным характеристикам объекта автоматизации и требованиям к САУ.

Синтез по упрощенным передаточным функциям объекта  $N_{\text{об}} = K_{\text{об}} e^{-x\delta P} / (T\delta P + 1)$  начинают с выбора типа регулятора или алгоритма (П, PI, PID и т. д.) по заранее найденным номограммам (рис. 9.4, а). Помимо степени перерегулирования  $a$ , другим заданным показателем при синтезе является требуемое время регулирования  $t_v$  и СЛУ.

Для САУ с перерегулированием вместо  $t_v$  можно брать  $t_p^*$  — время выхода первой полуволны  $1/K \cdot \delta(t)$  на асимптоту  $y_{\text{ст}}(\infty)$  (см. рис. 9.4, а). Номограммы отвечают на вопрос, какой закон регулирования ПИД, PI, П, ПИР, ПИП или  $P_{\text{ст}}$  (трехпозиционный регулятор постоянной скорости) выгоднее выбрать по известным параметрам объекта  $K_{\text{об}}, T_{\text{об}}, t_{\text{об}}$  и требованиям к САУ, включая время регулирования  $t_v$ , степень перерегулирования  $a$ ; кривые регуляторов, расположенные ниже

Таблица 9.2

**Выбор настроечных параметров регуляторов**

Тип регулятора	Типовой процесс регулирования		
	Апериодический процесс (без перерегулирования) $\delta = 0$	Степень перерегулирования $\delta = 20\%$	Минимизация среднего квадратического отклонения
<i>Для объектов вида <math>W_o Q = K_o b^{\epsilon} P (-\delta \text{обРИТобР} + 1)</math></i>			
П	$k_v = 0,3T_{об}/(K_o \delta \text{об})$	$k_p = 0,7T_{об}/(K_o \delta \text{об})$	$k_r = 0,9T_{об}/(C_{об} T_{об})$
ПИ	$k_v = 0,6T_{об}/(K_o \delta \text{об})$ $T_n = 0,6T_{об}$	$k_p = 0,7T_{об}/(K_o \delta \text{обУ}^*)$ $T_n = 0,7T_{об}$	$k_r = 0,1T_{об}/(C_{об} \delta \text{об})$ $T_n = T_{об}$
ПИД	$k_p = 0,95T_{об}/(K_o \delta \text{об})$ $T_n = 2,4T_{об}$ $T_d = 0,4T_{об}$	$k_v = 1,2T_{об}/(1W_o \delta)$ $T_n = 2T_{об}$ $T_d = 0,4T_{об}$	$k_p = i AT_{об}/(K_o \delta \text{об})$ $T_n = 0,3T_{об}$ $T_d = 0,5T_{об}$
<i>Для объектов вида <math>W_o b - \exp(-T_o Q P)/(T_o Q P)</math></i>			
П	$k_p = 0,4T_{об}/\text{тоб}$	$k_p = 0,7 \cdot 6^{\delta} \text{об}$	Не применяют
ПИ	$k_v = 0,4T_{об}/t_{об}$ $T_n = 6T_{об}$	$k_p = 0,7T_{об} h_{об}$ $T_n = 3\text{тоб}$	$k_p = 7 \text{об}^{\delta}$ $T_n = 4T_{об}$

изображающей точки  $L$  на номограмме обеспечивают эти требования.

Пример. Задано  $\delta_{об} = 1$ ;  $T_{об} = 3,4$  мин;  $t_{об} = 13$  мин;  $t_p = 80$  мин; перерегулирование недопустимо. Находим координаты точки  $A$ :  $\epsilon_p/\text{тоб} = 80/13 = 6,15$ ;  $\text{тоб}/T_{об} = 3,8$  и видим по номограмме для  $\delta_{об} = 0$ , что требования могут обеспечить ПИ-, ПИД-, ПРП-, ПИП-алгоритмы. Следует выбрать ПИ-регулятор как более простой, хотя остальные дают лучшее качество регулирования.

Выбрав тип регулятора, нужно вычислить его настройки (табл. 9.2). Критерий минимума квадрата отклонения дает перерегулирование до 40 %, но меньшее время регулирования.

Пример. Дано  $k_o \delta = 0,5$ ;  $t_{об} = 5$  мин,  $T_{об} = 10$  мин. Допустим, что по заданному  $\epsilon_p$  выбран ПИ-регулятор, требуется определить его настройки. Для условий Д<sup>2</sup>-тип (см. табл. 9.2) получим  $T_p = 0,1 \cdot 10/(0,5 \cdot 5) = 4$ ;  $T_n = 10$  мин;  $N_{рег} = 4[1 + 1/(10/5)]$ .

*Частотные методы* также используют для выбора настроечных параметров регуляторов (табл. 9.3).

Колебательный переходный процесс относится к САУ, которые обрабатывают единичные возмущения с коэффициентом затухания 0,25 (коэффициент затухания равен отношению двух соседних амплитуд затухающего колебания в системе). Исходной информацией об объекте является годограф *Woeijja*, из которого находят частоту  $\omega_{кр}$  и амплитуду  $L_{кр}$  точки пересечения годографа с действительной осью (точка  $D$ , см. рис. 9.2).

<sup>1</sup>  $\delta_{об}$  определяется отношением показания (выраженного в процентах шкалы) прибор!, регистрирующего значения выходного параметра, к ходу исполнительного механизма (выраженному в процентах).

Таблица 9.3

**Выбор настроечных параметров регулятора по частотным характеристикам объекта-**

Тип регулятора	Настроечные параметры	Примечание
П	$k_p = 1/(2L_{кр})$	При апериодическом процессе регулирования
ПИ	$k_p = 1/(2,24 L_{кр})$ $T_n = 1/(1,2 \omega_{кр})$	
ПИД	$k_p = 1/(1,7 L_{кр})$ $T_n = 1/(2 \omega_{кр})$ $T_d = 1/(8 \omega_{кр})$	
ПИД	$t_{ip} = u A_{кр}$ $m \setminus = 1/(3 \omega_{кр})$ $T_d = 1/(2 \omega_{кр})$	

Пример. Из годографа  $W_o(j\omega)$  установили, что  $CDKP \setminus 1$  рад/мин;  $L_{кр} = 0,7$ . Если требуется определить настроечные параметры ПИ-регулятора для апериодического режима регулирования, то пользуясь табл. 9.3, получаем  $\epsilon_p = 1/(2,2 \cdot 0,7) = 1/(0,154)$ ;  $T_n = 1/1,2$  мин.

При синтезе статистическими методами считают, что к входу САУ приведена помеха  $n_{вх}$  со спектральной плотностью  $\nu S_{n_{вх}}(\omega)$ ; кроме того, действует полезный сигнал  $U(\omega)$  со спектральной плотностью  $S_{y_o}(\omega)$ . В стабилизирующих САУ задание  $y_o(t) = \text{const}$  неизменно и поэтому спектральная плотность  $S_{y_o}(G) = 0$  на всех частотах, кроме  $\omega = 0$ ; в следящих системах, в которых задание меняется во времени,  $S_{y_o}(ui) \neq 0$ . Для следящих САУ, зная  $S_{n_{вх}}(\omega)$ ,  $S_{y_o}(\omega)$  и  $W_o(s, p)$  можно составить уравнение для средней квадратической погрешности на выходе САУ по формуле Бode—Шеннона (9.1):

$$\epsilon^2 = \int_{-\infty}^{\infty} |W_{САУ-1}|^2 S_{n_{вх}}(\omega) d\omega + 0,5 \int_{-\infty}^{\infty} |R_{САУ}|^2 S_{y_o}(\omega) d\omega$$

Искомая передаточная функция алгоритма  $W_{p,r}(p)$  подбирается таким образом, чтобы  $\epsilon^2 \rightarrow \min$ . В рассматриваемых задачах вместо  $N_{рег}(\omega)$  надо выбирать классические настроечные параметры  $k_p, T_n, T_d$ . Поэтому в результате всех вычислений получается, например, для ПИ-регулятора  $P^2 = 1 - 2(\epsilon_p, T_n)$ . Далее  $\epsilon_{ропт}$  и  $T_{иопт}$  можно вычислять, решая систему уравнений

$$d\epsilon^2(k_p, T_n)/dk_p = 0; \quad d\epsilon^2(k_p, T_n)/dT_n = 0.$$

Перейдем к методам настройки параметров регулятора САУ в производственных условиях. Во-первых, табличный подход

к выбору настроечных параметров (см. табл. 9.2, 9.3) остается в силе, но надо помнить, что для снятия характеристик объекта  $УстУ$  или  $W_Q(P)$  надо отключить регулятор (переключателем «АВТ», «Ручное»). Во-вторых, возможны следующие рекомендации, не требующие отключения регулятора (Зиглер—Никольс).

В *методе незатухающих колебаний* на границе устойчивости САУ запускают с малым пропорциональным воздействием ПИД-алгоритма  $W_{v\&T} = k_v / [1 + H(T^*p) + T_{ин}p]$ ;  $k_p \Phi 0$ ;  $\Gamma_{и} \rightarrow \infty$ ;  $\Gamma_{д} > 0$ ; величина  $k_v$  постепенно увеличивается, и после каждого увеличения делается пробный скачок задания  $y_0$ , когда САУ достигает границы устойчивости при  $k_v = k_{гр}$ , возникают незатухающие колебания выхода  $y(t)$  с периодом  $\Gamma_{гр} = 2\pi \omega \Gamma_p$ . Далее устанавливают настройки: для П-алгоритма  $\&_p = 0,5$   $\&_{гр}$ , что дает запас устойчивости по амплитуде, равный 2; для ПИ-алгоритма  $\&_p = 0,45$   $\&_{гр}$   $\Gamma_{и} = \Gamma_{гр}/1,2$  (введение  $T_a$  уменьшает на  $15^\circ$  запас по фазе относительно предыдущего случая); для ПИД-алгоритма  $\&_p = 0,6 / \Gamma_{гр}$ ;  $\Gamma_{и} = \Gamma_{гр}/2$ ;  $\Gamma_{д} = \Gamma_{гр}/8$ .

В *методе затухающих колебаний* не обязательно доводить  $k_v$  до граничного  $k_{гр}$ , а можно остановиться раньше  $\&_p = \&_{гр}$ , когда колебания в САУ еще носят затухающий характер, например, с отношением амплитуд  $\tau = \Gamma_{и+1} / \Gamma_{и} = 0,25$  и периодом  $T_m = 2n(t)m^{-1}$ . Далее устанавливают настройки: для П-алгоритма  $k_p = k_{гр}$  в соответствии с желаемым затуханием  $\tau = 0,25$  или др.; для ПИ-алгоритма  $k_v = k_{гр}$ ;  $T_{и} = T_m$ ; для ПИД-алгоритма  $\&_p = 1/c_{гр}$ ;  $T_{и} = T_m \wedge 1,5$ ;  $T_{д} = T_m / 6$ .

Для сложных технологических объектов с большими  $t_{об}$  и  $T_{об}$  ПИД-алгоритм не обеспечивает высокого качества регулирования и требуется синтез структурно других алгоритмов (см. § 8.2), что важно в задачах АСУТП и эффективно при применении УВМ.

## Глава 10

### АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ РУДОПОДГОТОВКИ

#### § 10.1. О ЦЕЛЯХ АВТОМАТИЗАЦИИ РУДОПОДГОТОВКИ

Процесс обогащения включает два главных этапа: рудоподготовку и сепарацию. Во взглядах на управление обогащением выделим два основных подхода:

управление с обратной связью по измеряемым технологическим показателям  $y_k$ ,  $|\beta_k$ ,  $e_k$ ;

управление посредством учета фракционного состава сырья  $Y(\xi)$ .  $P(\xi)$  и сепарационных характеристик  $e(\xi)$  аппаратом и схем и с возможностью прогнозирующих расчетов  $\sim y_k$ ,  $|\beta_k$ ,  $p_k$ .

В первом, традиционном подходе управляющие воздействия манипулируют таким образом, чтобы удовлетворить критерию оптимальности  $J$ , связанному с  $y_k$ ,  $p_k$ ,  $e_k$ , которые измеряются как «выход объекта»; например, максимизация  $y_k$  при  $\sim p_k = \text{const}$  или максимизация прибыли  $J = y_k / \omega(\beta_k)$  с учетом цен  $\omega(\beta_k)$  на концентраты разного сорта. При таком подходе обогатительная фабрика часто рассматривается как «черный ящик», причинно-следственные связи внутри которого неизвестны и заменяются экспериментальными (регрессионными) моделями.

Второй подход позволяет более определенно ставить и решать задачи управления отдельными этапами обогащения и может комбинироваться с первым.

В рамках второго подхода рассмотрим, прежде всего, цели рудоподготовки.

При рудоподготовке важно учитывать фракционный состав минерального сырья и продуктов; его необходимо и достаточно оценивать функциями двух типов (рис. 10.1):

$y(I)$  — распределение частиц по фракциям, причем  $y(M) < 1$  есть массовая (или объемная) доля элементарной фракции  $[I, 1 + dg]$ ; размерность  $y(\xi)$  обратна размерности  $\xi$ , т. е.  $|y| = 1/[\xi]$ ;

$P(\xi)$  — содержание (%) ценного (или вредного) компонента в элементарных фракциях. Здесь  $|$  — физическое свойство частиц, например,  $|$  — крупность,  $p$  — плотность,  $\%_{\text{маг}}$  — магнитная восприимчивость,  $k$  — флотуемость,  $\phi$  — светимость. Фракционный состав определяется различными методами анализа: ситовым или седиментационным для нахождения  $y(I)$  и  $\omega(I)$ ; донсимметрическим для  $y(p)$  и  $p(p)$ ; магнитным для  $y(x)$  «ЧИХ»; флотометрическим для  $y(k)$  и  $p(k)$ ; радиометрическим для  $Y(\beta)$   $P(\Phi)$ .

При рудоподготовке (дроблении, измельчении, обработке реагентами, обжиге и т. д.) характеристики фракционного состава сырья  $Y(I)$  и  $p(\xi)$  изменяются. Желательным является такое изменение, чтобы диапазон  $D$  (т. е.  $\xi_{гр} \leq \xi < \xi_{ак}$ ) изменения физических свойств частиц увеличивался и ценный компонент содержался в одних фракциях (концентратных  $\xi > \xi_p$ ) и не содержался в других (хвостовых  $\xi < \xi_p$ ). Тогда при последующей сепарации можно выделить богатые концентратные фракции в концентрат и бедные хвостовые — в хвосты. Это требует, чтобы функция  $p(\xi)$  стремилась к 100% на подобласти концентрата  $\xi > \xi_p$  и к 0% на подобласти хвостов  $\xi < \xi_p$ , (см. рис. 10.1). Такая рудоподготовка является идеальной. Следо-

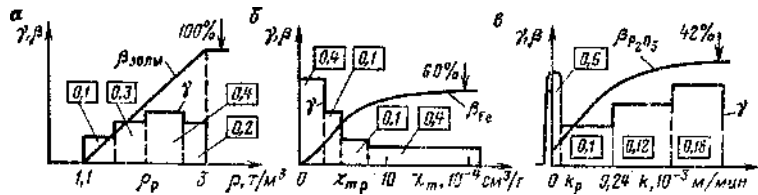


Рис. 10.1. Фракционный состав:

а — угля по плотности  $\rho$ ; б — железной руды по магнитной восприимчивости  $\gamma$ ; в — апатитовой руды по флотуемости  $k$  (цифры в квадратах указывают выход фракции)

вательно, технологическая задача автоматизации — обеспечение режимов рудоподготовки, максимально приближающих фракционный состав сырья перед обогащением к названному идеалу; при этом приходится учитывать экономический сдерживающий фактор — затраты на рудоподготовку, особенно расходы на электроэнергию при дроблении и измельчении.

Изучение фракционного состава важнее, чем, например, измерение среднего содержания компонентов  $P$  в сырье (продукте). Для акцентирования важной роли фракционного состава нужно представить, что в любой точке любой технологической схемы материальный поток (или запас)  $Q$  состоит из нескольких «подпотоков» фракций  $q(i)A_i = Qy(c, i)A_i$  и каждый  $i$ -й из «подпотоков» имеет свое содержание  $i$ -го компонента  $P_i(x)$  (суммарный поток  $Q$  равен сумме «подпотоков»);

$\bar{P}$  — равно среднему взвешенному содержанию.

В общем случае  $n$ -мерного и  $m$ -компонентного сырья берутся  $y_1, \dots, y_n$  и  $P_1, \dots, P_m$ .

Для получения обратной связи о влиянии рудоподготовки, например крупности дробления и измельчения, нужно уметь оценивать фракционный состав минерального сырья, как объекта обогащения.

Упомянутые традиционные и перспективные методы измерения (изучения) фракционного состава минерального сырья нацелены на получение необходимых и достаточных  $y$ - и  $p$ -характеристик фракционного состава; их можно разделить по виду применяемых технических средств на пять групп: лабораторное разделение проб на фракции с использованием идеальных сепараторов; разделение на фракции неидеальными сепараторами; на основе стандартного опробования промышленных схем обогащения (для действующих предприятий); на основе минералогического анализа; с просмотром всех отдельных частей пробы. Каждая группа распадается на подгруппы по виду искомого  $y$ - и  $p$ -фракций: гранулометрический (ситовой, седиментационный) анализ для  $y(x)$  и  $p(x)$ ; прочностный анализ — для  $y(x_p)$ ,  $P(x_p)$  ( $x_p$  — прочность); денсиметрический —

для  $y(\rho)$  и  $p(\rho)$ ; флотометрический — для  $y(k)$  и  $P(k)$ ; радиометрический — для  $y(\gamma)$  и  $P(\gamma)$ ; двухмерный гранулопрочностный анализ — для  $y(I, x_p)$ ,  $p(I, x_p)$ ; двухмерный денсифлотометрический с учетом трех ценных компонентов — для  $y(\rho, k)$ ,  $P(\rho, k)$ ,  $P_{Fe}(\rho, k)$ ,  $P_{Zn}(\rho, k)$ ; трехмерный гранулоденсифлотометрический анализ — для  $y(I, \rho, \gamma)$  и  $p(I, \rho, \gamma)$  и т. д. Во всех методах результаты анализа сырья (любого минерального продукта) представляют таблицей чисел выходов фракции  $-y_i A_i$  и содержаний компонентов во фракциях (либо графиком, либо математической формулой). Составной частью здесь могут войти методы из гл. 6, § 6.3—6.5.

Итак, оптимальная рудоподготовка должна подготовить сырье с  $y$ - и  $p$ -функциями, удовлетворяющими технологическим критериям, дополнением к которым являются следующие:

$$D \rightarrow \max; \sum_{i=1}^m a_i x_i - k_{\min} \rightarrow \max; p_{\max} - P_{\min} \rightarrow \max;$$

$$P_{\max} - P_{\min} \rightarrow \max; \int_{x_{\min}}^{x_{\max}} [P(x) - \bar{P}(x)]^2 dx \rightarrow \min.$$

Улучшение фракционного состава сырья при рудоподготовке сопровождается дополнительными задачами: стабилизация материального потока, максимизация энергетического КПД при дроблении и измельчении руд, а также максимизация производительности оборудования.

## § 10.2. СТАБИЛИЗАЦИЯ МАТЕРИАЛЬНОГО ПОТОКА И ЗАПАСА

Системы автоматизации рудоподготовки (и сепарации). ТАСР, АСУТП, состоят из звеньев трех типов: объект, измерительная система, управляющее устройство (регулятор или УВМ). Для правильного выбора измерительных и управляющих средств необходимо изучение закономерностей, характеризующих объекты автоматизации. Для систем автоматизации нижнего уровня (АСР) такими закономерностями являются статические и динамические характеристики (см. § 7.5—7.7). При целенаправленном, математическом моделировании (нацеленном на создание конкретной АСР) вначале выбирают канал (или каналы) управления, т. е. вход  $x$  и выход  $y$  объекта, затем определяют характеристики, списывающие вход и выход канала.

Математическое описание объектов направляется технологическими принципами автоматизации.

Технологический принцип стабилизации материального потока и запаса (по всей обогатительной фабрике в целом и в отдельных ее частях) — это борьба с тенденциями к переполнению

или опорожнению обогащаемыми минеральными материалами, рабочих зон любых обогатительных аппаратов, через которые последовательно проходит материальный поток.

Этот принцип ниже рассматривается применительно к рудо-подготовке (он имеет силу и для сепарации).

Принцип реализуется АСР для стабилизации на желаемом (оптимальном) уровне запаса ( $M$ ) материала в сборниках воздействием на подводимый  $Q_1$  или (и) отводимый  $Q_2$  материальный поток.

Примеры. Стабилизация запаса (уровня) руды в бункерах изменением потока загружаемой руды; стабилизация запаса материала в рабочих зонах шековых и конусных дробилок, шаровых и стержневых мельниц манипуляцией потока питания; стабилизация запаса материала в рабочих зонах аппаратов гравитационного обогащения, например, в отсадочной машине, потоков легкого концентрата, в сгустителях — потоком сгущенного продукта; стабилизация запаса (уровня) пульпы во флотационных машинах манипуляцией потока хвостов и т. д.

Нарушение стабильности потока ведет к авариям, вплоть до поломок оборудования. Для создания АСР, реализующих этот принцип, прежде всего необходимо изучать статику и динамику материального потока для различных аппаратов на ОФ.

При математическом описании объектов под *статикой и динамикой материального потока* понимают закономерности изменения массы запасаемого (накапливаемого) материала  $M(t)$  и его потоков  $Q$  (т/ч) в различных аппаратах и технологических линиях. Здесь технологические линии представляются как совокупность сборников и транспортных линий. Под *сборником материала* понимается любая емкость, способная аккумулировать материал: бункеры, чаны, дробилки, грохоты, мельницы, флотационные машины, сушилки и т. д. (рис. 10.2, а). Под *транспортными линиями* понимают конвейеры для сыпучих материалов, трубопроводы пульп, жидкостей, газов, также и установки, в которых материал движется дискретными порциями (рис. 10.2, б).

Для сборников основным является уравнение интегрирующего звена (если входом считать разность  $Q_1 - Q_2$ ):

$$dM/dt = Q_1 - Q_2.$$

Для транспортных линий основным является уравнение звена запаздывания

$$Q_2(t) = Q_1(t - T),$$

где  $T$  — время транспортного запаздывания, мин или ч ( $T = L/v$ );  $L$  — длина линии, м;  $v$  — скорость транспортирования, м/ч или м/мин.

В уравнении сборника имеются три переменные величины:  $M$ ,  $Q_1$ ,  $Q_2$ . При автоматизации  $x = Q_1$  (либо  $Q_2$ ) является уп-

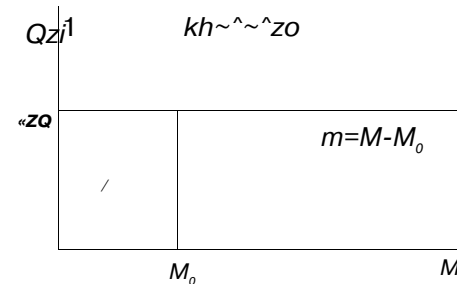
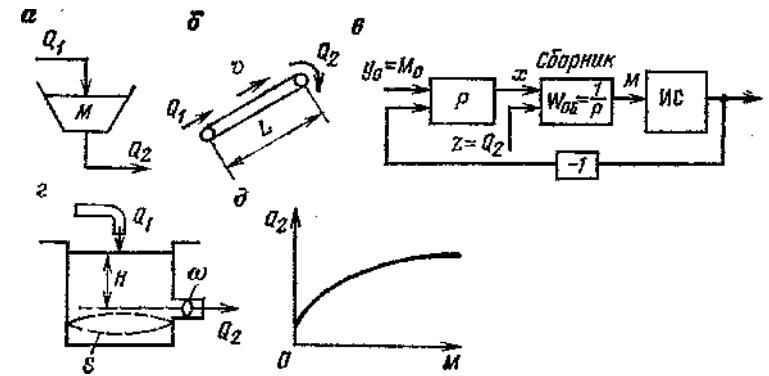


Рис. 10.2. К динамике материального потока и запаса:

а — сборники; б — транспортные линии; в — структурная схема АСР; г — резервуар истечения; д — статическая характеристика (ИС — измерительная система; Р — регулятор); е — линеаризация

равляющим входом объекта, а  $y = M$  часто является выходом объекта. При автоматической стабилизации запаса величина  $M$  должна измеряться. Часто это измерение производят косвенно по уровню материала в сборнике или другими способами. Например, запас материала в шаровых или стержневых мельницах оценивают по энергии акустического излучения мельницы: чем больше шум, тем меньше запас, и наоборот.

Входной величиной объекта может быть либо подводимый  $Q_1 = x$  либо отводимый  $Q_2$  поток; другая же величина  $Q_2 = -z$  (или  $Q_1$ ) является возмущением.

Структурная схема АСР, стабилизирующей запас  $M$  на заданном уровне  $M_0$ , т. е. обеспечивающей соблюдение равенства  $M = M_0$  имеет следующий вид (рис. 10.2, в). Отрицательная обратная связь обозначается знаком  $-1$  в квадратике.

Часто поток, отводимый из сборника, не является независимой переменной, а является нелинейной или линейной функцией запаса  $Q_2 = Q_2(M)$ . Тогда совокупные уравнения сборника приобретают вид

$$dM/dt = Q_1 - Q_2; \quad Q_2 = Q_2(M). \quad (10.1)$$

Из уравнений (10.1) можно исключить  $Q_2$  (или  $M$ ) и исключить одно уравнение, содержащее  $Q_1$  (вход) и  $M$  (выход). Если дополнительная зависимость  $Q_2 = Q_2(M)$  имеет линейный вид  $Q_2 = kM$ , то уравнение объекта получится линейным, как для инерционного звена, 1-го порядка  $dM/dt - kM = Q_1$  или  $T(dM/dt) + M = KQ_1$ ;  $T = K/k$ . Константу  $k$  иногда называют коэффициентом самовыравнивания;  $T$  — постоянной времени.

Примеры. 1. Для сборника, из которого вытекает пульпа или жидкость под естественным напором (рис. 10.2, г) имеем  $Af = \#Sp$ ;  $Q_2 = Q_2(M) = \psi X$   $X$  л/2#Я. Здесь  $\psi$  — коэффициент расхода (для воды  $\psi \approx 0,8$ );  $\sigma$  — площадь сечения отводящей трубы;  $g$  — ускорение свободного падения;  $S$  — площадь сечения сборника;  $\rho$  — плотность жидкости;  $Y$  — высота жидкости.

Если выходом объекта является  $y = H$ , а входом  $x = Q_1$  то для нахождения уравнения объекта надо исключить  $Q_2$  из выражения (10.1). Получим нелинейное уравнение 1-го порядка

$$Sp \frac{dH(t)}{dt} + \psi X \sqrt{2gH(t)} = Q_1 (*) \quad (10.2)$$

Если резервуар герметически закрыт и давление  $p_1 = \text{const}$  в нем отличается от давления  $p_2 = \text{const}$  в отводящей трубе, то

$$Q_2 = \psi X \sqrt{2gH} + 2g(p_1 - p_2)l$$

Рассмотренный пример помогает моделировать различные сборники.

2. Производительность дробилок, стержневых, шаровых и бесшаровых мельниц асимптотически нарастает с увеличением запаса материала в рабочей зоне (рис. 10.2, 5), т. е. зависимость  $Q_2 = Q_2(M)$  имеет вид, качественно подобный рассмотренному случаю с резервуаром истечения, поэтому статика и динамика материального потока не имеют принципиальных отличий. В частности, имеет место положительное самовыравнивание во всех режимах ( $k > 0$ ).

### § 10.3. ЛИНЕАРИЗАЦИЯ УРАВНЕНИЙ ОБЪЕКТОВ. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ЛИНИИ

При анализе математических моделей объектов и АСР с нелинейными уравнениями объектов оперировать всегда труднее, чем с линейными. Имеется важное обстоятельство, позволяющее нелинейные уравнения упрощать: при применении стабилизирующей АСР выходная величина объекта ( $y = M$ ) получает сравнительно небольшие приращения  $\Delta M = M - M_0$  относительно среднего значения (т. е. относительно задания АСР), поэтому в окрестности точки задания нелинейную зависимость, например  $Q_2 = Q_2(M)$  можно заменить линейной. Подобная *линеаризация* может быть произведена графическим и аналитическим путем.

При графическом способе линеаризации вначале строят в масштабе график нелинейной функции  $Q_2 = Q_2(M)$ . Затем наносят рабочую точку  $L$ , соответствующую заданию АСР  $Y_0 = M_0$ . Далее необходимо в рабочей точке провести касатель-

ную к графику  $Q_2 = Q_2(M)$ , перенести начало координат в точку  $A$  и определить угловой коэффициент наклона этой касательной  $\tan \alpha = k$  — коэффициент самовыравнивания объекта в данной рабочей точке  $A$  (рис. 10.2, е).

При использовании аналитического способа нелинейную функцию разлагают в ряд Тейлора и отбрасывают нелинейные члены, содержащие множители  $DM^2$ ,  $AM^3$  и другие более высокие степени  $AM$ , тогда  $Q_2 = Q_2(M) \approx Q_{20} + k\Delta M$ . После линеаризации уравнение статики  $q_2 = km$  и динамики  $dm/dt + km = qi$  записывают в приращениях относительно рабочей точки  $n_2 = M - M_0$ ;  $q_2 = Q_2 - Q_{20}$ ;  $qi = Qi - Q_{i0}$  (или  $Q_{20}$ ).

Итак, уравнения сборников, в которых отводимый поток нелинейно зависит от запаса, при применении стабилизирующей АСР можно линеаризовать до инерционного звена 1-го порядка с уравнением  $Tdm/dt + m = Kqu$   $q_2^2 = kq_1$ . Однако если применяется не система стабилизации и объект работает в режимах, при которых отклонения от среднего состояния велики, линеаризация может приводить к большим ошибкам и надо пользоваться исходными нелинейными уравнениями.

Линеаризация позволяет легко оперировать с уравнениями отдельных объектов при составлении уравнений и передаточных функций технологических линий, состоящих из нескольких сборников. Здесь применяют рассмотренные выше правила соединения звеньев в цепи (см. § 7.7).

Рассмотрим цепь из двух сборников пульпы или жидкости, описываемых уравнениями вида (10.2) (рис. 10.3, а). Для любого сборника линеаризация в окрестности уровня  $Y_0$  уравнения (10.2) дает инерционное члено  $Tdh/dt + h = Kqn$  или  $W(p) = K/(Tp + 1)$ . Здесь  $T = pS \sqrt{2gH} / \psi X$  ( $\psi X \sqrt{2gH} > Vg$ );  $K = MK$  — соответственно постоянная времени, коэффициенты передачи и самовыравнивания;  $1 = \Delta Y = Y - Y_0$ ;  $qn = Q - Q_0$ ,  $Q_0 = Q_2 - Q_0$  — отклонения соответственно уровня, подводимого и отводимого потоков от среднего значения  $Y_0$  и  $Q_0$  причем  $Q_0 = \psi X Y_0$ . Сборники соединяем транспортными трубами — звеньями запаздывания,  $W(p) = e^{-xp}$ .

В результате линеаризации всей цепи имеем последовательное соединение инерционных, пропорциональных и запаздывающих звеньев (рис. 10.3, б). Зная геометрические размеры сборников ( $S$ ), труб ( $L$ ,  $m$ ,  $u$ ), средние уровни ( $H_0$ ), свойства материала ( $u$ ), можно найти конкретные численные значения всех параметров объекта ( $T$ ,  $K$ ,  $k$ ) на структурной схеме. Это позволяет предсказать поведение во времени его координат ( $L/\psi$ ,  $L/\psi$ , ...,  $AQ_i$ ) при известном управляющем (или возмущающем) воздействии, например скачке подводимого потока  $AQ_i$ . (Напомним, что в нормальном статическом режиме все координаты — отклонения равны нулю из-за переноса начала координат в рабочую точку). Например, для координаты  $L/\psi$  имеем уравнение в операторной форме по правилу последовательного соединения звеньев

$$\Delta Y_2(p) = K_1 K_2 K_3 \exp(-x_1 p) (T_1 p + 1)^{-1} (T_2 p + 1)^{-1} AQ_i(p)$$

Математическое решение его предсказывает  $\Delta Y_2(0)$  при любом изменении  $AQ_i(t)$ .

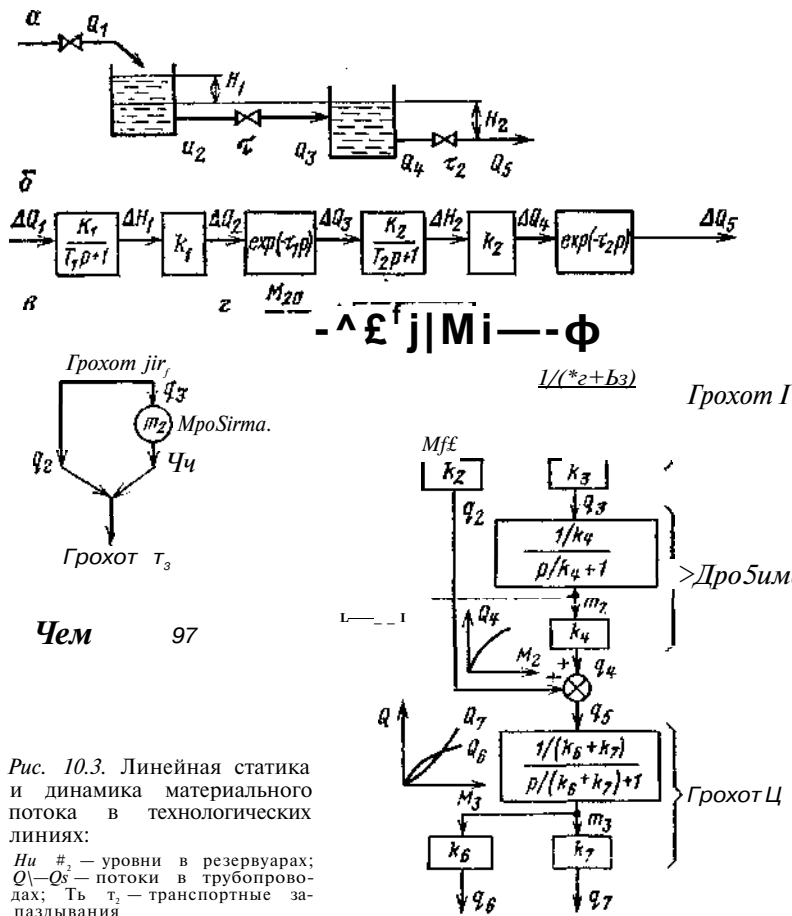


Рис. 10.3. Линейная статика и динамика материального потока в технологических линиях:  
 $H_1, H_2$  — уровни в резервуарах;  
 $Q_1 - Q_5$  — потоки в трубопроводах;  
 $\tau_1, \tau_2$  — транспортные запаздывания

При линеаризации уравнений технологической линии дробления руды (рис. 10.3, в) исходим из нелинейных совокупных уравнений 1-го грохота, дробилки и 2-го грохота:

$$\begin{aligned}
 dM/dt &= Q_1 - Q_2 - Q_3; & Q_1 &= Q_1(M, J); & Q_2 &= Q_2(M, J) \\
 dMJ/dt &= Q_3 - Q_4; & Q_4 &= Q_4(M_2); & Q_5 &= Q_5 + Q_6 \\
 dM_3/dt &= Q_5 - Q_6 - Q_7; & Q_6 &= Q_6(M_3); & Q_7 &= Q_7(M_3). \quad (10.3)
 \end{aligned}$$

Линеаризация статических характеристик в окрестности рабочих точек дает  $q_2 = k_2 m$ ,  $q_3 = k_3 m$ ,  $q_4 = k_4 m_2$ ,  $q_6 = k_6 M_3$ ,  $q_7 = k_7 m_3$ .

Уравнение, связывающее величины  $q_x$  и  $M$ ,

$$d m_j d t = q_x - k_x m_x - k_z m_x,$$

или в операторной форме

$$m_j(p) = K q_j(p) / (T p - 1); \quad K = T = 1 / (k_2 + k_3)$$

аналогично для других величин. В результате получается структурная схема (рис. 10.3, в), связывающая все координаты объекта. Здесь  $Q_i - Q_7$  — потоки;  $q_1 - q_7$  — отклонения потоков от среднего значения;  $M_i, M_3$  — запасы на грохотах;  $M_2$  — запас в дробилке;  $\tau_{ii} - \tau_{ij}$  — отклонения запасов от среднего значения;  $k_2 - k_7$  — коэффициенты самовыравнивания.

Если между грохотами и дробилками имеются транспортные конвейеры, то добавляются звенья запаздывания  $\exp(-x p)$ , а при наличии бункеров — интегрирующие звенья  $1/p$ .

В этом примере теоретически вычислить коэффициенты самовыравнивания объекта (для различных рабочих точек) затруднительно, поэтому для численного определения их требуются экспериментальные методы идентификации (см. § 7.8).

Измерительные и регулирующие звенья ЛСР (например, в задаче стабилизации запаса материала в дробилке  $M_2 - M_{20}$  или тг—И) манипуляцией потока питания линии  $q_1$  вводятся обратной цепью, содержащей передаточные функции измерительной системы  $N_{ic} = 1$  и, например ПИ-регулятора:  $W_{PI} = k_p [1 + 1/(T_i p)]$  (см. рис. 10.3, з — штриховая цепь). В том случае передаточная функция объекта по формуле (7.6) последовательного соединения звеньев имеет вид

$$W_{об}(p) = \frac{V(i + f_e) \cdot 4}{[p/(k_2 + k_3) + i]/(k_4 - 1)}$$

Имеем возможность найти передаточную функцию замкнутой стабилизирующей АСР по формуле (7.8) антипараллельного соединения звеньев  $W_{сАУ}(p) = m_3(p)/m_2(p)$  (рис. 10.3, з).

Для оптимизирующих САУ могут потребоваться нелинейные уравнения типа (10.3).

Из вышеприведенного видно, как можно составить уравнения или передаточные функции любых объектов автоматизации обогатительных фабрик, когда реализуют принцип автоматической стабилизации материального потока и запаса; конкретно, когда стабилизируется запас материала в рабочей зоне обогатительного аппарата (или отводимый поток) манипуляцией подводимого (или отводимого) потока.

**§ 10.4. СТАТИКА И ДИНАМИКА МАТЕРИАЛЬНОГО ПОТОКА ДЛЯ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ**

Проанализируем детальнее совокупные уравнения (10.1) объекта применительно к типовому замкнутому циклу измельчения (рис. 10.4, а). Особенность — экстремальная зависимость производительности по готовому продукту от запаса  $Q_2 = Q_2(M)$ , которую в окрестности экстремума  $L$  можно аппроксимировать параболой  $Q_2 = Q_{max} - k_n(M - M_{крит})^2$  (рис. 10.4, б). Здесь  $k_n$  — коэффициент кривизны параболы. Исключая из выражения  $dM/dt = Qi - Q_2$  величину  $Q_2$ , получим нелинейное уравнение объекта для АСР, измеряющих  $M$  и управляющих производительностью  $Qi$  питателя:

$$dM/dt + Q_n ax - kn (M - M_{крит})^2 = Qi \quad (10.4)$$

Для выходной координаты объекта  $Q_2$ , статическая характеристика которого приведена на рис. 10.4, в, имеем:

$$0,5 \{k_n [Q_{max} - Q_2(O)]\}^{0,5} dQ_2/dt + Q_2 = Qi$$

Константы  $Q_{max}$ ,  $M_{крит}$ ,  $k_n$  зависят от размеров мельницы, измельчаемости сырья, крупности готового продукта  $Q_2$ .

Например, для нормальных условий измельчения на апатито-нефелиновой фабрике АНОФ-1 ПО «Апатит» экспериментально найдено:  $Q_{max} = 42$  т/ч,  $M_{крит} = 23,6$  т,  $k_n = 0,08$  т<sup>-1</sup> · ч-к

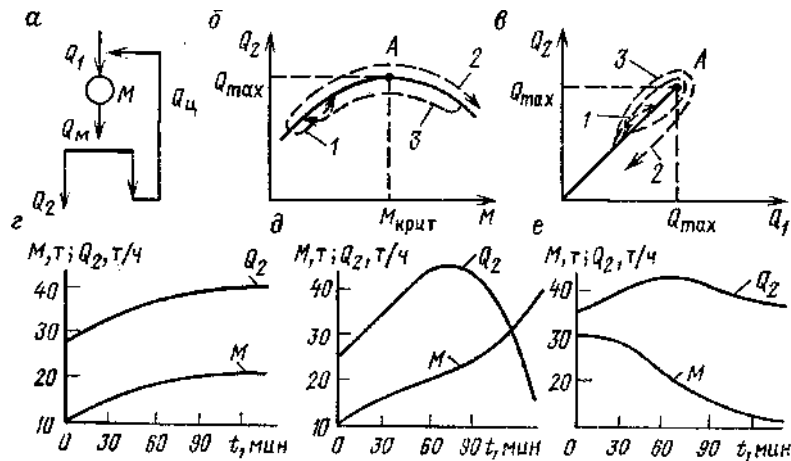


Рис. 10.4. Нелинейная статика и динамика материального потока и запаса типового цикла измельчения:

$Qi$ ,  $Q_2$ ,  $Q_m$ ,  $Q_n$  — потоки соответственно питания, готового продукта, разгрузки мельницы, циркулирующие

Как упоминалось, математические решения уравнений предсказывают поведение выходных координат ( $M$ ,  $Q_2$ ) объектов для любых начальных состояний и любых управляющих воздействий на входе  $Q_i(t)$ . Например, решения уравнений (10.4) для скачкообразного изменения входа от начального значения до конечного значения  $Qi = Qi_k = const$  находят математическим методом разделения переменных в виде:

При  $Qi_k < Q_{max}$

$$M(t) = M_{крит} - A / \sqrt{Q_{max} - Qi_k} [VMQ_{max} - Qi_k (t + C)]; \quad (10.5)$$

при  $Qi_k > Q_{max}$

$$M(t) = M_{крит} + \sqrt{Q_{max} - Vkn} \operatorname{tg} [\arctan (Qi_k - Q_{max})' \sqrt{V + C}],$$

При  $Qi_k = Q_{max}$

$$M(t) = M_{крит} - V[kn(t + C)],$$

где  $C$  — постоянная интегрирования, определяемая состоянием объекта  $M(t_0)$  в начальный момент  $t = t_0$ . Координата  $Q_2(t)$  вычисляется по известной  $M(t)$  с помощью соотношения:  $Q_2 = M(t) - k_n [M(t) - M_{крит}]^2$ .

При нахождении решения (10.5) исходное дифференциальное уравнение записывается в форме с разделением переменных  $M$  от  $t$ :

$$dM / [Q_{max} - Q_{max} + kn (M - M_{крит})^2] = dt$$

Далее обе части интегрируют: правую по  $M$ , левую по  $t$  и после преобразований получают решение (10.5) (см. и справочнике по математике — интегралы, содержащие квадратные трехчлены).

В первой строке решения (10.5) функция  $\operatorname{th}$  берется для  $Qi_k < Q_{max}$ , а при  $Qi_k > Q_{max}$  берется  $\operatorname{cth}$ ; причем  $Q_2$  соответствует начальному состоянию  $M_0$ . (Напомним:  $\operatorname{th} x = (e^x - e^{-x}) / (e^x + e^{-x})$ ;  $\operatorname{cth} x = 1 / \operatorname{th} x$ ).

Помимо аналитического решения (10.5) можно применить численный метод Эйлера или другой метод. Численные методы удобны, они предсказывают ход процесса не только при ступенчатом воздействии, как решение (10.5), но и при любом другом.

Пример. Для условий АНОФ-1 ( $dM/dt + 42 - 0,08(M - 23,6)^2 = Qi$ ) с помощью найденных решений построены графики типовых переходных процессов (рис. 10.4, г-е). В докритической области ( $M - M_{крит} > 0$ ) положительный скачок входа до  $Qi_k = 40$  т/ч  $< Q_{max}$  из начального состояния  $M(t_0) = 10$  т вызывает изменение запаса  $M(t)$  до  $M(\infty) = 17,6$  т; переходный процесс продолжается в течение 100 мин; производительность по готовому  $Q_2(t)$  возрастает при этом от 27,3 до 40 т/ч (см. рис. 10.4, г). Переход из докритической  $M(t_0) = 10$  т в надкритическую область  $M(\infty) > M_{крит}$  (см. рис. 10.4, е)

вызван скачком  $Q_i = 50$  т/ч (2шах; переходный процесс не заканчивается устойчиво в каком-либо новом состоянии, и режим объекта изменяется к аварийному переполнению мельницы материалом. Возвращение из надкритической  $M(t) = 30$  т в докритическую область (см. рис. 10.4, e) вызывается отрицательным скачком входа до  $Q_i = 30$  т/ч (2шах; процесс устойчиво заканчивается в новом состоянии  $M(\infty) = 12,4$  т. В двух последних переходных процессах величина  $C \neq 0$  проходит точку максимума, когда  $-M(0)$  проходит -Мрит-

На статических характеристиках (см. рис. 10.4,5, в) эти три переходных процесса показаны штриховыми линиями 1-3.

Примеры: 1. Пусть при  $f = 0$  имеем  $M_0 = 10$  т (и в стационарном режиме соответственно  $Q_{10} = Q_{20} = 42 - 0,08(10 - 23,6)^2 = 27,3$  т/ч). Пусть при  $f = 0$  входная величина  $Q$  изменилась скачком до  $Q_{1K} = 40$  т/ч (от 27,3 т/ч). Надо найти  $M(t)$  и  $C_b(0)$  при  $t > t_p$ . Чтобы определить какую функцию — «th» или «cth» взять в первой строке решения, оцениваем  $Q_i K > Q_{20}$ , т. е.  $40 > 27,3$ , и будет «cth» (при  $Q_{1K} < Q_{20}$  надо брать «th»). Получаем численное общее решение в виде

$$M(f) = 23,6 - \frac{Y(42 - 40)}{0,08 \text{ cth}} \left[ \frac{Y}{0,08(42 - 40)} (f + C) \right] = 23,6 - 5 \text{ cth } 0,4 (f + C)$$

Для вычисления постоянной интегрирования  $C$  подставим в последнее равенство начальные условия  $t = t_0 = 0$  и  $M = M_0 = 10$  т:  $10 = 23,6 - 5 \text{cth } 0,4C$ , откуда  $C = 0,97$  ч. Получаем окончательно частное решение  $M(f) = 23,6 - 5 \text{ cth } 0,4(f + 0,97)$ . Далее получается:  $Q_2(t) = 42 - 0,08[Af(f) - 23,6]^2 = 42 - 0,08[23,6 - 5 \text{ cth } 0,4(f + 0,97) - 23,6]^2 = 42 - 2 \text{cth}^2 [0,4(f + 0,97)]$ .

Придавая времени  $t$  ряд значений, вычислим ординаты для  $M(t)$  и  $Q_2(0)$  (и далее строим графики):

t, ч	0	1/3	2/3	1	2	∞
M, т	10	12,6	14,9	16	17,3	17,6
Q <sub>2</sub> , т/ч	27,3	33,2	36	37,4	39,1	40

2.  $f_0 = 0$ ;  $A_f = 30$  т;  $Q_{20} = 42 - 0,08X(30 - 23,6)^2 = 38,7$  т/ч; учитывая  $Q_i K < Q_{\max}$  и  $Q_{1K} > Q_{20}$ , берем решение  $M(f) = 23,6 - 5 \text{cth } 0,4(f + C)$ ; далее  $C = -2,6$  ч.

Искомое частное решение:  $M(t) = 23,6 - 5 \text{ cth } [0,4(f - 2,6)]$ ;  $Q_2(0) = 42 - 2 \text{cth}^2 [0,4(-2,6)]$ .

Соответствующие дискретные значения:

t, ч	0	1/3	0,59	1	4/3	5/3	2	∞
M, т	30	26	23,6	18	15,9	14,1	13,2	11,4
Q <sub>2</sub> , т/ч	38,7	40,8	42	41	37,5	34,7	32,8	30

3.  $f_0 = 0$ ;  $M_0 = 10$  т;  $Q_{20} = 42 - 0,08X(10 - 23,6)^2 = 27,3$  т/ч;  $Q_i = 50$  т/ч; так как (?) кХЭшах, то по второй строке общего решения  $M(t) = 23,6 + 10 \text{tg } X [0,64(f + C)]$  из  $10 = 23,6 + 10 \text{tg } 0,64C$  найдем  $C = -1,47$  ч, тогда  $L(f) = 23,6 + -10 \text{tg } [0,64(f - 1,47)]$ ;  $Q_2(t) = 42 - 8 \text{tg}^2 [0,64(f - 1,47)]$ .

Соответствующие дискретные значения:

t, ч	0	1/3	2/3	1	4/3	1,47	2	7/3	∞
M, т	10	14,7	17,9	20,5	22	23,6	26,9	31	∞*
Q <sub>2</sub> , т/ч	27,3	35,7	39,4	41,3	41,7	42	41,1	39	0

\* Переполнение агрегата материалом.

4.  $f_0 = 0$ ;  $M_0 = -20$ ;  $Q_{20} = 42 - 0,08X(10 - 23,6)^2 = 41$  т/ч;  $Q_{1K} = Q_{\max} = 42$  т/ч; берем третью строку решения  $M(f) = 23,6 - 10 \text{D}(0,08(f + C))$ ; при  $f = 0$  имеем-

$$20 = 23,6 - 1/0,08C \text{ или } C = 3,47 \text{ ч, тогда } M(t) = 23,6 - 1/[0,08(f + 3,47)]; \quad Q_2(t) = 42 - 1/[0,08(f + 3,47)^2]$$

Соответствующие дискретные значения:

t, ч	0	1/3	2/3	1	4/3	∞
M, т	20	21,3	22,2	22,9	23,4	23,6
Q <sub>2</sub> , т/ч	41	41,3	41,5	41,7	41,8	42

Рассмотренные примеры характеризуют типичные реакции на ступенчатые изменения производительности по питанию: 1) повышение производительности в устойчивой области работы; 2) снижение производительности по питанию для перехода из неустойчивой области в устойчивую; 3) чрезмерное повышение производительности питателя с переходом в аварийное состояние вплоть до переполнения агрегата, -! материалом; 4) переход в точку экстремума.

Эти и подобные переходные процессы подтверждены экспериментальными измерениями.

При изменении из мельчав мости исходной руды и крупности готового продукта экстремум (точка А) дрейфует, т. е. изменяются численные значения  $Q_{\max}$  и  $M_{\text{кри}}$ , например, для мягкой руды и грубого измельчения точка А смещается вверх и наоборот.

Знание статики и динамики цикла измельчения по поляет повысить производительность и обеспечить безаварийную работу при ручном, автоматическом и человеко-машинном управлении.

В последних стадиях дробления часто применяют замкнутые циклы с поверочным грохочением. Здесь статика и динамика материального потока могут быть охарактеризованы математическим аппаратом, рассмотренным для замкнутого цикла измельчения; дополнительно учитываются транспортные запаздывания циркулирующих потоков (конвейерные линии) и возможное накопление циркулирующего продукта в промежуточных бункерах.

## § 10.5. ЗАКОНОМЕРНОСТИ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В ЗАДАЧАХ АСУТП

Как упоминалось в § 10.1 рудоподготовка минерального сырья к обогащению имеет целью улучшить фракционный состав сырья уисх(Е) " РШ" чтобы иметь частицы, существенно различающиеся физическими свойствами £ и содержаниями компонентов р. Главные способы рудоподгонки — дробление и измельчение для раскрытия минеральных частиц, уменьшение размеров частиц сырья благоприятно деформирует функции типа уисх(Е) и р(£).

Помимо рассмотренной выше стабилизации материального потока для процессов дробления и измельчения важное значе-

ние имеет изучение изменения гранулометрических характеристик продуктов  $y(l, t)$  (дифференциальная). Основой служит фундаментальное уравнение кинетики периодического измельчения и дробления А. И. Загустина (1935 г.)<sup>1</sup>

$$dy(l,t)/dt = \int_{R_{\text{вх}}}^{\text{max}} f(R)y_p(R, l)y(R, t)dR - f(l)y(l, t), \quad (10.6)$$

где  $f(R) = f(l) \cdot aR$  — «селективная» функция скорости дробления узкого крупного класса размером  $[R, R + \delta R]$ ;  $y_{\text{вх}}(R) \sim 1/R = \text{const}$  — гранулометрическая характеристика мелочи, получаемой при разрушении частицы размером  $R$ ;  $a$  — параметр Риттингера (для кварца в лабораторной мельнице  $a = 1,2 \text{ см}^{-1} \text{ мин}^{-1}$ ,  $a$  зависит от типа руды, мельницы и режима измельчения).

Выражение (10.6) — уравнение баланса по любому узкому классу  $d/$  внутри диапазона  $[0 \text{ ч} - /_{\text{max}}]$ ; интегральный член равен суммарному притоку в класс  $-[l-Z + d/]$  из разрушаемых более крупных  $[l-r-m, ax]$  классов, второй член — отток из класса  $[l, l + dl]$  в мелкие. Если отвлечься от притока, то разрушение класса  $[l-Z + d/]$  происходит по экспоненциальному закону с коэффициентом скорости  $f(l)$ .

Для простоты можно сосредоточить внимание только на одном из двух классов: крупном  $l > /_p$ , либо мелком готовом  $l < /_p$ . Доля (концентрация) готового класса равна  $C_r = \int_{l_0}^{l_p} y(l)dl$ ,

а крупного —  $1 - C_r$ . Тогда при более обобщенных функциях  $f(R) = aR^k + i$  и  $y_{\text{вх}}(R, r) = (k + 1)r^k IR^k + \dots$  причем  $f = aR^k$  и  $U_{\text{вх}} = 1/R$ , из формулы (10.6) строго получим уравнение периодической кинетики для готового класса:

$$dC_r(t)/dt = a l^{k+1} [1 - C_r(t)]. \quad (10.7)$$

Безразмерная константа  $k$  характеризует свойства неоднородности материала: для однородных материалов ( $\delta$ -Я), например, экспериментально измерено для кварца  $k \approx 0$ . При измельчении смесей разнопрочных материалов закономерности кинетики получают суперпозицией уравнений (10.6) и (10.7), причем параметр Риттингера может служить мерой измельчаемости компонентов руды при измельчении в стандартной мельнице. (Подробнее см. О. Н. Тихонов. Об одном обобщении

уравнения кинетики измельчения Загустина. — Изв. вузов. Цветная металлургия, 1979, № 4, с. 3—7; О. Н. Тихонов. Об уравнениях кинетики измельчения руд, содержащих минералы различной прочности. — Изв. вузов. Цветная металлургия, 1978, № 1, с. 3—7).

Заметим, что уравнение (10.7) близко к первому предложенному экспериментальному закону кинетики измельчения, в котором член  $a l^{k+1}$  был взят константой (Е. Дэвис, 1925 г.).

Перейдем к уравнениям стационарного режима типовых циклов измельчения и дробления (см. рис. 10.4, а). С учетом гранулометрических характеристик  $Y_{\text{вх}} \sim Y_{\text{вх}} \ll 0$  продуктов — баланс по узкому классу  $(l, l + d/)$ :

$$A_{137} / \wedge + Q_{1Y} + Q_{0YU} = Q_{MYM}; \quad Q^{\wedge} = Q_{M\&} (l) y_{\&}; \quad Q_{MM} = -Q_2 Y_2 + Q_{M\&} \quad (10^{-8})$$

где  $dy/dt$  берут из выражения (10.6);  $e(l)$  — сепарационная характеристика классификации;  $M, Q_i$  — соответственно запас в мельнице и потоки материала. Выражение  $M dy/dl$  уравнений (10.8) учитывает образование новых классов при измельчении.

Пример экспериментальных численных функций, входящих в эти уравнения для замкнутого цикла измельчения (мельница МШР-3600X4000) в условиях измельчения хибинских аплитито-нефелиновых руд, показан в табл. 10.1.

Решение предыдущих уравнений с известными численными характеристиками  $e(l), f(l), y_{\text{вх}}$  позволяет прогнозировать детальный гранулометрический состав всех продуктов в цикле измельчения (для дробления см. О. Н. Тихонов. Методика расчета гранулометрической характеристики замкнутой системы дробления. — Изв. вузов. Горный журнал, 1978, № 3, с. 1 ГЮ — 152; О. Н. Тихонов. Расчет гранулометрических характеристик продуктов дробления в открытом цикле. — Изв. вузов. Горный журнал, 1978, № 5, с. 138—143).

Анализ классических циклов дробления и измельчения с учетом только готового класса  $C_r(t)$  в продуктах основывается на равенстве (10.7). Баланс по готовому классу для типового цикла (см. рис. 10.4, а):

$$M a l_p^{k+1} (1 - C_r) + Q^{\wedge} n + 3d C_r = Q_M C_r; \quad Q, G_2 = Q_{MC_r}; \quad Q_M C_r = Q_{\&} - Q_n C_r, \quad (Ю.9)$$

где  $e_r \ll e(p/2) \ll 0,75$  берут усредненной по диапазону  $0 < l < /_p$ .

При заданных  $a, C_r, al_p^{k+1}$  и  $e_r$  уравнения (10.9) сравнительно просто прогнозируют содержание готового класса  $C_r$  в продуктах. В частности, допуская усредняющее перемешивание внутри мельницы  $C_r \sim (Q_i C_V i + v_n C_r u + U_{\text{мг}}) / (2Q_M)$ ,

<sup>1</sup> А. И. Загустин. Теория дробления в шаровой мельнице. В сб.: 15 лет на службе социалистического строительства. ОНТИ, Л. — М., Механобр., 1935. Эта статья осталась, по-видимому, неизвестной на Западе и уравнение было еще раз найдено Лавли в 1967 г. Бродбент и Каллкотт предложили приближенную матричную форму (модель) этого уравнения в 1956 г.

Т а б л и ц а 10.1

Характеристики измельчения хибинских руд

Крупность /, мм	Сепарационная характеристика классификатора $e$ (/), доли массы	Функция скорости дробления ЯО. $1/l$	Гранулометрическая характеристика мелочи $?втор<^{1+r} \sim 1.7, мм_{-1}$
0	1	0	
0,04	0,65	1,5	25
0,071	0,45	2,6	14,1
0,16	0,22	5,4	6,25
0,32	0,075	13,5	3,12
1,5	0,01	45	0,667

получим производительность по готовому классу в разгрузке мельницы и затем в конечном продукте цикла:

$$Q_M C_{r \cdot M} = \{Q_i C_{r_i} - \lambda Mal^{k+1} [1 - Q_i C_{r_i} / (2Q_M)]\} / l_r + \\ + [(2 - \text{вг}) Mal_p^{k+1} / (2Q_M)] \ll MaI_p^{k+1} [\ddot{E}_z + (2 - \ddot{E}_z) X \\ X Mal_p^{k+1} / (2Q_M)]; \quad Q_2 C_{r_2} = ir Q_M C_{r \cdot M} \ll e Mal_p \quad (10.10)$$

Приближенное равенство получается при  $Q_i C_{r_i} - \text{Ю}$  и далее с учетом  $8\gamma > (2 - \wedge) Mal_p^{k+1} / (2Q_M) k - + 0$ .

Параметр  $a = a(M, M_w, p_m)$  имеет экстремум в зависимости от запаса руды, шаров и воды в мельнице ( $M, M_w$  и  $p_m$ ), поэтому  $Q_2 C_{r_2}$  имеет соответствующий экстремум.

Для примера (см. табл. 10.1)  $Af = 20$  т;  $Q_{nc} X = Qi = 100$  т/ч;  $Q_M = 600$  т/ч;  $8\gamma \ll 0,75$ ;  $/_p = 0,074$  мм;  $\xi = 0$ ;  $Q_2 C_{r_2} = 100 \cdot 0,5 - 50$  т/ч (50% — 0,074 мм в сливе классификации); для этого режима вычислим  $Mal_p^{k+1} \sim 50$  т/ч и далее константу Риттингера  $a = 35 \text{ ч}^{-1} \text{ мм}^{-1} \cdot \text{мин}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$ .

Согласно технологической формуле (10.10), абсолютная производительность цикла по вновь образованному готовому классу  $Q_2 C_{r_2} \sim \xi a l_p M$  приближенно равна произведению параметра Риттингера  $a(M, M_w, p_m)$ , крупности разделения  $/_p$ , средней эффективности классификации готового класса  $e_r$  и запаса материала в мельнице  $M$ .

При выборе критерия оптимальности АСУТП (и дальнейшей структуры АСУТП) формула (10.10) должна быть дополнена учетом затрат мощности  $\dot{N}$  (кВт):

$$J = e a (M, M_w, p_m) l_p M / \dot{N}.$$

Критерий оптимальности  $7$ - $\wedge$ -тах требует максимизации производительности цикла по вновь образованному готовому классу на 1 кВт потребляемой мощности.

Для этого, во-первых, необходимо в данном частном дробильном аппарате максимизировать параметр Риттингера  $a =$

$= a(M, M_w, p_m)$  путем оптимального заполнения материалом  $JW - kM_{крит}$  зоны разрушения, а также дробящей средой  $M_{ц} - \wedge - \wedge M_{шотт}$  (и водой  $p_m$  в мельницах) — с минимизацией удельного расхода энергии, во-вторых, необходимо с помощью классификации (грохочения) эффективно удалять классы  $/ < /_p$  в готовый продукт, особенно в замкнутых циклах, что требует приближения сепарационной характеристики классификации к идеальной  $e(/) - > 1(/ - /_p)$ ; это уменьшает скорость дробления  $f(R)$  в области  $/ < /_p$ .

Кратко принцип управления процессами дробления и измельчения заключается в следующем: нужно максимизировать скорость дробления  $f(R)$  классов крупнее граничного зерна  $/_p$  в конечном продукте измельчения и минимизировать  $f(R)$  для классов мельче  $/_p$ .

На нижнем уровне АСУТП (с локальными ЛСР) при автоматизации дробления ограничиваются стабилизацией запаса материала в зоне манипуляцией подводимого потока питания; запас  $M$  измеряется косвенно посредством мощности приводного электродвигателя. При автоматизации измельчения также стабилизируют: запас материала в мельнице (по возможности на оптимальном  $M - kM_{крит}$  уровне) — манипуляцией потока питания рудой, заполнение мельницы дробящей средой, плотность разгрузки мельницы  $p_m$  манипуляцией потока воды  $m$  нее, крупность разделения  $/_p$  классификации манипуляцией потока воды.

Команды для оптимального изменения заданий локальным АСР нижнего уровня вырабатываются на верхних уровнях АСУТП в соответствии с рассмотренным критерием  $U \cdot \text{шах}$  н уравнением (10.10).

Рудоподготовка в широком смысле — это целенаправленное изменение фракционного состава сырья с целью благоприятного изменения функцией  $y_{ис} X(\xi)$  и  $p(\xi)$  (и многомерном случае имеем несколько физических свойств  $\xi$ -  $p$  несколько ценных компонентов  $p$ ). Так, дробление и измельчение должно нести к увеличению области  $g_{min} < | < E_{max}$  и скачкообразности функции содержания, т. е.  $\wedge(|\text{тах}) - P(|\text{тт}) \wedge n \text{пах}$ .

Изменение (качественное и количественное) реагентного режима флотации ведет к аналогичному изменению фракционного состава по флотуемости  $y(k)$  и  $fi(k)$ , для флотации имеем две стадии рудоподготовки: измельчение и обработка реагентами, которая также благоприятно изменяет  $y(k)$  и  $p(\&)$ .

Ясно, что более «стратегические» критерии оптимального управления рудоподготовкой должны нацеливаться на фракционный состав  $y(I)$  и  $p(\xi)$ , например  $\xi_{\text{таx}} - i_{min} - > \max_{\text{п}} p(\xi) - \wedge i(! - |_p)$ . В ЭТОМ широком смысле предыдущий дробильно-измельчительный критерий  $7$ - $m \text{пах}$  относится к промежуточной задаче, хотя и очень важной практически.

§ 10.6. МЕТОДЫ АВТОМАТИЧЕСКОЙ СТАБИЛИЗАЦИИ  
ЗАПАСА, ПОТОКА И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА  
В ПРОЦЕССАХ ДРОБЛЕНИЯ. ПЕРСПЕКТИВЫ  
ОПТИМИЗАЦИИ

Перейдем к конкретным системам автоматизации рудоподготовки.

Дробление осуществляют в одну, две или три стадии в зависимости от крупности (до 1500 мм) исходной руды и крупности дробленого продукта (6—25 мм). В схемах дробления применяют предварительное или контрольное грохочение, возможны замкнутые циклы в последней стадии; между стадиями дробления располагают бункера, склады, транспортные конвейерные линии.

Принцип стабилизации потока и запаса (см. § 10.2) для процессов крупного, среднего и мелкого дробления требует управления поточно-транспортной системой (ПТС) цехов и заполнением дробилок и грохотов рудой. Управление ПТС обеспечивает стабильность потока руды по технологической схеме, включая звенья: бункера, конвейеры, склады, грохоты, дробилки, питатели, перегрузочные узлы, а также — безаварийность работы транспортного и технологического оборудования.

Дистанционное централизованное и местное управление обеспечивает пуск или остановку электроприводов звеньев ПТС в нужной последовательности. Пусковые логические схемы электропривода предусматривают возможность включения диспетчером любого маршрута движения руды с обратной информацией световыми сигналами на мнемосхеме; блокировку (запрет пуска) электроприводов, подающих поток руды в остановленные части транспортной системы; возможность аварийного запрета (или остановки) централизованного пуска с местных пунктов управления; переход с дистанционного управления на местное, и наоборот; включение обеспыливающих аппаратов; автоматическую аварийную остановку.

Пуск электродвигателей линии может осуществляться почти одновременно с выдержкой времени; по сигналу о набранной скорости предыдущего электродвигателя.

В СССР выпускают типовые системы дистанционного управления с простыми и сложными ПТС: УПТС-5с — с сильноточными реле переменного тока для магнитных пускателей при дистанционности 250 м и числе управляемых электродвигателей до (Ю); УПТС-7А — с сильноточными реле при дистанционности 2Ю0 м и любом числе электродвигателей; УПТС-2К с промежуточными слаботочными реле; УАСУПТС — на бесконтактных элементах «Логика-Т» с подсистемой автоматической загрузки бункеров по уровню материала.

Автоматический контроль уровня (в бункерах и других сборниках) осуществляется с помощью следующих уровнемеров: УКМ — затормаживаемая крыльчатка; С-609М — трос со шупом; ИКС-2Н и СНР-1063М — кондуктометрические с электродом и реле; СЭУ-11 — емкостной с реле; СУЭ-14 индуктивный с реле; ФРСУ-1 — фотореле; ГР-6, ГР-7 и ГР-8 — У-реле ( $^{60}\text{Co}$  и  $^{137}\text{Cs}$  с активностью от  $11 \cdot 10^7$  до  $26 \cdot 10^{10} \text{ c}^{-1}$ ); УР-8М — радиоактивный зондовый.

Скорость движения конвейерной ленты измеряется (для оценки пробуксовки ленты) по частоте вращения опорных роликов или ведомых и отклоняющих барабанов тахогенераторными датчиками и другими датчиками частоты вращения (см. гл.6). Реле скорости РС-67 используют для аварийной остановки конвейера при пробуксовке ленты более 20 %, обрыве или ином повреждении ленты.

Поточно-транспортная система (дробления) имеет защиту от металлических предметов: металлоискатели и металлоуловители. В металлоискателях применяют реактивные электрические мосты (см. гл. 6) с повышенной частотой питания, например  $\omega = 1500 \text{ Гц}$ , и двумя рамками индуктивности, охватывающими конвейерную ленту; при прохождении, например, чуба экскаватора под первой рамкой ее индуктивное сопротивление изменяется  $\text{CDL} \sim \text{D(L4-AL)}$  и вследствие разбалансировки мост выдает сигнал; колебательные контуры  $L-C$  с генератором в режиме срыва колебаний. Металлоуловители — это электромагниты типа М-22; М-42; М-62А; 187-СЭ, которые по сигналу металлоискателя извлекают ферромагнитные предметы из потока руды; для немагнитных предметов применимы имилекатели с бегущим электромагнитным полем.

Отметим применяемую на углеобогатительных фабриках аппаратуру автоматического управления загрузкой бункера, включающую устройство дистанционной передачи информации (УДПИ) и аппаратуру автоматизации загрузки бункера (АЗБ), выпускаемую Ворошиловградским заводом «Углейрибор». Аппаратура управляет передвижением загрузочного механизма над бункером в автоматическом, дистанционном и местном режимах с помощью логических схем на базе бесконтактных элементов «Оператор» или на базе элементов КТС ЛИУС-2. Имеются следующие возможности: выбор направления движения и остановка загрузочного механизма в желаемой точке загрузки, движение загрузочного механизма по сигналам датчиков верхнего или нижнего уровней, перевод загрузочного механизма в челночно-точный или поисковый режим работы, выдача информации о состоянии заполнения бункеров на ЭВМ АСУ ОФ. Подробнее см. в работе [2].

Также отметим аппаратное оформление САУ для стабилизации производительности вибрационных и ленточных доза-

торов угля, разработанные на базе частотно-ферродинамических приборов ГСП Ворошиловградским филиалом Гипроуглеавтоматизации и обеспечивающее высокую точность стабилизации, необходимую при шихтовке угля и для целей стабилизации материального потока.

Локальная автоматизация крупного и мелкого дробления основана на принципе стабилизации потока и запаса материала D зонах дробления. Применяют стабилизацию производительности по питанию  $Q_{исх} - \hat{Q}_0 = const$  манипуляцией производительности рудопитателей; при больших колебаниях крупности и твердости руды в питании этот способ не гарантирует хорошую работу дробилок, в частности, возможно переполнение, когда поступает очень твердая и крупная руда. Прямая стабилизация запаса  $M + M_0 = const$  манипуляцией  $Q_{исх}$  более эффективна, но связана с трудной задачей разработки надежных датчиков запаса, например, у- или фотодатчиков. Стабилизация потребляемой электроприводом активной мощности  $N^* - +N_0 = const$  манипуляцией  $Q_{исх}$  является косвенной стабилизацией запаса, так как  $N = N(M)$  монотонно зависит от  $M$ ; практическая реализация проще из-за доступности измерителей мощности (например, типа МДМ-2). Применима комбинированная стабилизация суммы кратных сигналов заполнения и потока питания  $Q_{исх} + kM - \hat{const}$  или  $Q_{исх} + kN - \hat{const}$  здесь для  $k > 0$ , когда дробимость руды ухудшается, дополнительный сигнал обратной связи  $kM$  (или  $kN$ ) уменьшает  $Q_{исх}$ , и наоборот. Сигнал производительности получают от конвейерных весов (см. гл. 6) различных типов: ЛТМ — рычажные с подконвейерной весовой рамой и дифтрансформаторным выходным датчиком перемещения; ЭТВ — электротензометрические; ЭГВ — электрогидравлические.

Специфические звенья в различных конкретных случаях: тип весоизмерителя  $Q_{исх}$ , тип измерителя мощности  $N$ , тип рудопитателя, тип исполнительного механизма. К рудопитателям сыпучих материалов относят следующие: пластинчатый для твердых крупных кусков с манипулируемой скоростью; шибера (задвижка, заслонка) с изменением выпускного сечения бункера манипуляцией положения шибера; телескопический с горизонтальным вращающимся диском и манипулируемым положением ножа-отсекателя; электродвигатели постоянного тока с манипуляцией скорости ленты конвейера; электромагнитные вибропитатели с манипуляцией амплитуды вибраций.

Для первого и четвертого типов питателей при регулировании их производительности манипулируется скорость электропривода; при этом в двигателях постоянного тока — посредством тока якоря, в двигателях переменного тока — посредством тиристорных преобразователей частоты. Для второго и третьего типов питателей применимы стандартные электрические

(МЭО, МЭК, ИМ, МЖМ, ДР) или пневматические исполнительные механизмы. Для пятого типа варьируется ток в управляющей обмотке вибровозбудителя.

Рассмотрим подробнее способы управления дробления на примерах. Простое управление щековой дробилкой включает у- или фотосигнализаторы верхнего  $M_0$  и нижнего  $M_n$  граничных уровней руды в пасти дробилки и трехпозиционную манипуляцию скоростью рудопитателя по алгоритму: если руда выше верхнего уровня ( $M > M_0$ ), то рудопитатель останавливается ( $Q_{исх} = 0$ ); если руда находится между граничными уровнями  $M_n < M < M_0$ , то рудопитатель включен на нормальную скорость ( $Q_{исх} = Q_{НОРМ}$ ); если руда опускается ниже нижнего уровня, то рудопитатель переключается на повышенную скорость ( $Q_{исх} = Q_{max}$ ). Анализ САУ основан на решении уравнений объекта  $dM/cU = Q_{исх} - Q_{ro}$ ;  $Q_{ro} - r = f(M)$  и алгоритма управления. Синтез связан с выбором параметром  $Q_{max}$ ,  $\hat{L}_{прм}$ ,  $M_0$ ,  $M_n$ ; здесь может использоваться моделирование на ЛВМ. и ЦВМ.

Для конусных дробилок применимы все из названных способов стабилизации величин  $Q_{исх}$ ,  $M$ ,  $N$ ,  $Q_n^* - kN$ . Применимы классические стабилизирующие алгоритмы управления (ИИЛ, ПИД). При анализе и синтезе САУ (например, типа  $N = const$ ) уравнение объекта  $dM/dt = Qu_{исх} - fW$ ,  $N = N(M)$  линеаризуется до  $iV(p)/Q_{исх}(p) = K' \text{Арехр}(-T_{об}p)/(T_{др}p + 1) = \hat{b}_0(p)$ .

В случае соизмеримости электромеханической постоянной времени электропривода  $T_{эп}$  дополнительно учитывают динамику электропривода  $N(p)/M(p) = K \hat{I} / (T_{эп}p + 1)$ , при этом приращения электромагнитного вращающего момента привода берут пропорциональными приращениям запаса в окрестности рабочей точки стабилизации  $NQ(M)$ . Результирующая передаточная функция объекта имеет вид  $N(p)/Q_{исх}(p) \quad |V_{исх}(p) \Rightarrow = /C_{др}p / (\exp(-T_{об}p) / [(T_{др}p - M) (T_{эп}p + 1)])$ .

Рассмотрим конкретный численный пример с типом  $N = const$  для одной стадии дробления с предельно локальной САУ  $N + N_0 = const$  для одной стадии дробления с предельно грухим грохочением (рис. 10.5, а).

Заданные передаточные функции объекта, найденные экспериментально: грохота —  $Q_3(p)/Q_1(p) = 0,42/(10p + 1)$ ; конвейера —  $\exp(-4,7p)$ ; дробилки —  $Af(p)/Q_2(p) = 18,5/(18,5p + 1)$ ; электропривода дробилки  $W_0 = N(p)/Q_2(p) = (2590 \text{ кВт} \cdot \text{с/т}) \text{схр} (4,7p) / (10p + 1) (18,5p + 1)$   $[p] = 1/\text{с}$ . Вследствие малой инерционности и малой  $i_{r,r}/T_{об}$  возможно применение классических алгоритмов управления. Для применения простой методики выбора типа регулятора и его настроечных параметров упростим передаточную функцию объекта к виду  $W_{об} \ll (2590 \text{ кВт} \cdot \text{с/т}) \times X \exp(-8,9p) / (24,7p + 1)$  и далее по табл. 9.2 выберем ИИ-регулятор с передаточной функцией  $N_{рег} = [0,77 - 10^{-3} \text{т}/(\text{кВт} \cdot \text{с})] [p + 1/(0,25p)]$  (рис. 10.5, л).

При автоматизации двух- или трехстадиальных схем дробления учитывают следующее. Стабилизирующие способы  $M =$

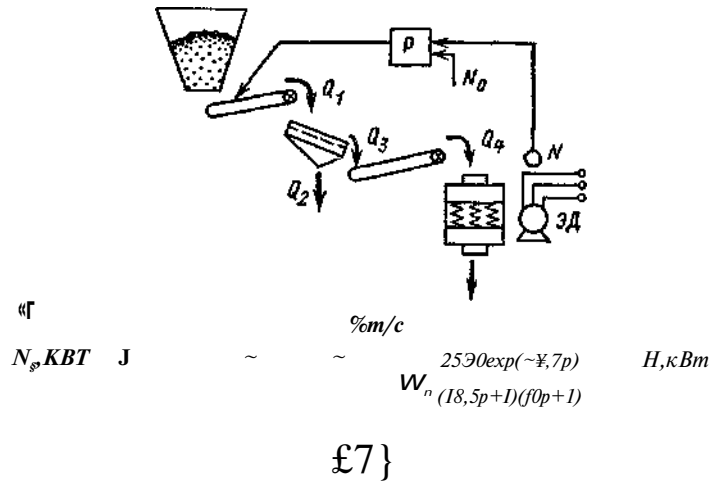


рис. 10.5. САУ, стабилизирующая мощность электропривода дробилки:  
 $Q_i - Q^*$  — потоки в схеме дробления;  $N_p, N$  — соответственно заданная и текущая мощность электродвигателя (ЭД) дробилки

=  $M_0 = \text{const}$  и  $Q_{ncx} \sim kM = \text{const}$  могут привести к тому, что производительности отдельных стадий не равны друг другу; разность производительностей ведет к переполнению или опорожнению бункеров и транспортных линий вплоть до аварийного состояния. Для предотвращения этого надо временно отключить слишком производительные стадии, либо уменьшить размеры  $l_0$  выпускных щелей дробилок в них, либо держать постоянной и одинаковой производительность стадий.

Стабилизация гранулометрического состава манипуляцией размера щелей  $l_0$  производится, как правило, вручную, но возможно и применение гранулометров (см. гл. 6); примеры автоматической или дистанционной манипуляции  $l_0$  редки (ОФ «Гендерсон», США, шт. Колорадо).

Перспективы управления включают учет гранулометрических характеристик  $y(I)$  и фракционного состава с применением УВМ особенно для схем дробления с замкнутыми циклами. При этом важным является критерий максимизации производительности при заданной крупности измельчения  $l_0$ , мощности  $N$  электродвигателя, аналогичный критерию  $J$  для измельчения по формуле  $J = Ma(M, l_{max})s/N + max$ . Параметр риттингера  $a$  здесь зависит от  $M$ , максимальной крупности питания  $l_{max}$  и твердости руды. Стабилизирующие САУ дополняются УВМ, которые, в частности, прогнозируют производительность и гранулометрический состав дробленых продуктов по

уравнениям (см. § 10.5). Для замкнутого цикла дробления имеем:

$$Q_u \wedge Q_{ncx} L'' \setminus 'max'o \rangle \neq 'o'max-lj >$$

$$/A_{-L} ( ' ' \sim ^{ax} M l n l / n v a x ^{''}) - l \rangle \text{ ДЛЯ } l > l_0 \setminus$$

$$y \ll W - \setminus 0 \text{ ДЛЯ } / < /_0 ;$$

$$l \text{ ДЛЯ } / > /_0 ;$$

где  $Q_u, Q_{ncx}$  — потоки соответственно циркулирующий и исходный;  $y_u(I), y_s(I)$  — дифференциальная характеристика крупности соответственно циркулирующего и готового продуктов;  $l_0, l_{max}$  — размер соответственно отверстий грохота и максимальных кусков исходного питания (подробнее см.: Тихонов О. // Методика расчета гранулометрической характеристики замкнутой системы дробления. — Изв. вузов. Горный журнал, Н)78, № 3, с. 150—152; Тихонов О. Н. Расчет гранхарактерппк продуктов дробления в открытом цикле. — Изв. вузов. Горный журнал, 1978, № 5, с. 138—143).

Для разомкнутого цикла кумулятивная характеристика или сового готового продукта

$$M_0 = \int_0^{l_{max}} Yr(0d / \langle r_{ncx} (/)(1 - a \Gamma / * + ' \rangle,$$

где  $T$  — время дробления ( $r = Af/Q_{ncx}$ ).

Вычисленные поток циркуляции  $Q_u$ , гранулометрические составы продукта циркуляции  $y_u(/)$  и готового продукта  $y_s(/)$  и заданная гранулометрическая характеристика последнего  $y_s(I)$  позволяют УВМ выработать управляющие команды  $Q_{inx}$  и размер щели  $l_0$ .

Примеры аппаратного оформления. 1. В СЛУ, стабилизирующей запас (M) в дробилке среднего дробления КСД-2200Д, печичи, шполнения измеряется косвенно ваттметром ВАПИ-2А, ПИ-регулнтор со пиндиртпым выходным сигналом 0—5 мА посредством тиристорного преобрп тшпеля ППТ-230-320 управляет напряжением якоря двигателей постоянною тока ленточных рудопитателей.

2. В САУ, стабилизирующей сумму  $(Q_{ncx} + \hat{A})$ , для дробилки мелкого дробления КМД-2200 запас материала косвенно оцсипмтгчи ваттметром ВАПИ-2А, а поток — весоизмерителсм; пневматический I Ш регулятор с выходом 0—5 мА посредством двух последовательных магнитных усилителей (ТУМ-4А и УСО-56) управляет якорным током электропривода ленточных рудопитателей; использован сумматор ПФ.1.1 и пнеммолечетрический преобразователь ПЭ-55М (подробнее см. в литературе [12, 2Г]).

**§ 10.7. АВТОМАТИЧЕСКАЯ СТАБИЛИЗАЦИЯ ПЛОТНОСТИ ПУЛЬПЫ И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА, ПОТОКА И ЗАПАСА В ПРОЦЕССАХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ**

Основные требования к технологии измельчения заключаются в стабилизации желаемой гранулометрической характеристики готового продукта, максимизации производительности (и энергетического кпд). Второе требование заменяется на стабилизацию потока готового продукта, если последующее обогатительное оборудование плохо приспособлено к переменным потокам питания, например, механические флотомшины с нерегулируемой аэрацией. Принципы построения САУ должны соответствовать этим требованиям.

Для выполнения первого требования в одностадийных замкнутых циклах измельчения применяются САУ, стабилизирующие плотность слива классификатора (или гидроциклона) манипуляцией расхода свежей воды в классификатор (или в зумпф перед гидроциклоном) (см. рис. 7.3, б). Для измерения плотности применяют различные плотномеры: радиоизотопный ПР-1024В с цезиевым источником и сцинтилляционным счетчиком, весовой, ареометрический, пьезометрический, гидростатический (см. гл. 6). Задание по плотности может корректироваться от гранулометра.

Пример реализации: каскадная САУ плотности слива гидроциклона на Зырянской ОФ на частотно-ферродинамической аппаратуре (рис. 10.6, а). Внутренний вспомогательный контур стабилизирует плотность  $\rho_k$  слива классификатора манипуляцией расхода воды  $Q_{\text{в}}$  в классификатор; содержит измерительную систему ИС1 (пьезометрический датчик плотности, дифманометр МДП, ферродинамический преобразователь ПФ-4, вторичный регистрирующий прибор ВФСМ) и регулятор Р1 (ПИ-регулятор РФ-ПИ, задатчик БУР-4, блок управления БУС, исполнительный механизм МЭК-10Б с датчиком обратной связи ИУФ, регулирующий клапан воды). Наружный основной контур САУ стабилизирует плотность слива гидроциклона  $\rho_r$  манипуляцией задания  $\rho_k$  о вспомогательного контура; содержит измерительную систему ИС2 (пьезометрический датчик плотности, дифманометр типа «кольцевые весы», вторичный прибор ВФСМ) и регулятор Р2 (как во внутреннем контуре, отличается лишь наличием преобразователя ПФФ-2420 для сигнала коррекции задания ( $\rho_k$ )).

Автоматические гранулометры (см. гл. 6) могут быть использованы в одноконтурных САУ, стабилизирующих гранулометрический состав манипуляцией потока воды на классификацию, либо в каскадных САУ, манипулирующие задание внутреннего САУ контура стабилизации плотности. Вследствие недостаточной надежности существующих гранулометров стабилизация крупности разделения ( $\rho_p$ ) процесса классификации может осуществляться САУ, стабилизирующими плотность пульпы с коррекцией по скорости (восходящих) потоков и вязкости пульпы.

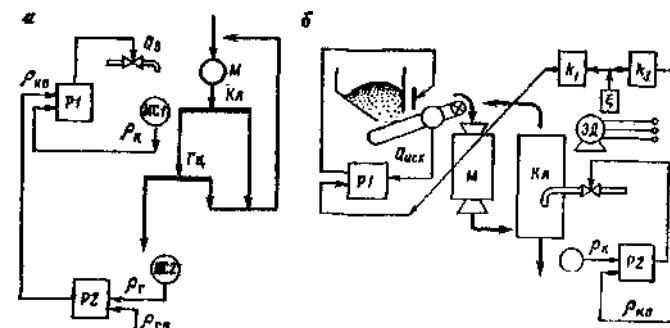


Рис. 10.6. Каскадная САУ, стабилизирующая плотность пульпы слива гидроциклона (а), многосвязная САУ цикла измельчения (б): М—мельница; Кл—классификатор; Гц—гидроциклон

В замкнутых циклах (стержневого) измельчения с мелкоситными (дугowymi) грохотами также может потребоваться автоматическая компенсация эффектов износа и забивки сита манипуляцией толщины потока пульпы на грохоте или добавкой свежей воды.

В САУ, стабилизирующих производительность цикла по питанию  $Q_{\text{НСХ}} \sim Q_0$  в качестве измерительных систем используют конвейерные весы (см. гл. 6); стабилизирующий регулятор манипулирует производительность рудопитателя; основной недостаток—высокая вероятность работы мельниц с недогрузкой или перегрузкой при изменении измельчаемости руды и состояния оборудования цикла. Требуется оперативная ручная корректировка задания  $Q_0$ .

Более эффективны САУ, стабилизирующие запас («а пол пение) материала в мельнице  $M \sim M_0$  манипуляцией производительности  $Q_{\text{НСХ}}$  либо манипуляцией задания  $Q_a$  предыдущей САУ, выполняющей роль внутреннего контура каскадного управления. Запас  $M$  измеряется косвенно по шуму мельницы, измеряемому микрофоном или иным акустическим датчиком (или по току электродвигателя классификатора, или по давлению масла в подшипниках мельницы), или по средней амплитуде колебаний активной мощности электропривода мельницы. Такие САУ препятствуют аварийной перегрузке мельниц рудой, по также требуют ручной корректировки задания  $M_0 \rightarrow M_{\text{к.шт}}$  \отя и менее частой. Широко распространена стабилизация запаса материала в мельнице по сигналу шума, поэтому имеется много вариантов датчиков шума: обычные микрофоны (или громкоговорители) вне мельницы (микрофон помещают в мельницу на консольной опоре через разгрузочную цапфу); нибролатчики на мельнице или ее опорах; частотомеры; райсовой

(средней) частоты; узкополосные датчики; узконаправленные датчики и т. д.

Комбинацию двух предыдущих подходов осуществляет САУ, стабилизирующая сумму кратных  $Q_{кcx} + kM = \epsilon = \dots \cdot const$ . Настроечные коэффициенты  $k$  и  $C$  статического закона управления должны быть выбраны таким образом, чтобы линия  $Q_{нсх} = C - kM$  в координатах  $Q_{нсх}$  и  $M$  скользила по возможности по вершине дрейфующей статической экстремальной характеристики  $Q_{нсх} = Q_{рот} = Q_{max} - k_a (Af - M_{крит})^2$ .

Автоматическое управление потоком воды  $Q_{3,м}$  в мельницу осуществляется различными способами: стабилизацией  $Q_{в,м}$ ; манипуляцией потока  $Q_{в,м}$  пропорционально потоку исходной руды  $Q_{нсх}$  (либо пропорционально суммарному потоку руды и песков); стабилизацией плотности разгрузки мельницы изменением потока воды.

Важной является также задача стабилизации массы шаров  $M_{ш}$  в мельнице; величина  $M_{ш}$  оценивается косвенно по средней активной мощности электродвигателя мельницы либо по давлению в масляном клине подшипников мельницы. Шары автоматически или вручную догружают по мере их износа.

Все рассмотренные способы базируются на комбинации трех одноконтурных, не связанных взаимно САУ по каналам «вход—выход объекта»: расход воды на классификацию — плотность или гранулометрический состав готового продукта (качество); поток руды в мельницу — заполнение ее материалом; расход воды в мельницу — плотность материала в мельнице.

Пример. В специфичной САУ одностадиальным циклом измельчения на СевГОКе стабилизируется запас материала в мельнице (по сигналу средней амплитуды колебаний активной мощности электропривода) манипуляцией потока руды, также стабилизируется масса шаров в мельнице (по сигналу средней активной мощности электропривода мельницы). Структурные схемы всех этих стабилизирующих САУ соответствуют принципу регулирования по отклонению (см. рис. 7.3).

Более высокой точности стабилизации и качества регулирования можно достичь, применяя многосвязное регулирование, рассматривая цикл измельчения как объект со многими входами и выходами (см. рис. 10.6, б).

Пример. Многосвязная САУ на Тырнаузской ОФ (мельница МШР 3200Х3100 и двухспиральный классификатор с диаметром спиралей 2400 мм) осуществляет стабилизацию статических зависимостей  $Q_{нсх} = C_1 - k_1 M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_2 + k_2 M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_3 + k_3 M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_4 - k_4 Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_5 - k_5 M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_6 + k_6 M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_7 + k_7 M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_8 - k_8 Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_9 - k_9 M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{10} + k_{10} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{11} + k_{11} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{12} - k_{12} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{13} - k_{13} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{14} + k_{14} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{15} + k_{15} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{16} - k_{16} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{17} - k_{17} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{18} + k_{18} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{19} + k_{19} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{20} - k_{20} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{21} - k_{21} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{22} + k_{22} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{23} + k_{23} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{24} - k_{24} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{25} - k_{25} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{26} + k_{26} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{27} + k_{27} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{28} - k_{28} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{29} - k_{29} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{30} + k_{30} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{31} + k_{31} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{32} - k_{32} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{33} - k_{33} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{34} + k_{34} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{35} + k_{35} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{36} - k_{36} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{37} - k_{37} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{38} + k_{38} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{39} + k_{39} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{40} - k_{40} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{41} - k_{41} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{42} + k_{42} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{43} + k_{43} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{44} - k_{44} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{45} - k_{45} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{46} + k_{46} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{47} + k_{47} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{48} - k_{48} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{49} - k_{49} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{50} + k_{50} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{51} + k_{51} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{52} - k_{52} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{53} - k_{53} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{54} + k_{54} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{55} + k_{55} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{56} - k_{56} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{57} - k_{57} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{58} + k_{58} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{59} + k_{59} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{60} - k_{60} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{61} - k_{61} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{62} + k_{62} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{63} + k_{63} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{64} - k_{64} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{65} - k_{65} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{66} + k_{66} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{67} + k_{67} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{68} - k_{68} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{69} - k_{69} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{70} + k_{70} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{71} + k_{71} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{72} - k_{72} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{73} - k_{73} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{74} + k_{74} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{75} + k_{75} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{76} - k_{76} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{77} - k_{77} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{78} + k_{78} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{79} + k_{79} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{80} - k_{80} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{81} - k_{81} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{82} + k_{82} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{83} + k_{83} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{84} - k_{84} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{85} - k_{85} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{86} + k_{86} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{87} + k_{87} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{88} - k_{88} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{89} - k_{89} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{90} + k_{90} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{91} + k_{91} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{92} - k_{92} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{93} - k_{93} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{94} + k_{94} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{95} + k_{95} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{96} - k_{96} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{97} - k_{97} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{98} + k_{98} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{99} + k_{99} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{100} - k_{100} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{101} - k_{101} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{102} + k_{102} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{103} + k_{103} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{104} - k_{104} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{105} - k_{105} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{106} + k_{106} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{107} + k_{107} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{108} - k_{108} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{109} - k_{109} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{110} + k_{110} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{111} + k_{111} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{112} - k_{112} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{113} - k_{113} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{114} + k_{114} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{115} + k_{115} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{116} - k_{116} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{117} - k_{117} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{118} + k_{118} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{119} + k_{119} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{120} - k_{120} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{121} - k_{121} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{122} + k_{122} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{123} + k_{123} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{124} - k_{124} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{125} - k_{125} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{126} + k_{126} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{127} + k_{127} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{128} - k_{128} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{129} - k_{129} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{130} + k_{130} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{131} + k_{131} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{132} - k_{132} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{133} - k_{133} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{134} + k_{134} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{135} + k_{135} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{136} - k_{136} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{137} - k_{137} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{138} + k_{138} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{139} + k_{139} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{140} - k_{140} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{141} - k_{141} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{142} + k_{142} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{143} + k_{143} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{144} - k_{144} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{145} - k_{145} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{146} + k_{146} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{147} + k_{147} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{148} - k_{148} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{149} - k_{149} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{150} + k_{150} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{151} + k_{151} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{152} - k_{152} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{153} - k_{153} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{154} + k_{154} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{155} + k_{155} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{156} - k_{156} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{157} - k_{157} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{158} + k_{158} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{159} + k_{159} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{160} - k_{160} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{161} - k_{161} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{162} + k_{162} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{163} + k_{163} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{164} - k_{164} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{165} - k_{165} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{166} + k_{166} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{167} + k_{167} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{168} - k_{168} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{169} - k_{169} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{170} + k_{170} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{171} + k_{171} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{172} - k_{172} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{173} - k_{173} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{174} + k_{174} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{175} + k_{175} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{176} - k_{176} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{177} - k_{177} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{178} + k_{178} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{179} + k_{179} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{180} - k_{180} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{181} - k_{181} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{182} + k_{182} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{183} + k_{183} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{184} - k_{184} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{185} - k_{185} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{186} + k_{186} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{187} + k_{187} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{188} - k_{188} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{189} - k_{189} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{190} + k_{190} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{191} + k_{191} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{192} - k_{192} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{193} - k_{193} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{194} + k_{194} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{195} + k_{195} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{196} - k_{196} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{197} - k_{197} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{198} + k_{198} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{199} + k_{199} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{200} - k_{200} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{201} - k_{201} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{202} + k_{202} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{203} + k_{203} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{204} - k_{204} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{205} - k_{205} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{206} + k_{206} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{207} + k_{207} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{208} - k_{208} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{209} - k_{209} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{210} + k_{210} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{211} + k_{211} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{212} - k_{212} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{213} - k_{213} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{214} + k_{214} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{215} + k_{215} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{216} - k_{216} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{217} - k_{217} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{218} + k_{218} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{219} + k_{219} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{220} - k_{220} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{221} - k_{221} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{222} + k_{222} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{223} + k_{223} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{224} - k_{224} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{225} - k_{225} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{226} + k_{226} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{227} + k_{227} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{228} - k_{228} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{229} - k_{229} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{230} + k_{230} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{231} + k_{231} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{232} - k_{232} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{233} - k_{233} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{234} + k_{234} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{235} + k_{235} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{236} - k_{236} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{237} - k_{237} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{238} + k_{238} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{239} + k_{239} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{240} - k_{240} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{241} - k_{241} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{242} + k_{242} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{243} + k_{243} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{244} - k_{244} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{245} - k_{245} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{246} + k_{246} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{247} + k_{247} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{248} - k_{248} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{249} - k_{249} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{250} + k_{250} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{251} + k_{251} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{252} - k_{252} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{253} - k_{253} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{254} + k_{254} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{255} + k_{255} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{256} - k_{256} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{257} - k_{257} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{258} + k_{258} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{259} + k_{259} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{260} - k_{260} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{261} - k_{261} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{262} + k_{262} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{263} + k_{263} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{264} - k_{264} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{265} - k_{265} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{266} + k_{266} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{267} + k_{267} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{268} - k_{268} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{269} - k_{269} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{270} + k_{270} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{271} + k_{271} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{272} - k_{272} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{273} - k_{273} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{274} + k_{274} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{275} + k_{275} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{276} - k_{276} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{277} - k_{277} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{278} + k_{278} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{279} + k_{279} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{280} - k_{280} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{281} - k_{281} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{282} + k_{282} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{283} + k_{283} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{284} - k_{284} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{285} - k_{285} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{286} + k_{286} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{287} + k_{287} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{288} - k_{288} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{289} - k_{289} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{290} + k_{290} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{291} + k_{291} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{292} - k_{292} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{293} - k_{293} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{294} + k_{294} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{295} + k_{295} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{296} - k_{296} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{297} - k_{297} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{298} + k_{298} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{299} + k_{299} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{300} - k_{300} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{301} - k_{301} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{302} + k_{302} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{303} + k_{303} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{304} - k_{304} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{305} - k_{305} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{306} + k_{306} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{307} + k_{307} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{308} - k_{308} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{309} - k_{309} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{310} + k_{310} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{311} + k_{311} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{312} - k_{312} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{313} - k_{313} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{314} + k_{314} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{315} + k_{315} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{316} - k_{316} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{317} - k_{317} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{318} + k_{318} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{319} + k_{319} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{320} - k_{320} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{321} - k_{321} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{322} + k_{322} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{323} + k_{323} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{324} - k_{324} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{325} - k_{325} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{326} + k_{326} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{327} + k_{327} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{328} - k_{328} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{329} - k_{329} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{330} + k_{330} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{331} + k_{331} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{332} - k_{332} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{333} - k_{333} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{334} + k_{334} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{335} + k_{335} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{336} - k_{336} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{337} - k_{337} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{338} + k_{338} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{339} + k_{339} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{340} - k_{340} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{341} - k_{341} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{342} + k_{342} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{343} + k_{343} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{344} - k_{344} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{345} - k_{345} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{346} + k_{346} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{347} + k_{347} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{348} - k_{348} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{349} - k_{349} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{350} + k_{350} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{351} + k_{351} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{352} - k_{352} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{353} - k_{353} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{354} + k_{354} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{355} + k_{355} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{356} - k_{356} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{357} - k_{357} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{358} + k_{358} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{359} + k_{359} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{360} - k_{360} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{361} - k_{361} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{362} + k_{362} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{363} + k_{363} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{364} - k_{364} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{365} - k_{365} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{366} + k_{366} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{367} + k_{367} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{368} - k_{368} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{369} - k_{369} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{370} + k_{370} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{371} + k_{371} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{372} - k_{372} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{373} - k_{373} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{374} + k_{374} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{375} + k_{375} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{376} - k_{376} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{377} - k_{377} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{378} + k_{378} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{379} + k_{379} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{380} - k_{380} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{381} - k_{381} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{382} + k_{382} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{383} + k_{383} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{384} - k_{384} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{385} - k_{385} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{386} + k_{386} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{387} + k_{387} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{388} - k_{388} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{389} - k_{389} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{390} + k_{390} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{391} + k_{391} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{392} - k_{392} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{393} - k_{393} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{394} + k_{394} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{395} + k_{395} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{396} - k_{396} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{397} - k_{397} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{398} + k_{398} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{399} + k_{399} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{400} - k_{400} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{401} - k_{401} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{402} + k_{402} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{403} + k_{403} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{404} - k_{404} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{405} - k_{405} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{406} + k_{406} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{407} + k_{407} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{408} - k_{408} Q_{нсх}$ ;  $Q_{нсх} = C_{409} - k_{409} M_{ш}$ ;  $Q_{п,м} = C_{410} + k_{410} M_{ш}$ ;  $Q_{пл} = C_{411} + k_{411} M_{ш}$ ;  $M_{ш} = C_{412} - k_{412} Q_{нсх}$ ;  $Q_{$

При правильном выборе заданий заполнения первой  $M_{10} = A \sqrt{k_{крп}}$  и второй  $M_{20} = M_{2крит}$  стадий двухстадийная схема развивает максимальную производительность и максимальный энергетический кпд. При этом происходит оптимальное автоматическое перераспределение измельчающей работы между стадиями при изменении измельчаемости руды и состояния оборудования, обеспечивается заданный гранулометрический состав готового продукта и оптимальный — промежуточного.

Примеры. 1. На молибденовой фабрике «Гендерсон» (США) I стадия измельчения осуществляется в трех мельницах полусамозмельчения размером 8,5X4,3 м каждая с двумя электроприводами мощностью до 2450 кВт и с несколькими параллельными гидроциклонами в замкнутом цикле. Измельчение ведется от крупности 250 мм до 65—0,15 мм; суммарная производительность по руде составляет 10 млн. т/год. Измеряемые и управляемые величины: производительность по питанию, варьируемая скорость конвейерного питателя, мощность привода, шум мельницы, давление в разгрузочном подшипнике, расход воды в мельницу и отношение его к производительности по питанию, уровень и расход воды к зумпф гидроциклонов, давление в питании гидроциклонов, плотность и крупность частиц в сливе гидроциклонов (число работающих гидроциклонов изменяется с помощью пневматических клапанов — дистанционные из пункта оператора).

2. На обогатительной фабрике «Бьюик» компании «Амакс» (США) применяется двухстадийное измельчение с открытым первым (стержневые мельницы) и замкнутым вторым циклом (шаровые мельницы с гидроциклонами); разгрузка стержневой мельницы подается в зумпф гидроциклона. Стабилизируется крупность частиц в сливе гидроциклона манипуляцией подачи воды в зумпф. Стабилизируется уровень пульпы в зумпфе изменением потока питания I стадии (имеется внутренний каскадный контур с конвейерными весами). Вода в мельницу I стадии подается пропорционально потоку ее питания. Здесь схема автоматизации проста, спецификой является косвенное измерение запаса II стадии по уровню в зумпфе — при условии, что насос гидроциклона работает с постоянной скоростью.

### § 10.8. АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ДРЕЙФА СТАТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК НА РАБОТУ САУ, СТАБИЛИЗИРУЮЩИХ ПОТОК И ЗАПАС В ПРОЦЕССАХ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Статические зависимости потока готового продукта от запаса в рабочей зоне  $Q_{гпт} \sim f(M)$  для дробления и измельчения изменяют свое положение (дрейфуют) при изменении крупности и прочности руды в питании, крупности готового продукта и т.п. Так, экстремальная статическая характеристика замкнутого цикла измельчения смещается вниз и вправо при увеличении прочности руды, и наоборот, она всегда смещается вверх при увеличении крупности готового продукта, и наоборот. По мере износа футеровки мельницы увеличивается и ее производительность но вновь образованным мелким классам растет, следовательно, характеристика смещается вверх. Существенное влияние на положение характеристики также оказывает заполнение мельницы шарами. На рис. 10.7, а показаны положения

246

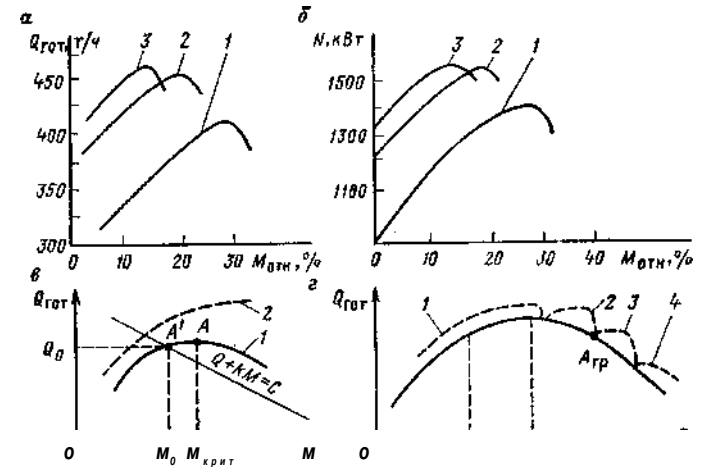


Рис. 10.7. К анализу поведения САУ потока и запаса процессом дробления и измельчения

характеристики  $Q_{гпт} = f(M_{омн})$  при трех заполнениях мелышпы МШР-3600X4000 шарами  $M_w = 50(1); 75(2); 90$  т (\*);  $M_{ин}$  относительное заполнение рудой; аналогично дрейфуют и характеристики потребляемой мощности  $N = N(M_{ин})$  (рис. 10.7, б\*).

В САУ, стабилизирующих запас  $(M + M_0)$  манипуляцией исходного питания  $Q_{гпсх} = Q$ , изменение положений нелинейной статической характеристики объекта  $Q_{гпт} = f(M)$  относительно неизменного задания  $M_0$  (или наоборот) влияет на поведение замкнутой САУ. Для анализа влияния нужно вначале составить совокупные уравнения замкнутой САУ, включая объект, регулятор и, возможно, специфический исполнительный механизм. Для САУ, стабилизирующей мощность ( $N > N_0$ ) электродвигателя дробилки, берем уравнение объекта  $\int \dot{N}(N) dN/dt + \int f_2(N) = Q$  и, например, ПИ-регулятора  $\int \frac{Q - Q_0}{C_0} dt + (N - N_0) - T^* \dot{N} = 0$  ( $N - N_0$ ) ( $N - N_0$ ) dt]. Здесь  $Q_0$  — производительность ру-

допитателя, соответствующая заданию регулятора  $N_0$ . Уравнение объекта следует из  $dM/dt - f(M) = Q$  и  $N = N(M)$  исключением  $M$ .

Для САУ, стабилизирующей сигнал шума мельницы ( $S \rightarrow S_0$ ), соответствующее уравнение объекта имеет вид:  $\int f_1(S) dS/dt + f_2(S) = Q$ . Различие с предыдущим случаем скрывается в функциях  $f_1$  и  $f_2$ . Шум, являющийся мерой запаса  $M$ , приблизительно обратно пропорционален величине  $M$ . Наряду с ПИ-законом могут применяться другие (соответственно изменяя второе уравнение).

Для САУ, стабилизирующей сумму кратных  $Q + kM = C = \text{const}$ , и для дробления и для измельчения имеем:  $dM/dt =$

$$+ Q_{от}(M) \cdot Q; \quad Q - Q_0 = k_p f(Q + kM - C) + T^{-1} \cdot f(Q + kM - C) \cdot df$$

В «шумовом» аппаратном варианте для измельчения  $M$  заменяют на  $S = S(M)$ , для дробления — на  $N = N(M)$ . Во всех случаях численные нелинейные функции  $f, f_2$  объекта определяют экспериментально.

После составления уравнений САУ можно анализировать статические и динамические режимы. Для анализа *статических режимов* приравнивают к нулю сигнал отклонения и определяют координаты равновесия: для дробления — задание  $A_0$  и производительность  $Q_0 = f_2(A_0)$ ; для измельчения — задание  $SQ$  и производительность  $Q_0 = b(S_0)$ . В случае управления по закону  $Q + kM = C$  координаты равновесия  $M_0$  и  $Q_0$  для измельчения определяют как корни двух уравнений:  $Q_0 = Q_{\max} - k_p(M_0 - M_{\text{крит}})^2$  и  $Q_0 + kM_0 = C$  (рис. 10.7, в). Если сигнал  $M$  отключить, то получим стабилизацию производительности  $Q \rightarrow Q_0$  и линия регулятора  $Q - kM = C$  горизонтальна; если же отключить сигнал  $Q$ , то получим стабилизацию запаса  $A = W_0$  и линия регулятора вертикальна. Здесь 1–3 — статические характеристики соответственно замкнутого, открытого циклов и регулятора. Для дробления на рис. 10.7, в вместо кривой 1 берем кривую 2.

Вследствие дрейфа или неправильной установки заданий в стабилизирующих САУ текущая рабочая точка объекта  $A'$  может не совпадать с оптимальной точкой  $A$ .

Динамические режимы рассмотрим для САУ стабилизирующих запас

$$dM/dt - \{ -Q_{от}(M) \cdot Q_{вх} - Q_{вх} - Q_0 = -k_p \cdot (M - M_0) + T^{-1} \cdot (M - M_0) \}$$

$M_0 dt$  с применением линеаризации, т. е. берем  $dM/dt + Q_{от}(M_0) \cdot X$

$$X \cdot m = -q \cdot q = k_p \cdot p \cdot [m + T_p^{-1} \cdot \int m dt] \cdot \mu \quad \text{где } m = M - M_0; \quad q = Q_{вх} - Q_0; \quad Q_{от}(M_0) =$$

г. т. е. угла наклона касательной к статической характеристике объекта в рабочей точке  $(M_0, Q_0)$ . Исключая  $q$ , получим уравнение динамики изменения отклонения  $m(t)$  в окрестности точки задания  $M_0$ :  $d^2m/dt^2 - [Q_{от}(M_0) + T_p^{-1} \cdot k_p] \cdot m/dt + (k_p \cdot T_p^{-1}) \cdot m = 0$ . Проведем анализ в терминах *фазовой плоскости*. Устойчивость САУ обеспечивается при отрицательности действительных частей корней, т. е. при  $Q_{от}(M_0) + k_p > 0$  и  $T_p^{-1} > 0$ . Если характеристика объекта смещена влево относительно  $M_0$  настолько, что  $Q_{от}(M_0) = -k_p > 0$  ТО САУ находят ч на границе устойчивости — точка  $L_{гп}$  (рис. 10.7, г). Для действительных отрицательных корней требуется  $Q_{от}(M_0) > -k_p + 2 \cdot X$

$X \cdot L/k \cdot T \sim \wedge$ ,  $I \cdot f \cdot \_ = \_ \cdot \wedge$ , что соответствует колебательным устойчивым переходным процессам САУ — зона устойчивых узлов / (см. рис. 10.7г). Для

комплексных отрицательных корней требуется  $-k < Q_{от}(M) < -k + 2 \cdot D/kT \sim$ , что соответствует колебательным затухающим переходным процессам — зона *устойчивых* фокусов 2. Для комплексных положительных корней  $-k_p - 2' \cdot y \cdot k_p \cdot T \sim^{-1} < Q_{от}(M) < -k_p$  — имеем зону 3 неустойчивых *фокусов*; для действительных положительных корней  $Q_{от}(M) < -k_p - 2' \cdot y / \gamma \cdot T \sim$  — имеем зону 4 неустойчивых узлов. Таким образом, при смещении задания  $M_0$  слева направо последовательно проходятся зоны 1; 2; 3; 4, причем устойчивая работа САУ — только в зонах 1 и 2 (на границе устойчивости — стабильные автоколебания). Изменение настроек ПИ-регулятора смещает границы зон.

Приведенный анализ имеет силу для различных стабилизирующих САУ потока и запаса в процессах дробления и измельчения.

### § 10.9. ОПТИМИЗИРУЮЩАЯ КОРРЕКТИРОВКА ЗАДАНИЯ САУ, СТАБИЛИЗИРУЮЩИХ ЗАПАС

В САУ, стабилизирующих запас, действуют шумы (погрешности измерений, помехи передачи сигналов и т. д.), которые приводят к колебаниям отклонения стабилизируемого заилен  $M$  относительно задания  $M_0$ . Вследствие нелинейности среднее квадратическое отклонение  $\sigma^2 = [M(t) - M_0]^2$  растет при прочих равных условиях при смещении задания  $M_0$  слева направо относительно оптимума  $M_{\text{кр.ит}}$  (рис. 10.8, а). В точке четре мума  $A$  дисперсия достигает определенной величины  $p_{,a}^2$ . Для оптимизирующей корректировки задания  $M_0 \rightarrow M_{\text{ит.опт}}$  можно использовать дополнительный контур, стабилизирующий дисперсию  $e^{2\wedge} > e^0$  (рис. 10.8, б). Он включает блок измерения току щей дисперсии (1) и регулятор по отклонению (2), корректирующей задание основной САУ.

Важным является правильный выбор задания *кд<sup>2</sup> контуру дисперсии*. В простейшем случае, учитывая только П-действие стабилизирующего регулятора Р, получим передаточную функцию замкнутой САУ в виде  $N_{с.а.у} = f \cdot k_p / [p + Q_{от}(M_0) \cdot \_ / \_ ]$ . По формуле (9.1) Боде—Шеннона, допуская на входе СЛУ шум плоским ограниченным  $S_n(\infty) = 5 = \text{const}$  для  $|(o) < o)_{\text{им.х}}$ , получим дисперсию на выходе САУ:

$$\sigma^2 = \int_0^\infty \frac{k \cdot B \cdot dn}{s^2 + \text{Кот } W + V^2} \cdot \text{Кот } K \cdot + \cdot p \cdot X$$

$$X \cdot \arctg \frac{\wedge \wedge}{\text{Кот } K \cdot N \cdot L}$$

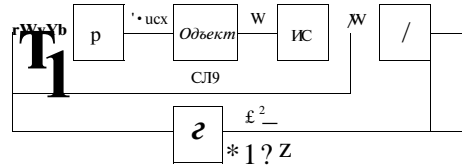


рис. 10.5. Оптимизирующая коррекция задания САУ запаса

Для работы цикла измельчения с максимальной производительностью задание дополнительному «дисперсионному» контуру надо взять равным

$$\delta^2 = j \cdot p S \arctg((O, ax^{\wedge}) / (Y p)).$$

ЭТОТ способ остается в силе для случая, когда дисперсия  $\epsilon^2$  на выходе САУ создается искусственной модуляцией задания  $M_0$  на входе САУ.

#### § 10.10. ДИНАМИЧЕСКАЯ МАКСИМИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЦИКЛА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Рассмотренная оптимизирующая коррекция не обеспечивает максимальной производительности цикла измельчения вследствие возможного дрейфа дисперсии  $\epsilon^2$ , соответствующей точке экстремума. Вместе с тем возрастание стоимости электроэнергии и необходимость увеличения переработки минерального сырья требуют введение оптимизирующего управления рудо-подготовкой, которое для процессов измельчения существенно связано с предельной максимизацией производительности путем поддержания оптимального заполнения мельниц рудой  $iW^{\wedge} M_{крит}$  и шарами  $M_{ш} + M_{м'онт}$ , что максимизирует энергетический КПД (см. § 10.5). При этом оптимизирующие САУ могут либо дополнять стабилизирующие, либо частично их заменять.

Способ динамической максимизации, основанный на принципе управления по нелинейным переходным процессам, заключается в следующем. На входе объекта периодически производят пробные воздействия  $x(t)$  и оценивают соответствующий (пробный) переходный процесс  $y(t)$ ; если характер переходного процесса отличается от соответствующего для желаемой рабочей точки, то производят управляющее изменение входа  $x(t)$  для смещения текущей рабочей точки в желаемую. Пробные и управляющие изменения входа могут быть объединены. Возбуждение пробного переходного процесса может производиться не только управляющим входом  $x(t)$ , но и какими-либо другими, например, естественными сигналами шумов в САУ.

Применительно к замкнутому циклу измельчения признаком

нахождения в экстремальной точке ( $Q_{max}, M_{крит}$ ) может быть резкое изменение постоянной времени объекта в окрестности этой точки. Линеаризация уравнения объекта  $(\Delta/d^{\wedge} + Q_{max} - k_n(M - M_{крит}))^2 = Q_{нцх}$  в окрестности точки  $M_0$  дает  $dm/dt + 2k_n(\Delta_{крит} - M_0)m = q$ , т. е. постоянная времени  $T_{об} = \sqrt{[2k_n(M_{крит} - M_0)]}$ , она имеет скачок от  $+\infty$  до  $-\infty$  в точке  $M_0 = M_{крит}$ . Другими словами, по каналу управления от входа  $q = Q_{нцх} - Q_0$  ДО выхода  $ng = M - M_0$  объект ведет себя как устойчивое инерционное звено при  $M_0 < M_{крит}$  как интегрирующее звено при  $M_0 = M_{крит}$  и как неустойчивое инерционное звено При  $M_0 > M_{крит}$ .

Это позволяет построить следующий алгоритм поиска максимальной производительности (рис. 10.9, а). Поиск начинается слева от экстремума  $M < M_{крит}$ ; пробными шагами  $AQ$  с периодом времени  $At$  увеличивается производительность рудопитателя. По мере приближения к экстремуму ответные переходные процессы запаса  $M(t)$  становятся все более затяжными (постоянная времени растет); в точке экстремума они носят интегрирующий характер; за точкой экстремума при  $M > M_{крит}$  — разрастающийся неустойчивый характер (отрицательная постоянная времени).

В конце каждого периода  $At$  выделяется интервал времени  $t_{изм}$  для измерения скорости  $M = AM/t_{изм}$  изменения запаса. Если эта скорость невелика, то значит  $M < M_{крит}$  и можно прибавлять производительность положительным скачком  $AQ$ ; если эта скорость велика, то значит  $M > M_{крит}$  и нужно убавлять производительность скачком  $-AQ$ . Критическую скорость  $M_{крит}$ , определяющую изменения скачка  $AQ$ , определяют заранее на основе уравнений из § 10.4 или экспериментально

На рис. 10.9, б, в для такой САУ показаны примеры суточных дилграмм управляющих шагов  $AQ$  и ответных переходных процессом  $M(t)$ , измеренных косвенно по сигналу  $T$  сглаженного тока динглтели кллсснфнка тора. На рис. 10.9, г показана запись стабилизируемой плотности слиич кллссификатора, причем задание САУ плотности корректронплось по сигналам  $AQ$ : чем больше производительность, тем меньше плотность, и наоборот, — для стабилизации гранулометрического состава готового продукт (МО «Апатит», АНОФ-1).

Возможны более тонкие алгоритмы динамического поиска, основанные на нелинейной динамике объекта. Например, с положительным результатом был испытан в промышленных условиях («АНОФ-1») алгоритм

$$(0 \text{ при } AM/t_{изм} < 0;$$

$$AQ = J + 1 \text{ т/ч при } 0 < AM/t_{изм} < 0,8'1 \text{ т/ч};$$

$$| - 1,1 (AM/t_{изм}) \text{ при } DM/t_{изм} - П.М \text{ т/ч},$$

причем  $A^{\wedge} = 20$  мин;  $t_{изм} = 5$  мин. Максимальная проп шодительность на аиа-інто-нефелиновой руде составляла 47—55 т/ч; гранулометрический состав го-і оного продукта поддерживался на уровне 50 % — 0,074 мм.

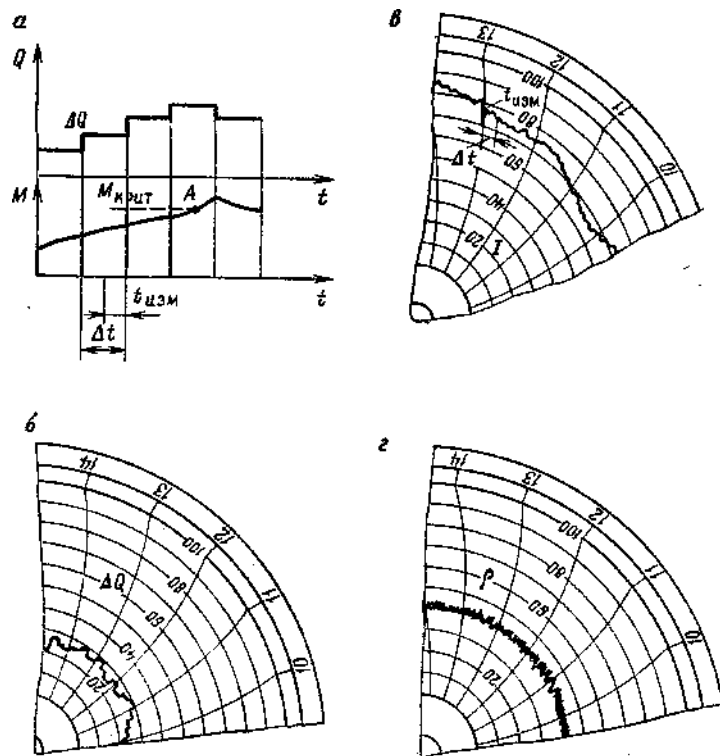


Рис. 10.9. Динамическая максимизация производительности

Выбор настроечной константы  $L1_{крит} = 0,84$  т/ч производится по формуле

$$\hat{u}_{крит} = k^{-1}(u + 1/Vv \hat{o} h^2). \quad (\text{Ю.П.})$$

где  $k_n$  — коэффициент параболической характеристики объекта  $Q_{огТ} = Q_{max} - kn(M - M_{крит})^2$ ;  $AQ_0$  — значение положительного скачка  $Q_{огСХ}$  (в предыдущем алгоритме  $AQ_0 = 1$  т/ч).  $L1_{крит} = 0,84$  т/ч получено из этой формулы при  $A\ddot{u} = -0,12 \text{ т}^{-1} \text{ ч}^{-1}$ ;  $AQ_0 = 1$  т/ч;  $L/\ddot{u} = 0,25$  ч. Если рабочую точку надо сместить от экстремума влево или вправо в точку с наперед заданным наклоном ( $\ddot{u}$ ), то формула (10.11) изменяется:

$$M_{крит} = K' (L/\ddot{u} - 1/2 D/\text{Чот} + 4^* AQ_0)^{1/2}.$$

Например, если требуется работать в точке с наклоном  $Q'_{огТ} = 0,24 \text{ ч}^{-1}$ , то  $M_{крит} = 0,78$  т/ч.

Реализацию рассмотренных алгоритмов в настоящее время целесообразно осуществлять с применением УВМ.

### § 10.11. СТАТИЧЕСКАЯ МАКСИМИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КПД ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ. АСУТП<sup>1</sup>

Перейдем к статической максимизации производительности. Практичный вариант оптимизирующего управления циклом измельчения включает следующие типовые стабилизирующие контуры (АСУТП ЛГИ — ПО «Апатит»): типовая стабилизирующая САУ плотности ( $\rho_k - \rho_{к0}$ ) или гранулометрического состава готового продукта; типовая стабилизирующая САУ заполнения ( $M - M_0$ ), например, по шуму ( $S - S_0$ ), возможно с внутренним каскадным контуром стабилизации производительности рудопитателя; САУ подачи воды в мельницу (рис. 10.10, а). Кроме того, добавляется оптимизирующий СЛУ, которая корректирует задание по заполнению  $M_0$  (по шуму  $S_0$ ) для контура  $M - kM_0$ , например, по алгоритму шагового экстремального регулятора ЭР, максимизирующего производительность по готовому продукту  $Q - Q_{ог} - Q_{max}$ . Задание  $M_0$  изменяется экстремальным регулятором или УВМ с периодом  $L/\ddot{u}$  шагами  $AM_0$  (рис. 10.10, б). После каждого шага ЛУИ<sub>0</sub> в СЛУ, стабилизирующей запас  $M - M_0$ , начинается переходный процесс, в котором изменяются запас  $M(t)$ , шум  $S(t)$ , производительность по питанию  $Q_{огСХ}(t)$  и по готовому  $Q_{огТ}(t)$  продукту. Во время переходного процесса  $dM(t)/dt = Q_{ог}(t) - Q_{огТ}(t)$ . После окончания переходного процесса через интервал времени регулирования  $t_v$  (см. рис. 10.10) наступает стационарный режим, при котором  $dM/dt = 0$  и  $Q_{огСХ} = Q_{огТ}$  длительности  $t_p$ . Поэтому, если после каждого шага задания ЛМ<sub>0</sub> переждать переходный процесс (длительностью  $t_p \ll 30-60$  мин), то вместо прямого максимизируемого выхода объекта  $Q_{огТ}$ , жестко зависящего от  $M$ , можно измерять косвенный выход  $Q_{огСХ}$ . Это практичнее, так как почти всегда рудопитатели оснащены конвейерными весами, в то время как измерение  $Q_{огТ}$  нескольких секций измельчения весьма затруднительно.

Интервал  $At$  между шагами выбирается больше величины  $t_p$ . В период стационарного режима  $t_p$  измеряется по конвейерным весам усредненная производительность  $Q$ . Согласно алгоритму экстремального шагового управления максимизируемая величина  $Q_i$  накануне очередного  $i$ -го шага  $AM_0$  сравнивается с предыдущей  $Q_{i-1}$  если приращение  $Q_i - Q_{i-1}$  положительно, то очередной шаг задания  $AM_0$  делается в направлении предыдущего  $AM_0$ ; если приращение  $Q_i - Q_{i-1}$  отрицательно, то очередной шаг задания  $AM_0$  направлен против предыдущего  $AM_0$ .

<sup>1</sup> Написано совместно с Е. Е. Андреевым, П. В. Кузнецовым.

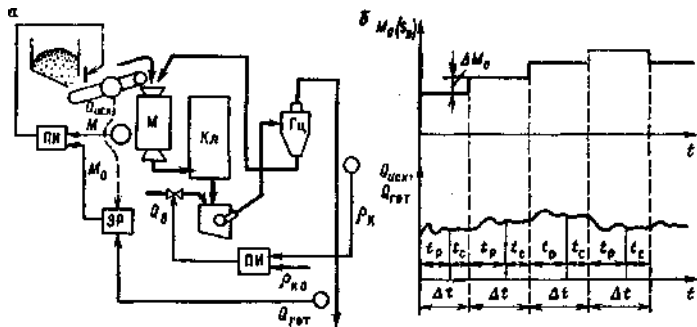


Рис. 10.10. Статическая максимизация производительности цикла измельчения

Рассмотренная оптимизирующая САУ обеспечивает заполнение мельницы материалом на уровне  $M = uI_{\text{крит}}$ , что дает, во-первых, максимальную производительность и, во-вторых, минимум расхода электроэнергии на 1 т руды.

Важной также является САУ, оптимизирующая заполнение мельницы шарами или стержнями (см. рис. 10.7, а, б). Экстремальный объект теперь имеет два входа  $M$  и  $M_w$ , а максимизируемая величина  $Q_{\text{рот}}$  зависит от них, как было показано на рис. 7.5, д. Однако поиск оптимального заполнения шарами непосредственно по максимизируемой величине  $Q_{\text{рот}}$  трудно реализуем и практичнее пользоваться косвенной максимизацией по мощности электропривода мельницы. Для этого шары догружают периодически (по мере износа) — вручную или автоматически, следя за показаниями чувствительности ваттметра в цепи электропривода мельницы; когда потребляемая мощность начинает уменьшаться, догрузка шаров заканчивается. Догрузку шаров лучше вести «на ходу», когда работает рассмотренная выше САУ, оптимизирующая запас материала в мельнице.

Совместное действие этих двух оптимизирующих САУ, а также упомянутых трех стабилизирующих обеспечивает максимум производительности и максимум энергетического кпд при любых изменениях в сырье и условиях измельчения; при этом максимизируется критерий  $J = eMal/N \sim \text{max}$  (см. § 10.5).

И качестве примера практической реализации принципов статической максимизации производительности и энергетического кпд может послужить внедряемая на АНОФ-П максимизирующая САУ разработки ЛГИ — ПО «Апатит\*» (рис. 10.11).

В осипну элементной базы технических средств автоматизации положена электрическая унифицированная система приборов автоматического регулирования «Каскад». В контурах автоматического регулирования используют аналоговый I III-регулирующий блок Р12 (1г; 2б; 3б; 5г); измерительный блок И-04 (1, 5в); токовое задающее устройство ЗУ-05 (1в; 3в; 4г; 5д);

блок управления аналогового регулятора БУ12 (1д, 2г, 3г, 5е); блок указателей положения В12 (1е, 2д, 3ж, 5з).

Для преобразования сигналов первичных измерительных преобразователей (датчиков) в аналоговый токовый сигнал  $0\text{--}5\text{ мА}$  используют измерительный преобразователь угла поворота (1а); измерительный преобразователь активной мощности Е829 (4б); дифференциальный манометр ДСЭР (5б).

В качестве первичных измерительных преобразователей используют датчик текущей производительности мельницы (1а); акустический датчик шума мельницы (2а); плотномер радиоизотопный на сливе классификатора (3а); измерительные трансформаторы тока и напряжения в цепи электродвигателя мельницы (4а); камерную диафрагму расходомера воды в загрузку мельницы (5а).

Манипуляция потока руды в мельницу осуществляется токовым сигналом через тиристорный преобразователь частоты ТП4 (1ж), а воды в загрузку и разгрузку мельницы — клапанами с пневмоприводом (3з, 5к) через электропневмопреобразователи ЭПП-63 (3д, 5ж). Для дистанционного управления клапанами подачи воды используют панели БПДУ (3е, 5и).

Система оптимального управления включает следующие контуры: стабилизирующая САУ плотности готового продукта (3а—3б—3г—3д—3е—3ж); стабилизирующая САУ заполнения мельницы по шуму (2а—2б—2г—1б); стабилизирующая САУ соотношения руда/вода в загрузку мельницы (5а—5б—5в—5г—5е—5ж—5и—5к); стабилизирующая САУ потока по конвейерным весам (1а—1б—1г—1д—1ж).

САУ, оптимизирующая заполнение мельницы (1а—2е—2б). Блок 2в выполняет функцию оптимизатора и, действуя в соответствии с алгоритмом статической максимизации, выдает корректирующее задание в регулятор 2б, стабилизирующий заполнение мельницы; блок 2в может быть реализован специальным устройством, например, на микросхемах или с помощью УВМ;

САУ, оптимизирующая заполнение мельницы шарами по потребляемой мощности (4а—4б—4в—4д). Для реализации САУ необходима чувствительная шкала на самопишущем миллиамперметре КСУ2 (4д). На шкале КСУ2 регистрируется сигнал мощности  $N$ , определяемый из следующего соотношения  $N = k(N_{\text{из}} - M_{\text{тр}})$ , где  $M_{\text{тр}}$  — измеряемая мощность датчиками 4а, 4б, кВт;  $N_{\text{из}}$  — величина срезки («подавления нуля»), включающая мощность «холостого хода» и потери на трение, кВт;  $k$  — коэффициент усиления, определяемый из выражения  $k = \frac{M_{\text{max}}}{(V_{\text{из}} - jV_{\text{ср}})}$ ;  $N_{\text{max}}$  — максимальная мощность, кВт. Операцию «подавления нуля», т. е. срезки постоянной составляющей  $iV_{\text{ср}}$ , выполняет элемент 4г (токовое задающее устройство ЗУ-05), а для усиления сигнала используется блок дифференцирования Д01 (4в), работающий в пропорциональном режиме. Информация, регистрируемая на приборе КСУ2 (4б), используется оператором для визуального контроля за состоянием шаровой загрузки мельницы и фиксации оптимума по максимуму потребляемой энергии.

Испытания описанной системы на двух типах циклов измельчения ЛНОФ-П показали повышение производительности измельчительного передела не менее чем на 1,5 % и экономию электроэнергии на измельчение не менее 0,1 кВт · ч/т руды.

ЛСУТП цеха самоизмельчения Тырныаузского ВМК включает информационную систему централизованного контроля технологических величин (наличие руды на конвейерах, забивка течек, расход руды, простой оборудования, уровень руды в бункерах, шум мельницы, температура подшипников, давление масла в подшипниках, активная мощность электроприводов, гранулометрический состав по осаждению твердой фазы

пульпы, расход соды в мельницы и рН, плотность пульпы, суммарный объемный расход готовой пульпы), а также прямое (непосредственное) цифровое управление от УВМ типа М-6000 и от локальных САУ. Управляющие воздействия на ИМ выдаются через индивидуальные преобразователи «код—аналог».

Используют терминальные устройства печати: для пуска программного обеспечения, по требованию оператора информация о переработке руды, печать заданий локальным САУ, диагностика отказов оборудования, рапорты о работе цеха за 1 ч, смену, сутки. Используют станции индикации данных СИД-1000 для диалога оператора-технолога или начальника цеха с управляющей системой.

На ОФ «Эрдэнэт» (МНР) применяется для управления циклом измельчения автоматизированная система «Мельник», реализующая управляющие воздействия опытного мельника-оператора с помощью УВМ.

## Глава 11

### АВТОМАТИЗАЦИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ СЕПАРАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ

#### § 11.1. ЦЕЛЬ АВТОМАТИЗАЦИИ СЕПАРАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ. СВЯЗЬ С РУДОПОДГОТОВКОЙ

Сепарацию минеральных частиц можно вести, используя и, возможно комбинируя методы гравитационного, магнитного, флотационного, электрического, радиометрического обогащения, основываясь на различии таких физических свойств ( $\rho$ ), как крупность  $d$ , форма  $\xi$ , прочность  $\xi_{\text{т}}$ , плотность  $\rho$ , магнитная восприимчивость  $\chi_m$ , флотуемость  $k$ , удельная электропроводность  $K$ , удельный заряд  $q$ , светимость в различных частях электромагнитного спектра  $\Phi$ .

При автоматизации надо учитывать сепарационную характеристику отдельного аппарата (флотационного, гравитационного и др.) (рис. 11.1, а) или технологической схемы в целом (содержащей основную, перечистную и контрольную операции) (рис. 11.1, б), которая определяется как отношение масс элементарной фракции в концентрате и исходном питании:  $e(\rho) = \frac{Q_{\text{к}} \chi_{\text{к}}(\rho)}{Q_{\text{исх}} \chi_{\text{исх}}(\rho)}$ . Здесь  $Q_{\text{к}}$ ,  $Q_{\text{исх}}$  — полные производительности соответственно по концентрату и исходному питанию, т/ч.

Важнейшие параметры сепарационной характеристики:

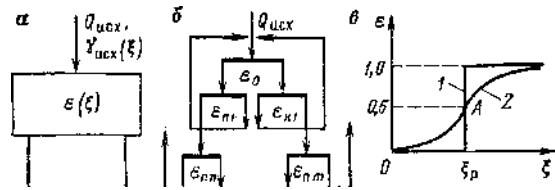


Рис. 11.1. К пояснению сепарационной характеристики

граница разделения  $g_p = \text{const}$ , которая определяется как корень уравнения  $e(\xi_p) = 0,5$ ;

крутизна в рабочей точке  $e'(\xi_p)$ , определяющая точность разделений фракций на концентрат и хвосты.

Идеальная сепарационная характеристика имеет вид ступенчатой функции

$$\left( \begin{array}{l} 1 \text{ для } \xi > \xi_p; \\ 0 \text{ для } \xi < \xi_p, \end{array} \right.$$

$$\left[ \begin{array}{l} 1 \text{ для } \xi > \xi_p; \\ 0 \text{ для } \xi < \xi_p, \end{array} \right.$$

т. е. частицы  $\xi > \xi_p$  извлекаются в концентрат полностью (на 100 %), а частицы с  $\xi < \xi_p$  полностью извлекаются в хвосты; взаимозасорение отсутствует (рис. 11.1, в, кривая 1).

Для неидеального сепаратора сепарационная характеристика отклоняется от ступенчатого закона, однако она проходит при  $\xi = \xi_p$  точку A с  $e(\xi_p) = 0,5$ ; граница разделения соответствует (равна) физическому свойству тех частиц, 50 % которых попадают в хвосты, а остальные — в концентрат (рис. 11.1, в, кривая 2).

Отклонение реальной сепарационной характеристики обогачительного процесса от идеальной ступенчатой ведет к снижению качества и массы получаемых концентратов. Следовательно, *технологическая задача автоматизации* процессов сепарации, т. е. собственно процессов обогащения, — правильный выбор границы разделения и приближение сепарационной характеристики к идеальной ступенчатой. Экономическим сдерживающим фактором здесь является лимитированная машиноемкость схем, т. е. число единиц оборудования на 1 т/ч перерабатываемого сырья.

Теперь можно сформулировать резюме по поводу общих технологических задач к автоматизации процессов обогащения.

Идеальное обогащение (одномерного и однокомпонентного сырья) требует и идеальной рудоподготовки [т. е. ступенчатой  $P(\xi)$  при любой  $y(\xi)$ ] и идеальной сепарации, т. е. ступенчатой  $e(\xi)$ ; при одномерном обогащении требуется соблюдение условий  $p(\xi) = 1$  ( $\xi > \xi_p$ );  $e(\xi) = 0$  ( $\xi < \xi_p$ ). Тогда получается

258

концентрат с содержанием ценного минерала  $\beta_k = 100\%$  при 100 %-м извлечении этого минерала в концентрат. Эти принципы-требования обобщаются и на многомерный общий случай обогащения. И при автоматическом (АСР), и при человеко-машинном (АСУТП), и при ручном управлении обогачительный процесс в целом должен приближаться к этому идеалу.

*Прогноз технологических показателей* обогащения — выхода концентрата  $y_k$ , содержания в нем полезного компонента  $p_k$  (или компонентов), извлечения  $e_k$  — осуществляется по следующим формулам:

$$YK = \int_{S_{\min}}^{S_{\max}} I^e(\xi) T_{\text{всх}}(\xi) d\xi \rightarrow \int_{S_p}^{S_{\max}} T_{\text{всх}}(\xi) d\xi$$

$$VK = \int_{S_{\min}}^{S_{\max}} P(\xi) Y_{\text{всх}}(\xi) d\xi$$

Вторые части формул соответствуют идеальной сепарации с границей разделения  $g_p$ ;  $y_k(Q) = \int_{S_p}^{S_{\max}} T_{\text{всх}}(\xi) d\xi / \int_{S_{\min}}^{S_{\max}} T_{\text{всх}}(\xi) d\xi$ ,  $p_k(\xi) = P(\xi)$ .

Любые технологические *критерии оптимальности* достигают при идеальном обогащении своего максимума, например, критерий Хэнкока  $H = 100(e_k - y_k) / (100 - a_{\text{мин}})$ , где «мин» — содержание минерала в сырье; критерий максимизации извлечения  $P_k$  — в них при заданном качестве концентрата  $p_k$   $P_k \sim \text{const}$ .

Идеальное обогащение, как правило, практически недостижимо из-за неидеальности либо рудоподготовки, либо сепарации, либо и того и другого. При этом в качестве «ограничителя» выступают особенности сростков в сырье, а также лшио-мические критерии, так как приближение к идеальному пределу рудоподготовки и сепарации требует усложнения соответствующих технологических схем и увеличения расходов.

Оптимизацию процессов на ОФ в целом целесообразно связать с экономическим критерием — прибылью  $U$ , (руб/ч):

$$J_p = Q_{\text{всх}} \int_{S_{\min}}^{S_{\max}} (P_k - C) d\xi$$

где  $U(p_k)$  — функция цены 1 т концентрата от содержания  $p_k$ ;  $C$  — затраты на переработку 1 т сырья, включая горные работы.

Технологические показатели  $y_k$  и  $\beta_k$  прогнозируются формулами (11.1), а в эти формулы входят как показатели рудопод-

готовки  $\gamma_{исх}(\xi) > p(\xi)$ , так и сепарации  $e(\xi)$ . Следовательно, и рудоподготовку, и сепарацию нужно поддерживать в таких режимах, чтобы  $y_{исх}(\xi)$ ,  $z(\xi)$  и  $e(\xi)$  были оптимальны в смысле максимума экономической прибыли /<sub>3</sub>-нпах.

Для различных обогатительных фабрик и типов минерального сырья решение задачи /э-ипах конкретизируется по-разному, но общими являются следующие принципы: большая крутизна функции  $p(\xi)$  при рудоподготовке, оптимальный выбор границ разделения  $g_p$  или  $\phi_p(\xi_b \cdot \cdot \cdot > \xi_{п})=0$  и повышение крутизны  $e'(\xi_p)$  сепарационных характеристик в рабочей точке  $\xi_p$ . Это ведет к увеличению первой «активной» составляющей в максимизируемой прибыли /<sub>3</sub>. Удовлетворение названных принципов происходит на фоне энергетических, материальных, трудовых затрат, которые также надо учитывать для уменьшения величины  $S$ , т. е. второй «пассивной» составляющей прибыли /<sub>3</sub>-

Наряду с глобальной оптимизацией ОФ в целом (/<sub>3</sub>-нпах) в различных сепараторах и аппаратах требуется автоматически стабилизировать те или иные параметры: производительность, запас материала, состав продуктов и сред. Для решения этих задач используют типовые локальные измерительные средства и локальные АСР, рассмотренные в гл. 6—8. Рассмотрим подробнее решение задач стабилизации состава продуктов и сред.

## § 11.2. СТАБИЛИЗАЦИЯ СОСТАВА ПРОДУКТОВ И СРЕД

Важный технологический принцип стабилизации состава продуктов охватывает фракционный и компонентный составы обогащаемых минеральных продуктов (например, фракционный состав по крупности измельченного сырья, содержание ценного компонента в концентрате), состав вспомогательных сред (например, ионный состав жидкой фазы флотационной пульпы, концентрация реагентов в растворах отделения приготовления флотореагентов). Создание соответствующих АСР требует изучения статистики и динамики перемешивания; объекты выступают как смесители (будучи одновременно сборниками).

Примеры. 1. АСР для стабилизации концентрации водородных ионов  $\text{pH}$  флотационной пульпы (выход объекта) манипуляцией потока  $x = \text{[кислоты (или щелочи)]}$ ; заданное значение  $y_p$  (т. е.  $\text{pH}_p$ ) может быть различным для различных циклон флотации, кроме того, может изменяться по команде человека-оператора, либо УВМ.

2. ЛСР для стабилизации плотности пульпы ( $y = \rho_n$ ) в сливе классификатора или гидроциклона манипуляцией потока свежей воды  $x = q$  в питание; здесь добавляемым в смеситель компонентом является вода, концентрация  $S$  которой связана с плотностью пульпы:  $\rho_n = S \rho_{ж} + (1 - S) \rho_{тв}$ . Здесь  $\rho_{тв}$ ,  $\rho_{ж}$  — плотность соответственно твердой и жидкой фазы.

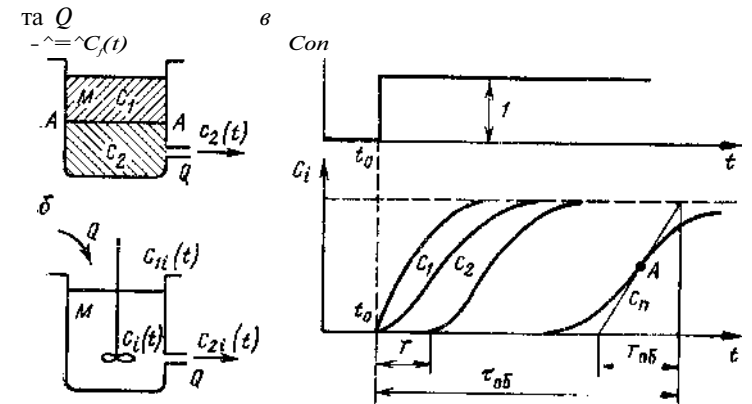


Рис. 11.2. Смесители (а, б) и ступенчатые переходные функции и цепи смесителей (в)

В первом примере требуется изучение закономерностей, спланирующих  $\text{pH}$  пульпы с расходом влияющего реагента; во втором — сизизинающпх шип • ность пульпы с расходом добавляемой воды.

Под *смесителями* понимают такие сборники, и которых происходит смешивание нескольких различных материалов, например нескольких различных реагентов с пульпой по флотационных машинах, потоков твердых и жидких материалов м чанах, твердых сыпучих компонентов при шихтовке и усреднении в бункерах.

Основные переменные, характеризующие состояние смесителей, — содержание (концентрации) компонентов или узких фракций в отводимых и подводимых потоках, а также м рабочей зоне смесителя. Для простоты обычно рассматривают два идеализированных режима перемешивания: режим идеального вытеснения и режим идеального (мгновенного) перемешивания. В первом режиме (рис. 11.2, а) контактирующие материалы не перемешиваются, и поэтому аппарат, работающий в таком режиме, можно назвать смесителем лишь условно. Во втором режиме (рис. 11.2, б) материал, подводимый к смесителю, мгновенно перемешивается с уже находящимся там, поэтому в идеальном смесителе концентрация любого компонента не зависит от координат пространства смесителя, а зависит только от времени. Возможны различные промежуточные модели. Общей чертой их является то, что в них учитывается зависимость концентрации не только от времени, но и от координат пространства. Пример промежуточного случая — диффузионная модель перемешивания. Смесители являются одновременно и сборниками, и динамика материального потока в них описывается по рассмотренной выше методике.

Простые уравнения динамики смесителей получают в том случае, когда принимают материальный поток равновесным: суммарный подводимый  $Q_1$  и отводимый  $Q_2$  потоки одинаковы  $Q_1 = Q_2 = Q = \text{const}$  и запас  $M = \text{const}$ , считают переменными только содержания  $i$ -го смешиваемого компонента на входе  $C_1(t)$ , выходе  $C_2(t)$  и в пространстве  $C(t)$  смесителя. Тогда для смесителя вытеснения уравнение принимает вид

$$C_2(t) = C_1(t - \tau) \quad \text{или} \quad C_2(p)/C_1(p) = \exp(-xp), \quad (11.2)$$

где  $\tau$  — время пребывания материала в смесителе (см. рис. 11.2, а), равное времени перемещения линии контакта  $AL$  сверху вниз.

Смеситель вытеснения при равновесном материальном потоке представляет собой звено чистого запаздывания.

Для идеального смесителя, как и для сборника, составляют уравнения материального баланса, однако при этом отдельно рассматривают баланс масс (притока и оттока) для каждого из смешиваемых компонентов. Баланс масс  $i$ -го компонента

$$dm/dt = q_{i1} - q_{i2},$$

где  $m_i$  — запас  $i$ -го компонента в смесителе;  $q_{i1}$  и  $q_{i2}$  — соответственно подводимый и отводимый потоки  $i$ -го компонента.

Перепишем это равенство следующим образом:

$$\frac{M}{Q} \frac{d(m_i/M)}{dt} = q_{i1} - q_{i2}$$

где  $M$  и  $Q$  — соответственно суммарные запас и поток всех смешиваемых компонентов.

Далее учтем соотношения  $C_i(t) = m_i/(M + m_i) \approx m_i/M$ ;

$$C_1(t) = Q_1/(Q + Q_1) \approx Q_1/Q; \quad C_2(t) = q_2/(Q + Q_2) \approx q_2/Q.$$

Так как смеситель идеальный, то содержание  $i$ -го компонента на выходе смесителя всегда равно содержанию этого компонента в любой точке внутреннего объема смесителя, т. е.  $C_i(t) = C_j(t)$ . Таким образом, для каждого  $i$ -го компонента смеси получаем уравнение динамики

$$T \frac{dC_i}{dt} + C_i = C_{i1}; \quad C_{i2}(t) = C_i(t) \quad \text{или} \quad C_{i2}(p)/C_{i1}(p) = \exp(-pT), \quad (11.3)$$

т. е. идеальный смеситель является инерционным звеном с постоянной времени  $T = M/Q$ .

Входная величина  $C_1(t)$  (содержание в подводимом потоке) может быть при необходимости заменена на подводимый поток  $Q_1$  реагента посредством  $C_1(t) = Q_1(t)/Q$ . Тогда в уравнениях (11.2) и (11.3) появляется статический коэффициент передачи объекта  $K = 1/Q$ ;  $W = K \exp(-xp)$ ;  $W = K/(Tp + 1)$ .

Если имеется технологическая линия из нескольких смесителей, то передаточная функция получается по правилам со-

единения звеньев. Например, для двух последовательных сборников-смесителей  $W = C_2(p)/C_1(p) = \exp[-p(T_1 + T_2)]$ .

Передаточная функция цепи из  $n$  одинаковых смесителей имеет вид  $W = \exp(-npT)$ .

Пример. Имеется «камерная флотационная машина. Если загружаемый в пульпу реагент сорбируется на минеральных частицах или подвержен химическим преобразованиям в пульпе (окислению и т. п.), то статический коэффициент передачи камеры  $K$  отличается от единицы ( $K < 1$ ) и передаточная функция л-камерной флотационной машины принимает вид  $W = K^n / (Tp + 1)^n$ . Здесь  $T$  — время флотации в одной камере.

Если на вход цепи из  $n$  смесителей подать ступенчатое возмущение, то содержание в других сборниках будут изменяться (рис. 11.2, в). Процесс нарастания содержания и каждом последующем смесителе запаздывает по отношению к предыдущему приблизительно на время  $T$  и до последнего смесителя «волна» доходит за время  $nT$ . Передаточные функции объектов высокого ( $n$ -го) порядка обычно аппроксимируют инерционным звеном с запаздыванием  $W(p) = \exp(-pT) / (Tp + 1)$ , т. е. вместо  $n$  постоянных времени (одинаковых или различных) вводят одну эквивалентную постоянную времени  $T_0$  и одно чистое запаздывание  $t_0$ . Для определения величин  $T_0$  и  $t_0$  в точке перегиба  $L$  ступенчатой переходной функции  $C_n(t)$  проводят касательную и принимают величину  $T_0$  равной длине подкасательной, а величину  $t_0$  — равной отрезку от момента  $t_0$  прихода на вход скачкообразного возмущения до начала подкасательной. Необходимую для такой аппроксимации функцию  $C_n(t)$  вычисляют теоретически либо определяют экспериментально.

В чистом виде неосуществим ни один из рассмотренных двух крайних режимов перемешивания. Используют различные способы математического описания реальных промежуточных режимов, существенно отличающихся от идеальных. Так, принимают диффузионную модель перемешивания, которая описывается уравнением диффузии вида

$$\partial C / \partial t = D \frac{\partial^2 C}{\partial x^2},$$

где  $D$  — коэффициент диффузии;  $C = C(x, t)$  — концентрация компонента в точке внутреннего пространства смесителя с координатой  $x$  в момент времени  $t$  (одномерный случай).

При малом коэффициенте диффузии диффузионная модель приближается к модели смесителя вытеснения, а при большом — к модели идеального смесителя. Эта диффузионная модель — пример объекта с распределенными параметрами: координата состояния  $y = C$  зависит не только от времени, но и от местоположения в рабочей зоне. Ранее были модели с со-

средоточенными параметрами, координаты состояния зависят только от времени.

В задачах АСУТП может потребоваться изучение статистики; и динамики *перемешивания минеральных продуктов* в различных сборниках-смесителях с учетом фракционного состава подводимых и отводимых материалов в форме функций типа  $y(\lambda)$  и  $P(\lambda)$ , что является важной для обогащения задачей.

Кроме того, при перемешивании важно проследить не только изменение фракционного состава  $y(\lambda)$  и  $P(\lambda)$ , но и среднего содержания ценного компонента  $p$ - или компонентов при прохождении минеральных материалов через сборники-смесители. В этой связи перейдем к перемешиванию (усреднению) различных по *компонентному и фракционному составу* обогащаемых минеральных материалов. Возможны два основных варианта: 1) интерес представляет только содержание  $C = P/\lambda$  одного /-го или нескольких ценных компонентов; 2) требуется учесть еще и фракционный состав  $y(\lambda)$  и  $P(\lambda)$  с одним: физическим свойством  $\lambda$  или несколькими  $y(i), \dots, \lambda_n$  и  $P(\lambda) = \dots, \lambda_n$  (во вспомогательных средах содержание реагентов обозначаем через  $C$ , в обогащаемых материалах содержание ценных компонентов — через  $p$ ). В первом случае математическое моделирование аналогично рассмотренному по формулам (11.2) и (11.3). Надо учесть, что суммарный подводимый поток  $Q = Q_1 + Q_2 + \dots$  состоит из нескольких ( $n$ ) минеральных потоков  $Q_i$  в  $Q_2, \dots$ , каждый со своим средним содержанием  $P_i$  в  $P_2, \dots$ , /-го ценного компонента.

В операторной форме уравнение динамики усреднения принимает следующий вид:

$$Q P / \sigma_t - (P) = \sum_{i=1}^n (P) S Q_{nt} f_{iip}, \quad (П. 4)$$

где  $W(p) = \exp(-tr)$  и  $W(p) = 1/(7p+1)$  для смесителей вытеснения и идеального.

Слагаемые входа объекта  $q_i$ ,  $i = p/$ ,  $i Q_m$ ;  $\langle 7/p2 = P/p 2 Q_n 2$ ;  $\dots$ , могут изменяться во времени — как управляющие или возмущающие величины — независимо друг от друга, поэтому имеем многомерный объект с несколькими входами и одним выходом  $P/\sigma_t$  по каждому /-му компоненту. Каждый канал «вход — выход» есть звено запаздывания для смесителей вытеснения или инерционное звено для идеальных смесителей. Для получения уравнения статистики заменим  $W(p) = l$  в выражении (11.4).

Боле точную и нужную для процессов обогащения картину *усреднения* имеем во втором случае. В стационарном режиме-

фракционный состав отводимого после усреднения потока определяется следующими статическими характеристиками:

$$TOTB(\lambda) = Q^{-1} \sum_{i=1}^n Q_{mym}(\lambda);$$

$$P/\lambda B \otimes 7 \sigma_t B(g) = (r^{-1} S Q_{nthnd}) Y_n \langle \otimes \rangle.$$

В нестационарном режиме, когда фракционный состав смешиваемых потоков изменяется во времени, имеем уравнения динамики усреднения в операторной форме:

$$Q(P) TOTB(L, p) = w(p) t Q_m(P) Y_n i(5, P);$$

$$\langle 2(P) P / \langle Bff_i, p \rangle Y_{OTB}(L, P) = W(p) t Q_m(p) f \rangle_{i=1} im(p) y_n(l, P), \quad (11.5)$$

причем  $N_0(p) = \exp(-tr)$  для смесителей вытеснения;  $W(p) = 1/(7p+1)$  — для идеальных смесителей.

Уравнения (11.5) показывают влияние изменений фракционного выхода  $uni(E)d^{\wedge}$  и фракционного содержания  $P/p \langle (\lambda)$  в любой элементарной фракции  $[\lambda, \lambda + d\lambda]$  в подводимых потоках на фракционный состав отводимого потока. Интегрирование равенств (11.5) по  $g$  в пределах от  $g_{min}$  до  $U_{ax}$  дает выражение (11.4), при этом учитывается формула среднего содержания

$$\bar{P} = \int_{S_{min}}^{S_{max}} P(S) Y(S) dS;$$

информация о фракционном составе пропадает.

Динамика усреднения минеральных продуктов имеет место в бункерах, транспортных линиях, перегрузочных норниках, пульподелителях, зумпфах, складах руды и концентратом.

### § П.3. СЕПАРАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ АППАРАТОВ. ВЫБОР ГРАНИЦ РАЗДЕЛЕНИЯ

Сепарационные характеристики  $e(\lambda)$  для конкретных обогащательных аппаратов можно найти экспериментальным или теоретическим, либо комбинированным путем. *Экспериментальный путь* основан на определении сепарационной характеристики  $e(\lambda)$  или  $e(\lambda) \dots In$ , которая определяется как отношение потока  $\langle 7 \langle (E) dE = Q_i Y \langle (\lambda) \rangle \lambda \rangle$  узкой фракции  $[\lambda, \lambda + d\lambda]$  в  $i$ -м продукте к потоку  $e$  в исходном  $\langle 7 NCSX(SHE)^{-1} QNCSXUNCSX(\lambda) CIE. I \rangle$ - этому нужно в стационарном режиме измерить  $Q_{icx}$ ,  $Q_i$ ,  $Y_{icx}(E)$  и  $y(\lambda)$  и далее вычислить  $e(\lambda) = Q_i y_i(l) / [Q_{icx} y_{icx}(l)]$ . *Теоре-*

Сепарационные характеристики обогащительных аппаратов

Аппарат	Уравнение границы разделения	Сепарационная характеристика (e, £)	Крутизна $\frac{1}{8^r} (6_p)$	Управляемые параметры
Гидроклассификатор (сгуститель) с восходящим потоком при нестесненных условиях ( $\sigma < 0,1$ )	$P_p = P_{cp} + v_{cp}^a c / (\wedge p)$	$e_{e,l} (P, 0 = 1 \text{ для } D_2, 0 \text{ для } D_j - \text{ступенчатый закон}$		$v_{cp}, P_{cp}, a, c$ — соответственно скорость, плотность среды и коэффициент вязкого сопротивления; $m$ — объемная доля твердого
Гидроклассификатор при стесненных условиях ( $\sigma > 0,1$ )	$P_p = P_{cp} + v_{cp}^a J \{etl\}$	$e_{e,l} (P, /) = 0,5 - 0,5 \text{ th } [Ah / \sqrt{(aD)}]$ — закон двухмерного гиперболического тангенса	$gh / (8aD)$	$P_{cp}, D = \frac{B\Gamma}{g(9 - \frac{A''\Pi''}{p_{cp}} \frac{v_{cp}}{a_c})}$ $h$ — глубина ванны
Отсадочная машина с естественной постелью, суспензионный сепаратор с большой стесненностью ( $\sigma > 0,4$ )	$P_p$	$e(p) = 0,5 + 0,5 \Phi [-\text{sign}(aD) - i y_{исх} X (p - p_p)]$ — закон интеграла вероятности		$a, D$
Флотационная машина	$\&_p = \ln 2 / (5^{\wedge} \phi)$	$\delta_k = 1 - \exp(-St^{\wedge})$ — экспоненциальный закон	ОДОФ	$\wedge \phi, S$ — соответственно время флотации и степень аэрации; реагентный режим
Роликовый магнитный сепаратор (или барабанный) для нестесненных условий	$P_p \approx v_{окр} \text{grad } Я$	$e_{e,l} (P, Im) = 1 \text{ для } \& > 1, 0 \text{ для } D \%$ — ступенчатый закон		$Я \text{ grad } Я; v_{окр}$
Магнитный сепаратор с большой стесненностью	$Im \gg X_{tr} \text{ (при } = \text{const)}$	$e(Im) = 0,5 + 0,5 \Phi \frac{f(X_{tr} - Im)}{ah} (a\Gamma > -1) \text{Тисх1}$ — закон интеграла вероятности		$a = Я \text{ grad } Я; \%_{mp}; h; a; D$

>

Е  
Q  
а  
ю  
>

тический путь связан с предварительным составлением уравнений сепарации путем учета сил, действующих на минеральные частицы в зоне сепаратора. Примером является уравнение сепарации в зоне отсадочной машины, сепарирующей частицы различной плотности  $\rho$ :

$$\frac{d^2x}{dt^2} + a \frac{dx}{dt} = D - g \frac{\rho - \rho_{\text{пл}}}{\rho_{\text{пл}}} \quad (11.6)$$

где  $D$ ,  $a$  — коэффициенты соответственно макроdiffузии и сопротивления;  $g$  — ускорение свободного падения.

Решение уравнений сепарации дает теоретические формулы для сепарационных характеристик (табл. 11.1).

Комбинированный (теоретический плюс экспериментальный) метод эффективен, когда известно теоретическое выражение для  $e_{\text{ц}}$  с одним или несколькими неизвестными коэффициентами (для конкретной отсадочной машины, например, такими коэффициентами являются плотность разделения  $\rho_p$ , коэффициент макроdiffузии  $D$  и коэффициент сопротивления  $a$ ). Тогда экспериментальному определению подлежат только упомянутые неизвестные коэффициенты.

Зная  $e_i(\xi)$  отдельных операций, можно с учетом баланса по узким фракциям  $[i, \xi - d]$  получить сепарационные характеристики технологических схем. Так, для канонических схем, обратные промпродукты которых возвращаются в начало\* предыдущей операции, результирующая сепарационная характеристика для окончательного концентрата имеет вид

$$e_{\text{ц}}(\xi) = \frac{AG}{AG + BH}, \quad (11.7)$$

где  $L$ ,  $G$ ,  $B$ ,  $H$  выражаются через сепарационные характеристики основной  $e_0(E)$ , перечистных  $e_{\text{п}i}(\xi)$  и контрольных  $e_{\text{к}i}(\xi)$  операций ( $i=1, 2, \dots, n$ ;  $j=-1, 2, \dots, n_2$ ).

Формула типа (11.7) совместно с формулой (11.1) и с табл. 11.1 дает возможность прогнозировать технологические результаты обогащения.

Крутизна  $e_{\text{ц}}(\xi)$  в рабочей точке

$$\xi_{\text{ц}} \frac{d e_{\text{ц}}(\xi)}{d \xi} = 2(n-1)(m+1) e_{\text{ц}}(\xi) / (n+m+2).$$

При автоматизации схем в целом (в задачах АСУТП) необходимо стабилизировать  $\xi_{\text{р}} \rightarrow E_{\text{р}}$  и максимизировать  $\delta_{\text{р}} e_{\text{ц}}(\xi_{\text{р}})$ . Для этого прежде всего манипулируются граница разделения  $\xi_{\text{р}}^*$  и крутизна  $e_{\text{ц}}$  отдельных сепараторов (операций) схемы (детальнее см. ниже).

Сказанное относится к стационарным режимам. Закономерности нестационарных режимов весьма сложны, отметим лишь

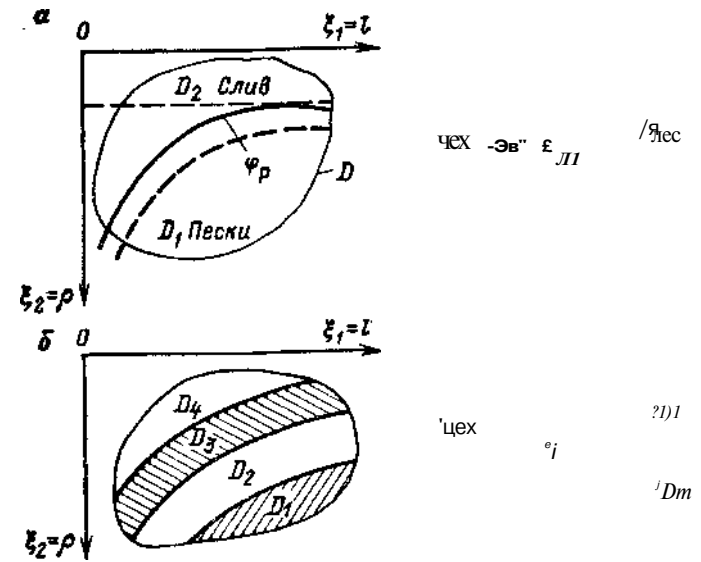


Рис. 11.3. К комбинированному обогащению и комплексному использованию сырья:

а — для двухпродуктового сепаратора; б — для многопродуктового сепаратора

постоянную времени  $T$  расслоения материала в гравитационных аппаратах (отсадочной машине), которая найдена из уравнения (11.6)

$$T = \frac{D}{g} \ln \left[ \frac{D + g(\rho - \rho_{\text{пл}})}{D + g(\rho - \rho_{\text{пл}}) e^{-gT/D}} \right] \quad (11.8)$$

Многопродуктовые сепараторы применяют во всех методах обогащения, причем иногда это — комбинация двухпродуктовых сепараторов. Например, двухитный грохот с тремя продуктами эквивалентен цепи из двух одноитных грохотом; сепарация происходит по крупности  $I = I$ .

Более общим является случай комбинированного обогащения, когда частицы сырья различают по двум (или более) физическим свойствам  $I_1$  и  $I_2$ . Фракционный состав характеризуется двумерной функцией распределения  $y(I_1, I_2)$  — выражение  $y(I_1, I_2) dI_1 dI_2$  равно (массовой) доле узкой фракции размером  $dI_1 dI_2$  в окрестности  $I_1, I_2$ . Свойства частиц  $I_1$  и  $I_2$  изменяются на плоскости внутри некоторой двумерной области  $U$  (рис. 11.3). График для  $y(I_1, I_2)$  — это поверхность над областью  $U$ , причем полный объем под ней равен 1.

Идеальный (или неидеальный) двухпродуктовый сепаратор, чувствительный к двум физическим свойствам  $I_1$  и  $I_2$  («двухмерный»), разделяет частицы сырья на два продукта, причем частицы первого занимают часть  $U_1$  области  $U$ , а ча-

стицы второго — оставшуюся часть  $D_2$ ; части  $D_x$  и  $D_2$  отделены друг от друга, границей разделения  $\phi_p$  в виде линии  $qr_p(g_1, g_2) = 0$  (см. рис. 11.3, а). Граница разделения на рис. 11.3, а показана для гидравлического классификатора, линия  $\phi_p$  соответствует частицам с такими крупностью  $l_p$  и плотностью  $\rho_p$ , для которых вертикальная скорость равна нулю; в области слива  $D_2$  скорость всплывающих частиц направлена вместе с восходящим потоком воды вверх, а в области песков  $D_1$  — вниз.

Идеальная сепарационная характеристика (по каналу «исходное сырье — продукт  $D_i$ ») равна 1 в области  $D_i$  и 0 вне  $D_i$ . Графически это есть плоскость на высоте 0 над областью  $D_2$ ; на границе разделения  $\phi_p$  величина  $e(\xi_1, \xi_2)$  изменяется скачком на единицу.

Идеальный многопродуктовый сепаратор, чувствительный к двум свойствам частиц  $g_1$  и  $g_2$ , разделяет частицы сырья на  $m$  продуктов, перекрывающих подобласти  $D_1, D_2, \dots, D_m$  полной области  $D$  сырья (см. рис. 11.3, б). Примером может служить многопродуктовый (многокамерный) гидравлический классификатор с нестесненным движением частиц. Подобласти  $D_1, D_2, \dots, D_m$  отделены друг от друга несколькими границами разделения  $\phi_{p1}, \phi_{p2}, \dots, \phi_{pt}$ . Различные границы разделения (см. рис. 11.3, б) могут быть получены изменением скорости восходящего потока воды в отдельных камерах гидроклассификатора: наиболее мелкий и легкий слив  $D_4$  получается в первой камере с малой скоростью восходящего потока  $V_1$  и утонувшие пески этой камеры попадают во вторую камеру с более быстрым потоком ( $v_2 > V_1$ ) и получается более крупный и тяжелый слив  $D_3$  и т. д.

Перейдем к многопродуктовой и комбинированной сепарации.

Сепарационная характеристика по каналу «исходное сырье — продукт  $D_i$ » равна 1 на  $D_i$  и 0 вне  $D_i$ .

При неидеальной сепарации эта характеристика отклоняется от ступенчатой вследствие взаимозасорения продуктов.

Прогноз фракционного состава и технологических показателей любого  $i$ -го продукта делается по формулам типа (11.1).

Переходя к автоматизации сепарации, заметим, что разработка рациональных АСР и АСУТП связана с важной для них задачей *выбора оптимальных границ разделения*  $\phi_{p, \text{опт}}$  области  $D$  (см. рис. 11.3). Традиционным примером является задача выбора оптимальной плотности разделения  $\rho_{p, \text{опт}}$  в гравитационных методах обогащения углей по известному фракционному составу  $U_{\text{исх}}(p)$ ,  $R_{\text{золы}}(p)$  —

Для перехода к общему случаю рассмотрим пример (двухмерной) оптимальной задачи обогащения угольного сырья с характеристиками  $U_{\text{исх}}(p)$  и  $R_{\text{золы}}(p)$  (табл. 11.2).

270

Т а б л и ц а 11.2

Фракционный состав сырья: в числителе выход фракции  $y_{\text{исх}}(\wedge P)$  A/Ar, %» в знаменателе — содержание золы  $R_{\text{золы}}(p)$  %

$\rho, \text{ т/м}^3$	Крупность $l, \text{ мм}$			
	6-13 ( $i=1$ )	13-25 ( $i=2$ )	25-50 ( $i=3$ )	50-100 ( $i=4$ )
1,3-1,4 ( $i=1$ )	5,35/3,6	6,84/3,7	16,83/3,8	33,8/5,8
1,4-1,5 ( $i=2$ )	1,68/12,6	0,74/13,4	3,57/13,8	2,55/17,2
1,5-1,6 ( $i=3$ )	0,64/25	0,34/25,2	0,99/20	1,5/21
1,6-1,8 ( $i=4$ )	0,39/43,4	0,22/42,2	0,72/25,4	1,15/25,1
1,8-2,0 ( $i=5$ )	0,6/59,4	0,33/52,7	0,57/56,6	0,35/61,4
2-2,2 ( $i=6$ )	1,16/84,5	1,53/85,3	7,32/82,2	10,62/84,6

Задан частный критерий оптимальности — сепарация по бортовому (граничному) содержанию  $Z_b$ ; частицы с содержанием золы менее бортового  $P < P_b = 25\%$  предназначены для концентрата, с  $p > 25\%$  — для хвостов. При двухмерной задаче вместо одного сепарационного параметра  $\phi_p$  нужно выбрать разделительную линию  $\phi_p(l, p) = 0$ , которая разделяет область изменения физических свойств сырья  $D$  на две части — концентрат и хвосты — таким образом, чтобы удовлетворить заданному критерию. Линия  $\phi_p$  является ключом для последующего выбора режимов схемы обогащения и заданий в САУ нижнего уровня.

Решение задачи вытекает из уравнения  $\phi_p(l, p) = \rho \cdot l_{\text{г}}(\rho, p) - C_0 = 0$ . В рассматриваемом примере разделительная линия  $\phi_p$  показана утолщенной линией (см. табл. 11.2), разрезающей всю область  $D$  на зону концентрата  $D_k$  (выше  $\phi_p$  опт) и хвостов  $D_{1b}$  (ниже  $\phi_p$  опт). Соответствующие технологические показатели

$$VK = \frac{\sum_{D_k} R_{\text{золы}} \cdot A_i}{\sum_{D_k} A_i} = \frac{5,35 + 6,84 + \dots + 1,15}{100} = 76,8\%$$

$$PK = \frac{\sum_{D_{1b}} R_{\text{золы}} \cdot A_i}{\sum_{D_{1b}} A_i} = \frac{0,00 + 7,32 + \dots + 10,62}{100} = 10\%$$

Принципиальная схема обогащения, реализующая сепарацию по найденной разделительной линии  $\phi_p$  с  $0,6 = 25\%$ , включает разделение по крупности  $r_{\text{опт}} = 25 \text{ мм}$  на два «машинных» класса; далее мелкий класс делится по плотности  $\rho_{\text{опт}} = 1,6 \text{ т/м}^3$ , а крупный — по плотности при  $\rho_{\text{опт}} = 1,8 \text{ т/м}^3$  (рис. 11.4, а). Найденные границы разделения служат заданиями для локальных САУ.

Граница разделения  $\phi_p$  опт (разделительная диаграмма) для рассмотренного примера показана на рис. 11.4, б; в зону концентрата попадают малозольные частицы с содержанием золы менее 25%.

Рассмотрим общий случай решения задачи нахождения ФРОП для ОФ в целом с помощью принципа варьирования граничных (бортовых) содержаний.

В этом методе критерием оптимальности  $J$  может быть взят любой, например, критерий Хэнкока или ук-нпах при  $Z_k =$

271

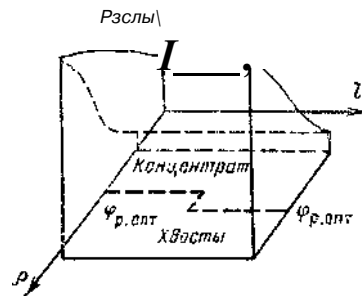
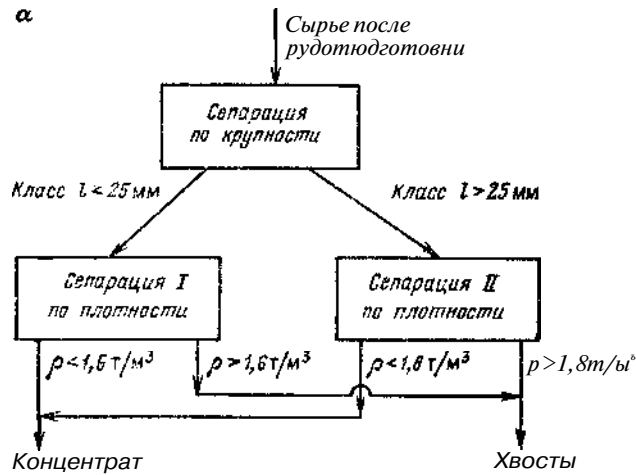


Рис. 11.4. Схема комбинированного обогащения (а) и ее разделительная диаграмма (б)

$= \text{const}$ . В первую очередь желателен экономический критерий в виде максимизации прибыли от продажи всех получаемых товарных концентратов (продуктов), так как стабилизация режимов ведется на длительных интервалах времени. Тогда оптимальная задача приобретает следующий вид:

$$F = Q_n c_x [K_i f_m(pK_i) + \dots + 7k_r / \text{цт} (P_{кт})] - G^{\text{max}},$$

где  $Q_n$  — производительность обогатительной фабрики по исходному сырью, т/ч;  $u_k$  — выход 1-го, ...,  $m$ -го концентратов, доли ед.;  $f_{i,m}$  — функция цены на концентраты к зависимости от среднего содержания в них компонентов  $p_k$ , ...,  $p_{\text{щ}}$ , руб/т.

<sup>1</sup> Вначале целесообразно изучить эту задачу для случая получения одного концентрата ( $m=1$ ).

Помимо критерия оптимальности  $F$ , заданными в задаче являются функции цен концентратов  $f_{i,1}, \dots, f_{i,m}$ , а также фракционный состав подготовленного сырья. Искомая оптимальная граница (или границы фр'юпт, ..., фр'т от при получении  $m$  концентратов) разрезает область  $D$  на подобласти концентрата (или нескольких концентратов) и хвостов.

В предлагаемом методе решения вводятся промежуточные варьируемые  $m$  чисел — граничные («бортовые») содержания  $P_{б1}, \dots, P_{б2}$  каждого ценного компонента во фракциях. Вначале вычисляют зависимости от них искомых границ разделения в виде

$$\langle P_{б1} = P_{б1}(f_{i,1}) \cdot \dots \cdot P_{б1} = 0;$$

$$\langle P_{бm} = P_{бm}(f_{i,m}) \cdot \dots \cdot P_{бm} = 0, \quad (11.9)$$

а также и критерий  $F$  от  $P_{б1}, \dots, P_{бm}$  — путем подстановки в него выходов и содержаний по формулам ( $i=1, 2, \dots, m$ ):

$$7k_i = 1 \cdot \dots \cdot J \cdot Y_{Hcx} d_i \cdot \dots \cdot d_i;$$

$$pK_i = I \cdot \dots \cdot I P / Y_{Hcx} d_i \cdot \dots \cdot d_i.$$

В результате определяют зависимость  $F$  от  $P_{б1}, \dots, P_{бm}$  и затем оптимальные значения этих чисел  $P_{б1}, \dots, P_{бm}$  из уравнений вида  $\langle \partial F / \partial P_{бi} = 0; \dots, dJ/dS_{6,m} = 0$ .

Эти уравнения решают либо аналитическим, либо одним из известных численных методов исследования на экстремум функции  $F$  многих переменных  $P_{бi}$ ; эта часть решения заканчивается нахождением бортовых содержаний, дающих максимум критерию  $F$  —  $\text{max}$ . Далее, обратной подстановкой  $P_{бi}$

вычисленных  $P_{бi}$  определяют искомые оптимальные границы фр'т от из выражения (11.9).

Этим путем равенства (11.9) превращаются и искомые уравнения оптимальных границ разделения  $\Phi_{i,m}, (B, \dots, f_{i,m}) = 0$ ; в случае отдельного сепаратора или использования одного физического свойства ( $n=1$ ) граница превращается в точку  $p = \text{const}$  (например, оптимальная плотность разделения в гравитационном обогащении).

Найденные границы разделения указывают оптимальную разделительную диаграмму (см. рис. 11.4) и вместе с этим — оптимальный режим обогащения, который должен поддерживаться с помощью автоматизации.

В рамках АСУП, АСУТП и АСР реализация оптимального управления включает: вычисление оптимальной разделительной диаграммы (границы)  $\Phi_{i,m}$  методом варьирования бортовых

содержаний исходя из критерия / и фракционного состава текущего сырья с помощью УВМ; оценку текущего положения разделительной диаграммы  $q > p_i(t)$  с помощью измерительных систем и УВМ; выработку команд управляющим входам — настроечным параметрам сепараторов с целью ликвидации отклонения, т. е.  $\Phi_p i(\wedge) - \text{Нр}_p i \text{ опт}$ . Этим решается главная задача автоматизации — поддержание разделительных границ в состоянии, обеспечивающем наилучшие технологические и экономические показатели. На фоне этой конкретной стратегии должны решаться все остальные основные и вспомогательные задачи автоматизации.

Наряду с этим возможен упомянутый подход, при котором управление организуется сразу по конечным технологическим показателям ( $y_k, \beta_k, e_k$ ) без промежуточного учета фракционного состава сырья и сепарационных характеристик; такая идея «черного ящика» встречает трудности при практической реализации. Точнее говоря, этот подход не раскрывает закономерностей процессов обогащения полезных ископаемых и, как следствие, не позволяет в полной мере использовать потенциальные возможности автоматизации. Вместе с тем оба подхода в принципе не противоречат друг другу и при автоматизации могут взаимодействовать, при этом основным связующим «мостом» между ними являются уравнения прогноза технологических показателей по известному фракционному составу сырья и сепарационной характеристике аппарата или схемы.

#### § 11.4. АВТОМАТИЧЕСКАЯ СТАБИЛИЗАЦИЯ ГРАНИЦ РАЗДЕЛЕНИЯ СЕПАРАТОРОВ

Покажем, как автоматизировать сепаратор, чтобы он реализовал заданную (желаемую) границу разделения фр-мрр.опт для основных обогатительных аппаратов: суспензионных сепараторов, отсадочных машин, гидравлических классификаторов, флотационных машин, магнитных сепараторов. (Вопрос о том, как выбрать желаемую границу разделения фр.опт, рассмотрен выше).

Переходя к задаче автоматической стабилизации границ разделения, будем придерживаться постепенно усложняющейся классификации: идеальный сепаратор по одному физическому свойству (одномерный), неидеальный сепаратор по одному физическому свойству, идеальный по двум физическим свойствам (двухмерный), неидеальный по двум физическим свойствам; но исех этих случаях в рассмотрение постепенно вводится все большее число настроечных параметров  $x = |i$  сепараторов и других влияющих факторов. Для сепараторов по одному физическому свойству задача автоматизации — стабилизировать положение границы (точки)  $\Phi_p \rightarrow \text{р.опт}$ ; для сепараторов по двум

физическим свойствам граница разделения есть линия фр(£ь Ъ) = 0 " задача автоматизации сложнее — стабилизировать положение границы — линии  $\Phi_p$ -мр.опт.

При разработке автоматической системы стабилизации положения границы разделения нужно различать следующие подзадачи: как задать желаемое положение границы фр.опт', с помощью каких измерений (выходных величин объекта) можно определить текущее отклонение  $\Phi_p - \text{фр.опт}$  границы от желаемого положения; с помощью каких управляющих воздействий (на входе объекта) можно вернуть границу в желаемое положение и тем самым свести отклонение к нулю. После этого можно говорить об аппаратурном оформлении автоматической системы. Рассмотрим типовые примеры.

*Тяжелосредный (суспензионный) сепаратор* при умеренной производительности по питанию относится к идеальным сепараторам по одному физическому свойству — плотности  $\rho$  ( $\text{т/м}^3$ ). Частицы сырья с  $\rho > \rho_p$  полностью попадают в один продукт, а остальные с  $\rho < \rho_p$  — в другой. Задача автоматизации — стабилизация плотности суспензии на заданном уровне ( $\rho_p \rightarrow \rho_{\text{опт}}$ ). Для этого измерительная часть САУ непрерывно измеряет текущее значение плотности суспензии  $\rho_p(\wedge)$  (на выходе объекта) и далее сигнал  $\rho_p(\wedge)$  сравнивается в стабилизирующем регуляторе с заданием  $\rho_{p, \text{опт}}$ . При отклонении от задания исполнительный механизм изменяет расход свежей (более плотной) суспензии в сепаратор (на входе объекта) (рис. 11.5, а). Свежую суспензию готовят предварительно в отдельной емкости. Конкретные варианты аппаратурного оформления этой СЛУ весьма разнообразны; различия их — как в методах измерения плотности суспензии, так и в типах регуляторов и законах регулирования (рис. 11.5, б). Методы измерения плотности включают весовой, пьезометрический, гидростатический, радиоизотопный. Стандартные вторичные измерительные приборы градуированы в  $\text{т/м}^3$  либо г/л. Применяемые регуляторы: стандартные электрические или пневматические МП или МИД-действия. При больших запаздываниях требуются более (ложные алгоритмы (Смита, ПИР, ПИП, см. § 8.4).

*Статические и динамические характеристики объекта* регулирования по каналу «вход  $x$  — выход  $y$ » определяются закономерностями перемешивания, в случае идеал!... о перемешивания передаточная функция объекта имеет вид

$$W_{\text{об}} = \rho \rho(p) / u(p) = \text{Коб} \exp(-\text{Тобр}p) / (\text{Ты}p + 1),$$

где  $\text{Коб}$  — статическое отношение приращения плотности суспензии в сепараторе  $\Delta \rho_p$  к изменению расхода свежей суспензии в сепараторе  $\Delta u$ ,  $\text{Т}_0$  — время транспортирования по трубе от сборника свежей суспензии до сепаратора;  $\text{Т}_0 = V/Q$  — по-



щей инерционного звена с запаздыванием; внутренняя динамика процесса сепарации сложна и в детали ее вдаваться не будем, отметим лишь постоянную времени процесса расслоения по формуле (11.8).

К моменту разгрузки материалы в зоне расслаивается и где-то в средней части постели ( $x = j t_p$ ) имеется граничный слой с плотностью  $\rho(x_p)$ , равной желаемой плотности разделения  $\rho_p = \rho_0$ . Все слои  $x > x_p$  ниже  $x_p$  содержат преимущественно частицы с  $\rho > \rho_p$  и поэтому должны попасть в нижний продукт, наоборот, верхние слои с  $x < x_p$  (ось  $x$  направлена вниз) должны попасть в верхний продукт. Если регулятор уменьшает  $Q_n$ , то слой  $x = x_p$  смещается вверх, и наоборот.

Рассмотренные САУ с поплавковым датчиком и горизонтальным у-пучком стабилизируют положение слоя с  $\rho = \rho_0$  в заданной точке  $x_p$  по высоте постели. САУ с вертикальным у-пучком стабилизирует  $\rho_{cp}$ . Однако во всех случаях стабилизируется положение границы разделения  $\rho_p$ .

Флотационная машина является неидеальным сепаратором, чувствительным к флотуемости  $k$  (м/мин). Сепарационная характеристика по каналу «исходное питание — пенный продукт» имеет экспоненциальный характер и существенно отличается от идеального ступенчатого закона:

$$e(\xi) = 1 - \exp(-\xi S^*),$$

где  $S$  — степень аэрации, равная свободной поверхности пузырьков в единице объема пульпы,  $m^2/m^3$ ;  $\xi$  — время флотации (мин), равное отношению объема машины  $V$  ( $m^3$ ) к объемной производительности по пульпе  $Q$  ( $m^3/мин$ ).

Граница разделения находится из условия  $e(\xi_p) = 0,5$ , откуда

$$V = \ln 2 / (S^*) \approx 0,7 / (S^*).$$

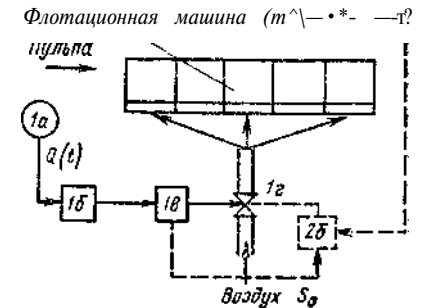
Задача стабилизации  $\rho_p$  практически требует стабилизации следующей комбинации величин:

ропт-

Так как объем машины  $V$  постоянен, практически можно воздействовать на степень аэрации  $S(t)$  и объемную производительность по пульпе  $Q(t)$ . Из возможных практических вариантов рассмотрим подробно только один: стабилизация соотношения аэрация/производительность  $S(t)Q(t) = (\ln 2) / (V k \rho_p)$  путем измерения производительности  $Q_n$  и воздействия на аэрацию  $S(t)$ , т. е. аэрация изменяется пропорционально производительности:

$$S(t) = KQ(t); \quad K = (\ln 2) / (V k \rho_p \text{ отн}).$$

Рис. 11.7. САУ, стабилизирующая флотуемость разделения во флотационной машине



Структурная схема САУ, стабилизирующей флотуемость разделения во флотационной машине, показана на рис. 11.7.

Объемная производительность по пульпе  $Q(t)$  и питания машины непрерывно (или дискретно) измеряется расходомером 1а (щелевым, электромагнитным). Сигнал  $Q(t)$  подается в пропорциональный регулятор 1б, который через исполнительный механизм 1в и регулирующий орган 1г изменяет подачу воздуха во флотационную машину. Здесь ведется регулирование величины  $S$  по возмущению  $Q$ . Для повышения точности регулирования желателен дополнительный замкнутый контур 2а—2б (возможно, человеко-машинный) стабилизации аэрации 5—5о. Сигнал  $S(t)$  с измерителями степени аэрации 2а подается в ПИ-регулятор, где сравнивается с заданием  $S_0$ , при отклонении от задания  $A = S - S_0$  регулятор 2б изменяет подачу воздуха в машину. Задание автоматически изменяется по закону  $S_0 = KQ(t)$  — от пропорционального регулятора 1б.

Такая «двухуровневая» система стабилизации 5 более надежна и точна. Если допустимый диапазон изменения  $a$   $\rho_{\text{тин}} < 5 < 5_{\text{тах}}$  недостаточен для компенсации колебаний  $Q$ , то (может потребоваться автоматическая стабилизация  $Q \rightarrow Q$ ) (возможно, и изменение объема флотационной машины  $V$ ).

Гидравлический классификатор с восходящим потоком при шальных концентрациях твердого — идеальный сепаратор по двум «свойствам: крупности / и плотности  $\rho$  (двухмерный сепаратор); примером является сгуститель. Уравнение двухмерной границы разделения  $\phi_p(\rho, /) = 0$  наиболее просто найти из баланса сил: тяготения, Архимеда и Стокса (действующих на единицу объема частицы):

$$g(\rho - \rho_{cp}) - a_c(v - v_{cp}) / l^2 = 0,$$

где  $g$  — ускорение свободного падения;  $\rho, \rho_{cp}$  — плотность соответственно частицы и среды;  $a_c$  — коэффициент вязкого трения;  $v, v_{cp}$  — скорость соответственно частицы (относительно стенок классификатора) и среды;  $l$  — размер частицы.

Для частиц (граничных), 50 % которых попадают в слив, а остальные в пески, имеем условие  $\alpha = 0$ , поэтому уравнение границы разделения  $\Phi_p(p, l) = 0$  имеет вид

$$\Phi = \epsilon (PP - P_{cp}) - a_{cp} / p = 0. \quad (11.10)$$

Или в разрешенном относительно  $p_p$  вида  $pp = p_{cp} + a_{cp} p / (g/p^2)$  (см. рис. 11.3, а). При автоматизации для изменения положения границы разделения можно манипулировать двумя входными воздействиями —  $p_{cp}$  и  $v_{cp}$ , причем наиболее доступной является манипуляция  $v_{cp}$ . При увеличении скорости восходящего потока график (см. рис. 11.3, а) смещается так, что зона слива  $D_2$  увеличивается и в слив попадают более крупные и более тяжелые частицы. Входными воздействиями  $p_{cp}$  и  $v_{cp}$  принципиально невозможно добиться любого желаемого положения границы  $\Phi_p$ , речь может идти только о желаемом положении, ограниченном рамками уравнения границы разделения  $\Phi_p(p, l) = 0$ .

При автоматическом регулировании положения границы только скоростью  $v_{cp}$  эти рамки суживаются до одной заданной рабочей точки  $A$  с координатами  $p_l$  и  $l_A$  на плоскости  $(p, l)$ , через которую должна пройти желаемая граница; величина  $v_{cp}$  изменяется до тех пор, пока граница  $\Phi_p$  не пройдет через точку  $A$ . Можно заранее вычислить эту скорость:

$$v_{cp} = g(9A - P_{cp}) / (9a_{cp}) = v_{cp}$$

Таким образом, в случае одного входного воздействия  $v_{cp}$  (либо только  $p_{cp}$ ) произвольно заданной может быть лишь одна рабочая точка ( $A$ ), через которую (при правильном выборе  $v_{cp}$ ) граница пройдет единственным образом. При двух входных воздействиях  $v_{cp}$  и  $p_{cp}$  границу можно провести (единственным образом) через две произвольно заданные рабочие точки ( $A$  и  $B$ ); значения для  $v_{cp}$  и  $p_{cp}$  вычисляются из условия  $\Phi(p, l) = 0$  подстановкой координат  $(l_A, p_l)$  и  $(l_B, p_B)$  рабочих точек  $A$  и  $B$ .

В первом случае требуется одна типовая САУ, стабилизирующая  $v_{cp} + v_{cp}^B$ , которой измеряется текущее значение скорости среды  $v_{cp}$  и далее сравнивается с заданием  $v_0$ ; при отклонении от задания регулятор изменяет подачу среды (воды) в сепаратор. Заметим, что скорость  $v_{cp}(t)$  можно измерить с помощью расходомера: она равна расходу слива, деленному на площадь зеркала слива. Во втором случае требуется еще одна СЛУ для стабилизации плотности среды ( $p_{cp} \wedge P_0$ )-

*Гидравлический классификатор* с повышенной концентрацией твердого в сливе, работающий в режиме стесненного движения частиц, является неидеальным сепаратором (пример — спиральный классификатор, используемый в циклах измельчения).

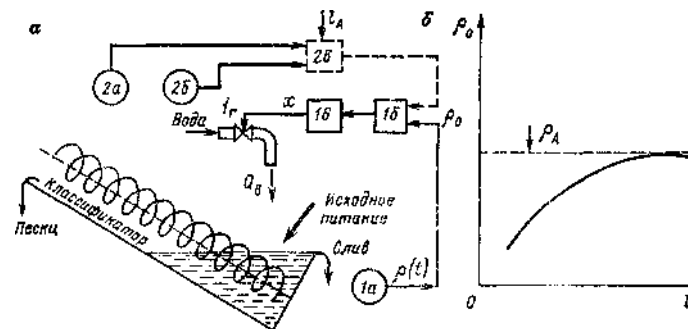


Рис. 11.8. Стабилизация границ разделения  $\Phi_p$  и  $\langle p_p \rangle$  ( $l, p$ ) для классификатора\*

Хотя сепарационная характеристика  $\epsilon(l, p)$  не является ступенчатой, как в предыдущем случае, граница разделения имеет то же самое уравнение (11.10) с той разницей, что под  $p_{cp}$  понимается плотность пульпы  $p_n$  (а под  $a_{cp}$  понимается вязкость пульпы  $a_n$ , под  $v_{cp}$  —  $v_n$ ). Так как состав пульпы может изменяться непредвиденным образом вследствие возможных изменений состава сырья  $u_{сх}(p, l)$ , то  $p_n(t)$  и  $a_n(l)$  могут зависеть от времени  $t$ :

$$\Phi = \delta [PP - P_n] (0l - a_n) (0 v_{cp} - v_0).$$

Среди возможных вариантов автоматической стабилизации этой раздельной границы  $\Phi_p$  рассмотрим один, применимый к распространенным механическим классификаторам (в циклах измельчения), а именно: стабилизация плотности слива классификатора  $p_n \wedge P_0$  воздействием на расход свежей воды  $Q_{св} = Q_{св}$  в классификатор (рис. 11.8, а). Известны многочисленные варианты аппаратного оформления этой СЛУ, в частности, они отличаются способами измерения плотности (пьезометрический, гидростатический, весовой, радиоизотопный).

Если сепарационная граница должна пройти через рабочую точку  $A$  с заданными координатами  $p_l$  и  $l_A$ , то плотность слива нужно стабилизировать на уровне

$$P_0 = P_A - V n v_j (g l_A). \quad (11-11)$$

Здесь  $p_0 = \text{const}$  лишь при  $a_n = \text{const}$  и  $v_n = \text{const}$ ; величина  $l_A$  — размер граничных зерен (плотности «», половина которых попадает в слив, а половина в хвосты. Зависимость  $p_0$  от желаемого размера граничного зерна  $l_A$  показана на рис. 11.8, б. При увеличении  $a_n$  или  $v_n$  график смещается вниз, и наоборот.

При существенных колебаниях  $a_n$  и  $v_n$  в САУ, стабилизирующей плотность, граница разделения отклоняется от первоначальной

чального желаемого положения, соответствующего заданной точке  $A$  (и характеристика крупности слива отклоняется из-за смещения размера граничного зерна). Поэтому желательно корректировать задание САУ по закону (11.11): при увеличении  $a_n$  или  $v_n$  снижать  $p_0$ , и наоборот. А для этого необходимо измерять  $a_n$  и  $v_n$  и добавить к автоматической системе (см. рис. 11.8, а) дополнительные элементы: систему для измерения  $v_n(t)$  (2а); систему для измерения  $a_n(t)$  (2б), арифметическое устройство (2в), преобразующее сигналы  $v_n(t)$  и  $a_n$  (и еще заданный граничный размер  $I_A$ ) в изменяющееся задание  $p_0$  системы стабилизации плотности  $1a-1б-\backslashв-\backslashг$  — по формуле (11.11).

Для измерения скорости восходящего потока  $v_n$  можно применять различные методы: расходомер на сливе ( $v_n$  есть объемный расход, деленный на площадь зеркала слива), конвейерные весы перед загрузкой мельницы в комбинации с плотномером слива  $1а$  и т. д. Для измерения вязкости пульпы  $a_n$  применимы различные вискозиметры (например, ротаметрический). Если  $a_n$  изменяется незначительно, то блок 2б с вискозиметром не нужен.

В важном частном случае, когда плотность минеральных частиц сырья постоянна ( $p = p_g = \text{const}$ ), гидравлический классификатор (как идеальный, так и неидеальный) из двухмерного сепаратора становится одномерным с границей разделения:

$$lp \dots - y/cc_n v_n / [g(p_i - p_n)] \cdot (11.12)$$

Сепарируемое сырье вместо  $y(p) = 0$  теперь достаточно характеризовать одномерным распределением  $y(I)$ ; частицы с  $I < I_p$  попадают в слив, а с  $I > I_p$  — в пески. Автоматическая стабилизация границы  $I_p$  осуществляется аналогичной САУ ( $1а-1г, 2а-2в$ ) (см. рис. 11.8, а), по формуле (11.11), в которой заменяется  $p_l = p_g$  и  $I_A = I_p$ .

*Гидроциклон* — неидеальный сепаратор по двум свойствам ( $>$  и  $I$ ). Граница  $\phi_p(p, I) = 0$  определяется из баланса сил

$$a(p - p_n) + c\phi - a_n / I^2 = 0, (11.13)$$

где  $a$  — центростремительное ускорение частиц пульпы (квадрат линейной скорости, деленной на радиус вращения);  $p = \rho v_n^2 / r$ ,  $\rho = \text{const}$  — плотность соответственно минеральных частиц и пульпы;  $a$  — коэффициент вязкого трения;  $v = v(p, I)$  — скорость минеральной частицы с размером  $I$  и плотностью  $p$ , нормально к стенке ( $u$  положительно, если направлено к центру гидроциклона, и наоборот);  $v_n = \text{const}$  — скорость «восходящего» нормально к стенке гидроциклона потока пульпы;  $I = \text{var}$  — крупность минеральных частиц.

Уравнение (11.13) учитывает следующие силы: центробежную  $ar$ ; архимедо-центробежную —  $ap_n$ ; вязкого (стоксова) трения, создаваемую восходящим потоком, нормальным к стенке (по радиусу вращения) —  $a(v - v_n)/I^2$  ( $\text{H}/\text{м}^3$ ). Граница разделения  $\phi_p$  соответствует частицам (50 % — 50 %), для которых скорость  $v$  равна некоторой константе  $v_0 = \text{const}$ , зависящей от соотношения потоков пески — слив; уравнение границы сходно с уравнением для классификатора (11.12):

$$\phi_p(I, p) = a(p - p_n) + c\phi_0 - 1 > \dots // I^2 - = 0. (11.14)$$

Однако появление  $v_0$  и  $a$  вместо  $g$  существенно меняет решение задачи автоматической стабилизации границы  $\phi_p$ . Положение границы по-прежнему задается координатами ( $I_A, p_A$ ) рабочей точки Л, через которую должна пройти линия границы  $\Phi P(I, p) = 0$ . Изменять положение границы можно входными воздействиями на параметры  $a, p_n, a, v, v_0$ . На них влияет объемная производительность по питанию  $Q_{пх}$ , определяемая напором; плотность питания  $p_n$  (последняя влияет и на  $a$ ) и отношение ПОТОКОВ «СЛИВ—ПЕСКИ»  $Q_{сл}/Q_{пес}$ .

Отношение  $Q_{сл}/Q_{пес}$  изменяют манипуляцией сечения песковой насадки. Для этого к песковому отверстию крепят, например, резиновую надувную насадку — тор; при увеличении давления воздуха  $p$ , внутри тора (например, по команде пневматического регулятора) сечение пескового отверстия уменьшается и  $Q_{пес}$  уменьшается. Можно применять магнитный затвор с соленоидной катушкой, удерживающей магнетит в зоне пескового отверстия. Величина  $p = Q_{пес}/Q_{пес}$  может быть взята как управляющее входное воздействие. Остальные входные величины  $Q_{пх}, p_n$  можно тоже использовать как управляющие; в противном случае они являются возмущениями.

Наиболее существенно влияние  $p_n = Q_{пес}/Q_{пес}$  на  $v_0$  в уравнении границы (11.14). При увеличении  $p_n$  величина  $v_0$  уменьшается, а крупность граничного зерна  $I_p$  растет из-за уноса пристенных слоев в слив, и наоборот (рис. 11.9, а). При  $p = p_z = \text{const}$  имеем важный частный случай  $I_p = \sqrt{a(v_n - f_0)/[a(p_z - p_n)]}$ , в котором гидроциклон является сепаратором только по крупности. График  $I_p = I_p(p)$  (см. рис. 11.9, а) является регулировочной характеристикой объекта автоматизации; при отклонении от рабочей точки  $A$  регулятор манипулирует  $p$ , так, чтобы  $I_p \rightarrow I_p^*$ .

Простейший вариант реализации — стабилизация отношения  $Q_{сл}/Q_{пес}$  на уровне, соответствующем точке  $A$ . Этот вариант в случае стабильности  $Q_{пх}$  и  $p_n$  позволяет стабилизировать границу  $I_p$  (без обратной связи по сигналу крупности слива) (рис. 11.9, б). При  $Q_{пх} = \text{const}$  величина  $Q_{пес}$  (или  $Q^*$ ) измеряется расходомером  $1а$ ; далее сигнал  $L_{пес}$  сравнивается в ре-

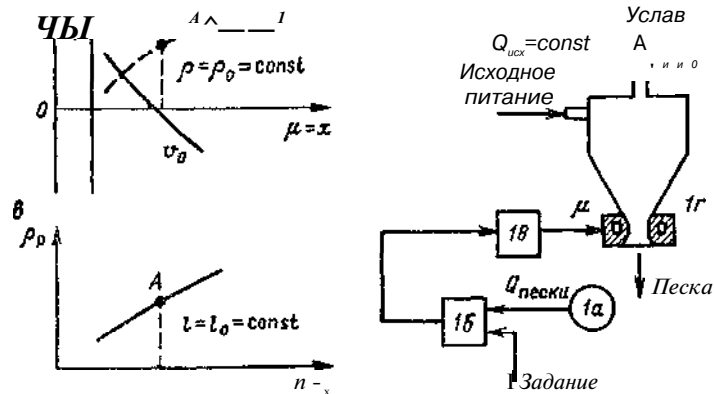


Рис. 11.9. Стабилизация границ разделения  $\rho_p$  и  $\rho_r$  для гидроциклона

туляторе 16 с заданием (которое соответствует отношению  $Q^*/Q_{\text{пес}}$  для точки А); при отклонении от задания регулятор посредством пневмоусилителя  $\nu_B$  изменяет давление в песковой насадке 1г. При  $Q_{\text{пес}} \hat{=} \text{const}$  для стабилизации  $CWQ_{\text{пес}}$  необходимы два расходомера. При существенной нестационарности величин  $Q_{\text{пес}}$  и  $\rho_n$  и наличии гранулометра (слива) САУ имеет обратную связь по крупности в соответствии с регулировочной характеристикой на рис. 11.9, а. Известная система стабилизации вакуума воздушного столба воздействием на  $Q_{\text{пес}}$  также нацелена на (неточную) стабилизацию границы  $\rho_p$ .

В другом частном случае сепарации по плотности  $\rho = \text{var}$  узких классов крупности  $\rho/\rho_0 = \text{const}$  имеем  $y(I, \rho) \hat{=} y(\rho)$  и двумерная граница  $\phi_p(\rho, \rho_0) = 0$  превращается в одномерную  $\rho_p = \text{const}$  с уравнением  $\rho_p = \rho_n + a(a_n - v_0)l(ah^2)$  гидроцикла в режиме сепарации по плотности. Здесь  $\rho_p$  можно стабилизировать посредством той же зависимости  $a_0 = i_0(\rho)$ : при увеличении  $\rho_p = Q_{\text{пес}}/Q_{\text{пес}}$  величина  $v_0$  уменьшается, а  $\rho_p$  растет (рис. 11.9, в).

Автоматическая стабилизация границы в точке Л, т. е.  $\rho_p \rightarrow \rho_n$  возможна путем манипуляции отношения  $Q^*/Q_{\text{пес}}$  с помощью рассмотренной САУ на рис. 11.9, б либо путем введения обратной связи с измерением плотности минеральных частиц слива (или песков). Логика работы автоматических систем здесь та же, что и в предыдущем случае сепарации по крупности  $\rho/\rho_0 = \text{var}$  при  $\rho = \rho_r = \text{const}$ .

Магнитный сепаратор чувствителен к магнитной восприимчивости частиц  $\mu$  и (в меньшей степени) к плотности частиц  $\rho$ . При больших производительностях и режимах весьма стесненного движения (при сухом и мокром обогащении) сепарационная характеристика (с учетом только  $\mu_m$ ) имеет характер гаус-

сова интеграла вероятности (преобладает магнитно-архимедова сила) [23]:

$$8k(Xm) = 0,5 + 0,5\Phi [Y^{\text{Тис}}(x)/(a\epsilon) \{Im - I_{mp}\}l] \quad (\text{И-15})$$

где  $h$  — толщина зоны расслоения;  $a = H \text{ grad } Я$ ;  $a, D$  — коэффициенты соответственно сопротивления и макродиффузии;  $X_{mp} \hat{=} \text{const}$  — граница разделения, соответствует примерно средней магнитной восприимчивости смеси в зоне сепарации.

При режимах менее стесненных (с учетом  $\mu_m$  и  $\rho$  при мокром обогащении) получается закон гиперболического тангенса (поля  $g$  и  $a = Я, \text{grad } Я$  направлены встречно):

$$e_k(Xm, \rho) = 0,5 + 0,5 \text{th} [g(\rho - \rho_r)/(aD) - a(x_m - X_{ml})l(\epsilon \Psi)]$$

Уравнение границы разделения имеет следующий вид:

$$\Phi(\rho > \mu_m) = g(\rho - \rho_r) - a(Xm - X_{ml}) = 0, \quad (\text{И-16})$$

где  $\rho_l, \mu_m A$  — координаты рабочей точки Л, через которую должна пройти граница разделения (рис. 11.10, а). Координаты примерно равны средней плотности и средней магнитной восприимчивости частиц в зоне. График  $\phi_p$  — прямая линия, проходящая через точку Л; наклон прямой манипулируется отношением  $a/g$ .

Для роликового или барабанного (сухого) магнитного сепаратора с верхней подачей при нестесненных условиях центробежная сила преобладает над гравитационной, поэтому уравнение границы разделения (рис. 11.10, б) имеет следующий вид:

$$\Phi(Xm, \rho) = \mu_m + \mu_{cb} = XmvH \text{ grad } Я - Vwpp/R = 0, \quad (\text{И-17})$$

где  $FM$  — магнитная сила;  $F_n Q$  — центробежная инерционная сила;  $i_{0k}$  — окружная скорость частиц. Эта прямая, проходящая через начало координат и имеющая одну степень свободы — наклон прямой, что манипулируется отношением  $v_{\text{укр}}^2 / (R Я \text{ grad } Я)$ . При малых производительностях этот сепаратор приближается к идеальному.

Во всех трех случаях стесненного, мало стесненного и нестесненного режимов с формулами (11.15) — (11.17) граница разделения становится точкой  $\mu_{mp} = \text{const}$ , если плотность частиц постоянна  $\rho = \rho_0 = \text{const}$ ; сырье тогда характеризуется функцией  $y(\mu_m)$  вместо  $y(\mu_m, \rho)$ . В этом на ж пом частном случае автоматическая стабилизация границы  $Xm \rightarrow + \text{упро}$  достигается управляющими воздействиями: ток возбуждения ( $I$ ) магнитной системы ( $yc = I = k Я \text{ grad } Я$ ); отношение потоков концентрата и хвостов  $l = QJQXB$  скорость вращения барабана

©окр И Др.

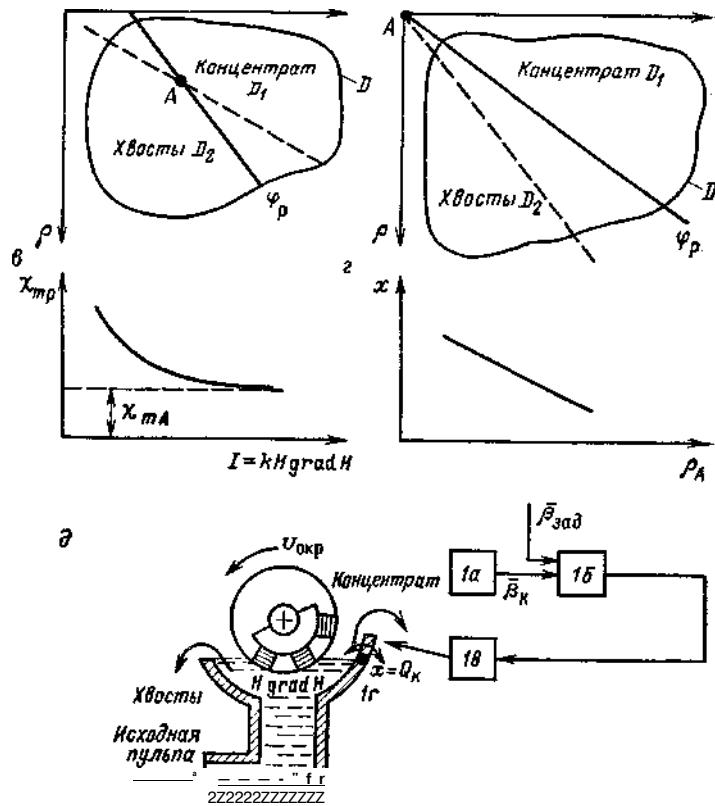


Рис. 11.10. Стабилизация границ разделения для магнитных сепараторов

В первом случае стесненного режима с формулой (11.15)-граница  $\rho_{mp}$  манипулируется факторами, изменяющими среднюю магнитную восприимчивость частиц в зоне; для увеличения ее уменьшается поток концентрата и в зоне накапливаются магнитные частицы (и наоборот). Это сравнимо с изменением плотности суспензии  $\rho_p$ ; частицы с  $\rho > \rho_p$  «тонут» в сторону центра гравитации в тяжелосреднем сепараторе; частицы с  $\rho < \rho_p$  «тонут» в сторону магнитной системы в магнитном сепараторе.

Регулировочная характеристика  $x_{mv} = f(I)$  по току возбуждения для второго случая малостесненного мокрого обогащения с формулой (11.16) имеет уравнение (рис. 11.10, в):

$$x_{mv} = \frac{g(\rho_i - \rho_p)}{H \text{ grad } H} \quad (11.18)$$

Координаты  $\rho_{mp}$ ,  $\rho_l$  рабочей точки  $A$  соответствуют средней плотности и средней магнитной восприимчивости смеси в зоне. Здесь  $\varepsilon_{tr}$  изменяется обратно пропорционально интенсивности поля  $\text{Я grad Я}$  (и прямо пропорционально  $\rho_{шл}$ , как в предыдущем случае). Кроме того,  $\rho_{mv}$  можно изменять, воздействуя на плотность смеси в зоне  $\rho_l$ .

При сухом обогащении в нестесненном режиме регулировочная характеристика имеет уравнение  $\rho_{mp} = \rho_l V_0 K p^2 / (R H \text{ grad } H)$ , т. е. граница манипулируется с помощью  $\rho_{окр}$ ,  $\text{Я grad Я}$ .

В разомкнутых САУ стабилизация границы  $x_{tr}^{TM}$  производится либо стабилизацией упомянутых входных факторов ( $\rho_l$ ,  $\varepsilon_{окр}$ ,  $\text{Я grad Я}$ ), либо регулированием их по возмущению. В случае малостесненного режима обогащения [формула (11.18)], если плотность пульпы  $\rho_l$  не стабилизирована, то она является возмущением, которое надо компенсировать изменением какого-либо управляющего воздействия, например  $\text{Я grad Я}$  (рис. 11.10, г):

$$\Delta \text{Я grad Я} = g(\rho_l - \rho_l) / (x_{tr} - x_{ml}) \quad (11.19)$$

При уменьшении плотности  $\rho_l$  (которая непрерывно изменяется) регулятор увеличивает  $\text{Я grad Я}$  по закону (11.19), и наоборот.

В замкнутых САУ (рис. 11.10, д) вводится обратная связь по прямо или косвенно измеренному (1а) сигналу  $y$ , оцепшенному положению стабилизируемой границы  $x_{tr}$ ; сигнал  $y$  сравнивается с заданием  $y_0$  и при отклонении от задания  $\Delta y = y - y_0$  регулятор (1б) манипулирует вход объекта  $z$ ,  $x$  посредством исполнительного механизма (1в) и регулирующего органа (1г). Например, выходным сигналом объекта  $z$  берется содержание магнитного железа в концентрате  $\rho_k$ , а входным — отношение потоков концентрата и хвостов  $M = Q_k / Q_{хв}$ .

### § 11.5. ПРИБЛИЖЕНИЕ СЕПАРАЦИОННОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ К ИДЕАЛЬНОМУ СТУПЕНЧАТОМУ ЗАКОНУ

После автоматической стабилизации границы  $\rho_a$  (деления надо решать задачу приближения сепарационной характеристики аппарата  $e(\rho)$  к ступенчатому закону  $e_{st}(\rho) = I(\rho - \rho_j)$  или в общем  $n$ -мерном случае:

$$e(\rho) = \begin{cases} 1 & \text{для зоны концентрата } D_k \\ 0 & \text{для зоны } D \end{cases}$$

Это приближение можно осуществить манипуляцией тех или иных настроечных параметров  $x_2 = \rho$  сепаратора. Для большинства сепараторов приближение  $e(\rho) \rightarrow \text{виц}(\rho)$  можно полу-

чить уменьшением производительности, так как при этом снижается роль вредной градиентной силы  $F_{град} = -a D y^{-1} \text{ grad } y$ , препятствующей сепарации частиц внутри рабочей зоны. Этот путь не всегда разрешен, так как производительность может быть задана. (Таким образом, настроечные параметры или входные воздействия делятся на две группы: первые изменяют положение границы разделения, вторые приближают сепарационную характеристику к идеальной; возможно, что один и тот же параметр может выполнять обе функции; возможно, что нет параметров, выполняющих эти функции).

Степень приближения  $e(\cdot)$  к идеальному закону оценивается тем или иным критерием. Простой и эффективный критерий — максимизация крутизны  $e'(\cdot)$  в точке границы разделения:

$$J = e'(\cdot) = \frac{de(\cdot)}{d(\cdot)} \Big|_{x^*} \rightarrow \max. \quad (11.20)$$

Нахождение оптимальных значений входных воздействий  $X_2$ , удовлетворяющих этому критерию, можно производить с помощью уравнения сепарационной характеристики, исследуя его на максимум в соответствии с критерием (11.20). Например, для отсадочной машины максимизация крутизны  $e'(p)$  соответствует минимизации коэффициента сопротивления постели  $a$ -НТип (или  $k_p = a Z \rightarrow \min$ ). Это, в свою очередь, соответствует максимизации степени разрыхленности постели (максимизации произведения амплитуды на период колебаний постели).

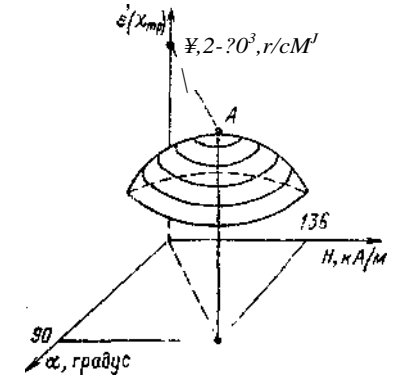
Может быть применен экспериментальный путь: с варьированием воздействий и поиском экстремума (методами Гаусса — Зайделя, градиента, наискорейшего спуска, Бокса — Уилсона) статистическими). В качестве факторной функции отклика берется критерий  $e'(\cdot)$  по формуле (11.20), а это требует экспериментального определения (нескольких точек) характеристики  $e(\cdot)$  после каждого пробного изменения входных воздействий по формулам

$$e(I) = TA(EU_{Тисх}(\xi); \quad y_k + y_{xe} = 1;$$

$$T_k T_k(I) - I - T_{хв} T_{хв} (?) = T_{исх}(I) \cdot$$

После нахождения оптимальных значений входов они могут быть автоматически стабилизированы. Так, на рис. 11.11 показан результат нахождения максимума  $e'(\cdot)$  для магнитного сепаратора по двум входным воздействиям: напряженность поля  $H$  и положение делительной перегородки продуктов  $\alpha$ ; при работе в точке максимума  $L$  технологические показатели получают наилучшими.

Рис. 11.11. Приближение характеристики магнитного сепаратора к идеальной



Положение границы разделения  $\xi_p$  и крутизна  $e'(\cdot)$  сепарационной характеристики  $e'(\cdot) = v'(\cdot)$  напрямую зависят от технологических показателей (выход концентрата  $y$ , содержание  $\xi$  и извлечение  $e_k$ ):

$$T_k \ll y_k \cdot \xi - \text{ИХ} (1_p) / [24 (e_p)^2]; \quad p_k \gg p_{к \cdot \text{ид}} - C / (y_{к \cdot \text{ид}} \cdot r_p);$$

$$\xi_k \ll \xi_{к \cdot \text{ид}} - C / [p_{исх} (e_p)^2] - p_{к \cdot \text{ид}} y'_{к \cdot \text{ид}} (e_p) / [24 p_{исх} (P_p)']; \quad (11.21)$$

где  $C = Y_{исх}(p) p'(p) / 24$ ;  $Y_{исх}(p)$  и  $p'(g)$  — крутизны функции  $Y_{исх}(p)$  и  $p(g)$  в окрестности точки разделения  $\xi_p$ ;  $p_{исх}$  — среднее содержание в исходном сырье;

$$y_{к \cdot \text{ид}} = \frac{C}{P} \int_{Y_{исх}(e)} dH; \quad \bar{p}_{к \cdot \text{ид}} = \frac{S_{трисх}}{F_{т \cdot \text{ид}}} \cdot | \xi \& M'_{и} | \cdot | \xi \& M'_{и} |$$

— технологические показатели при идеальной сепарации. Формулы (11.21) получены для оценки технологических потерь из-за неидеальности сепарации, они показывают также влияние положения границы разделения  $\xi_p$  (получены для кусочно-линейной сепарационной характеристики).

Примеры. 1. Фракционный состав обогащаемого руды по схеме или аппаратом ( $\xi = p$ ,  $\tau/\text{м}^3$ ) материала:  $y_{исх}(p) = 1 / (p - p_{мин}) = \text{const}$ ;  $P(p) = 100 (p - p_{мин}) / (p_{макс} - p_{мин})$ ;  $p'(p) = 100 / (p_{макс} - p_{мин})$ ;  $y_{исх}(p) = \text{const}$ ;  $V_{исх}(P_p) = 1 / (p_{макс} - p_{мин})$ .

т. е. имеем равномерное распределение твердого по фракциям и линейно нарастающую функцию содержания. Формулы (11.21) дают:  $y_{к \cdot \text{ид}} = P_{макс} - P_p) / (p_{макс} - p_{мин})$ ;  $p_{к \cdot \text{ид}} \ll 100 [0,5 (p_{такс} + P_p) - P_{трисх}] / (P_{такс} - P_{мин}) \sim 100 / [24 (p_{макс} - p_{мин}) (P_{такс} - P_p)]$ ;  $\xi_{к \cdot \text{ид}} \ll 100 (p_{такс} - p_p) (p_{такс} + p_p - 2 p_{мин}) / [2 (p_{такс} - p_{мин})^2 X P_{исх}] - 100 / [24 (p_{такс} - p_{мин}) - p_{исх} (e_j)^2]$ .

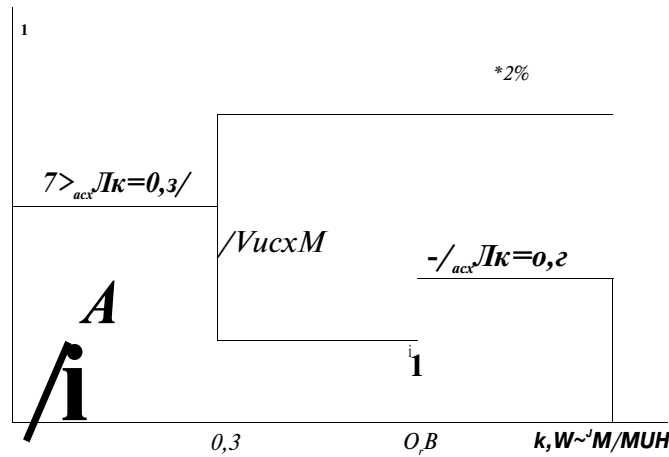


Рис. 11.12. К нахождению требуемой границы разделения и крутизны сепарационной характеристики для процесса флотации

В этом простом примере показано влияние  $k_p$  и  $e_p'$  на  $y_k$ ,  $R_k$  и  $e_k$ , т. е. найдены зависимости  $Y_{acx}(P) > PK(\xi P, e_p')$  от  $R_k(\xi P, e_p')$ ,  $e_k(\xi P, e_p')$ . Численный вариант к этому примеру приведен в табл. 11.3.

2. Рассмотрим обратную задачу для флотации: требуется по заданным технологическим показателям  $VK = 45\%$ ;  $R_k = 38\%$  вычислить необходимые параметры флотационной схемы или аппарата  $k_p$  и  $e_p'$ . На рис. 11.12 показаны фракционные характеристики сырья по флотуемости  $k$ , с помощью которых вычислим  $y_k = (0,3 - 10^{-3} - \xi_p) - 0,3 / (0,3 - 10^{-3})^2 + 0,1 + 0,2 = 0,45$ ;  $k_p = 0,15 \cdot 10^{-3}$  м/мин;  $y_{исx}(k_p) = 0$ ;  $y_{исx}(k_p) = 0,3 / (0,3 - 10^{-3})^2 \cdot p'(k_p) = 42 / (0,3 - 10^{-3})$ ;  $p_{исx} = 42 \cdot 0,3 + 21 \cdot 0,3 = 18,9\%$   $P_{2,05}$ ;  $y_{к ид} = 0,45$ ;  $k_{ид} = [42 \cdot 0,3 + (21 - 42) \cdot 0,3] / 0,45 = 38,5\%$   $P_{0,0}$ .

Содержание  $P_{205}$  в чистом минерале апатите составляет 42%. Вторая из формул (11.21) принимает вид  $p_k = 38,5 - 1 \cdot 10M^2 / [0,3 - 10^{-3} X X 24 - 0,45(e_p')^2] = 38\%$ , откуда  $e_p' = 5,09 \cdot 10^3$  мин/м. Таким образом, полу-

Таблица 11.3

Пример влияния  $p_p$  и  $e_p$  на технологические показатели гравитационного обогащения

$\rho_p$ , т/м <sup>3</sup>	$\hat{k}$ $\hat{k}$ . ид'	$R_k$ ид' %	$P_k$ (для $e_p = 1$ м <sup>3</sup> /т)	$\delta_k$ ид	$e_k$ (для $S_p = 1$ м <sup>3</sup> /т)
3	75	62	61,2	93,7	90,5
3,5	50	75	73	75	73
4	25	87...	83,5	43,7	41,6
Приме	анис. $p_{мин} = 2,5$ т/м <sup>3</sup> ; $p_{грав} = 4,5$ т/м <sup>3</sup> .				

чили  $\rho_p = 0,15 \cdot 10^{-3}$  м/мин и  $e_p'$ . Для одной операции флотации  $e_p' = 0,5S7$ ,  $\hat{k}_p = 1p2 / (5 \hat{\phi})$ , где  $S$ ,  $t\phi$  — соответственно степень аэрации и время флотации; по вычисленному  $k_p$  находим  $S \hat{=} 4,6 \cdot 10^3$  мин/м; при  $S = 1000$  м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup> получается  $\hat{k} = 4,6$  мин и  $e_p' = 2,3 \cdot 10^3$  мин/м. Одна операция не обесцвечивает заданной крутизны  $e_p' = 5,09 \cdot 10^3$  мин/м, и требуется флотационная установка с одной перемешивающей и одной контрольной операциями (так как добавление этой пары операций увеличивает крутизну вдвое, еще пары — трое и т. д.).

Формулы (11.21) имеют решающее значение при переходе от технологических показателей к сепарационным характеристикам, и наоборот.

Обе рассмотренные задачи — стабилизация границы разделения и максимизация крутизны сепарационной характеристики в окрестности границы — можно решать совместно, не разделяя их друг от друга, следующим путем. Периодически с интервалом  $\Delta t$  (равным, например, 1 ч и более) производится (полуавтоматическое) определение текущего положения сепарационной характеристики по формуле  $e(\xi, t) = Q_{KVK}(\xi) / [Q_{KVK}(\xi)]$ . Если  $e(\xi, t)$  отклоняется от достижимой нормы  $e_0(\xi)$ , то производится манипуляция входных настроечных параметров сепаратора  $X$ . Возможно отклонение и границы разделения и крутизны. Существенная часть в реализации логического способа с обратной связью по  $e(\xi, t)$  — измерение функций  $Y_K(\xi)$  и  $y_{исx}(\xi)$  или  $Y_{XB}(\xi)$ .

### § 11.6. СЕПАРАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ И АВТОМАТИЧЕСКОЕ УПРАВЛЕНИЕ ИМИ С ПОМОЩЬЮ АСУТП

Для многих сепараторов, даже при оптимально настроенных параметрах (#гопт), реальная сепарационная характеристика  $e(\xi)$  далека от идеальной ступенчатой, что ведет к технологическим потерям [см. формулу (11.21)]. Примером служит флотационная машина с экспоненциальной сепарационной характеристикой  $e(\xi) = 1 - \exp(-5/\xi)$ . Выход из этого положения наряду с конструированием новых аппаратов — повсеместно принятое соединение отдельных сепараторов в цепи, в зависимости от или иные схемы обогащения (рис. 11.13).

Каноническая схема обогащения содержит основную, несколько перемешивающих ( $n$ ) и несколько контрольных ( $m$ ) операций с возвратом промпродуктов в питание предыдущей операции. Это соединение не случайно, именно такие схемы при правильной настройке режимов отдельных сепараторов дают результирующую сепарационную характеристику всей схемы  $e_{рез}(\xi)$ , близкую к идеальной  $e_{ид}(\xi) = 1 - \exp(-\xi/B)$ . Даже если характеристики  $e_g(\xi)$  сепараторов в отдельных операциях далеки от идеальной.

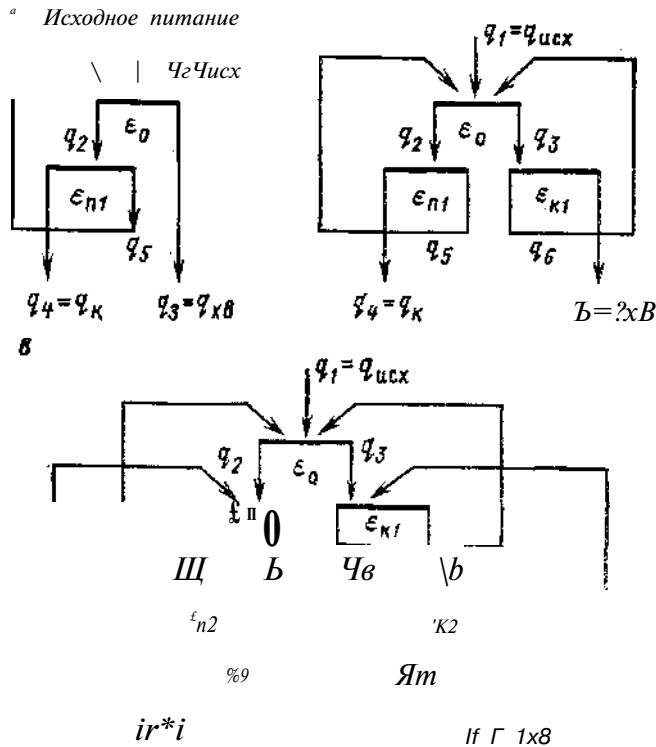


Рис. 11.13. Канонические схемы обогащения:  
 $q_i = Q_{iyi}(\%)dl_i$  — поток узкой фракции  $[i, | + d|]$  в  $i$ -м продукте

Формулы для вычисления  $e_{p,ez}(\xi)$  известным  $e_t(i)$  отдельных сепараторов для схем (см. рис. 11.13) приведены ниже.

Тип схемы:  $i=1, m=0$  (см. рис. 11.13, а)  $e_{p,ez} = e_{e0}/(1 - e_0 + e_0\delta_n)$ ;  $n=m=1$  (см. рис. 11.13, б)  $e_{p,ez} = e_0\delta_n/(1 - e_0 + e_0\delta_n - e_k + e_0\delta_k)$ .

Эти формулы получены путем решения (алгебраических) уравнений баланса материала по произвольной узкой фракции  $[f, I; f-d]$  для всех продуктов схемы (число таких уравнений равно удвоенному числу операций в схеме). Формулы справедливы для сепараторов с любыми  $\delta\gamma(\cdot)$  или  $e; (|i, \dots, |n)$ . Таким образом, вся схема обогащения представляется единым сепаратором с характеристикой  $e_{p,ez}$ .

В  $e_{p,ez}$  вкладываются вклады от частных сепарационных характеристик  $k$ / отдельных операций, в каждой из которых имеется свой сепаратор со своими управляющими воздействиями. Поэтому при автоматическом управлении границей разделения

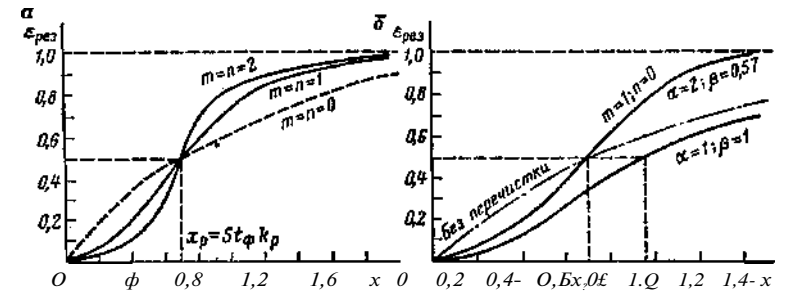


Рис. 11.14. Результирующие сепарационные характеристики схем флотации

$\xi_p$  и крутизной ерез'(φ) всей схемы приходится иметь дело с множеством входных воздействий, хотя принципиальные задачи управления — стабилизация границы разделения и максимизация крутизны — остаются теми же, что и для одного отдельного сепаратора.

С увеличением числа перечистных и контрольных операций схемы крутизна характеристики  $e_{p,ez}'(\phi)$  растет: для частного случая симметричных схем  $n=m$  крутизна растет в арифметической Прогрессии Врез'.

На рис. 11.14, а приведены  $e_{p,ez}(\xi)$  для двух симметричных (т. е.  $m=n$ ) флотационных схем: для случаев  $n=m=1$  и  $n=m=2$ ; при уменьшении числа операций перечистой и контрольной ветви крутизна  $e_{p,ez}'(\phi)$  в окрестности границы разделения  $k_c$  растет и  $e_{p,ez}(\xi)$  приближается к идеальной шид(«•») (вместо  $k$  отложена относительная координата  $x=kS(\cdot, \cdot)$ ). Полученные графики  $e_{p,ez}(\xi)$ , точнее  $e_{p,ez}(\xi/\phi)$ , относятся к «сбалансированным» симметричным флотационным схемам, для которых границы разделения отдельных операций одинаковы:  $k_p, o = k_p, i - k_p, k j$  [для флотационных м.ппп  $k_p, o = 1n2/(5^{\wedge}a)$ ].

Для таких частных схем при автоматизации требуется, чтобы по нескольким операциям были одинаковые произведения  $StS$  или, если исходная степень  $n$  операций  $S$  одинакова, требуется одинаковое время флотации  $L\phi$  и  $-\phi$  и  $<^* = \wedge\phi.k$ ). Этот принцип «балансировки» симметрично/х схем существенно упрощает автоматическое управление ими (он относится не к кии.ко к флотационным, но и к любым схемам  $|_p, o = |_p, п г = |_p, к j - EP^*$ ).

Для несимметричных схем ( $n \neq m$ ) дело обстоит сложнее. Поясним это на примере флотационной схемы с одной перечистой («-1, ш-0»), для которой рассмотрим задачу выбора оптимального времени флотации и основной  $\phi$  и в перечистных операциях  $\phi_{n,}$ , т. е.  $k_{p,}, -1n2/(S^{\wedge}a)$  и  $\xi_{p,п} = \ln 2/(St\phi, -a)$ , имея в виду максимизацию крутизны  $k'_{рг}$ . Требуя к выбору  $\phi$  и  $\phi_{n,}$  начинаются с того, что надо сохршпт. /у рпт всей схемы на заданном уровне. Для сравнимости результатом ищем обозначения  $x = \ln 2/(k/k_p, e_{p,ez})$ ;  $\wedge\phi, o = a^{\wedge}\phi$ ;  $\phi_{n,} = P^{\wedge}\Phi$ ;  $\xi\phi = 1n2/(S^{\wedge}y, \dots, \cdot)$ . С учетом этих обозначений формула для  $e_{p,ez}$  (см. рис. 11.14, а) примет вид

$$e_0 = 1 - \exp(-ax); \quad e_n = 1 - \exp(-\xi x)$$

$$e_{p,ez}(x) = \exp(-ax) / \exp(-P^*) | \exp(-ax - \xi x)$$

Сохранению флотиремости разделения  $k_{p,ez}$  всей схемы соответствуют условия  $x_p = 1n2$ ;  $e_{p,ez}(x_p) = 0,5$ :

$$\exp(-p \ln 2) = [1 - 2 \exp(-a \ln 2) / (1 - \exp(-a \ln 2))] \quad (11.22)$$

Таблица 11.4

Оптимизация простой флотационной схемы

$\alpha = \langle \phi_o / \phi \rangle$	$P = \langle \phi_n / \phi \rangle$	$v_3^* / (sg)$	$a + p$
1	Без перечистки	0,5	
1,2	2	0,6	3,2
1,35	1,35	0,744	2,7
1,5	1,1	0,819	2,6
2	0,585	0,96	2,57
3	0,215	1,19	3,215

Результаты анализа приведены на рис. 11.14,6 и в табл. 11.4. В табл. 11.4  $\alpha$  увеличивается от 1 до 3; по формуле (11.22) вычислены соответствующие  $p$ . Кроме того, крутизна кривой  $e_{\text{раз}}(x)$  вычислена в точке  $\alpha_p = 1,2$ , т. е. в точке  $k_p = k_{p, \text{рез}}$ . Заметим: если выбирать  $\alpha^o$  и  $\alpha_n$  без учета формулы (11.22), то флотуемость разделения  $\alpha_{p, \text{рез}}$  отклоняется от желаемой величины; например, на рис. 11.14,6 показана кривая для случая  $\alpha_o = \alpha_n = 1, \phi$ .

Критерий максимизации крутизны без наложения на него ограничения требует безграничного увеличения фронта основной флотации при уменьшении фронта перечистки.

В качестве ограничивающего условия можно взять критерий минимизации суммы времен основной и перечистой флотации. Тогда получается точное решение  $\alpha_{\text{пт}} = 1,2$  ( $1 - 0,5$ )/ $1,2 \approx 0,5$ ;  $1,76$ ;  $\text{ропт} \approx 0,76$ .

Например, если желаемая величина  $k_{p, \text{рез}}$  схемы обеспечивается длительностью  $\phi = 5$  мин одной операции, то в схеме с перечисткой надо взять  $\alpha_o = 8,8$  мин;  $\alpha_n = 3,8$  мин. Другой критерий требует минимизации суммарного объема флотационных машин (при сохранении требуемого  $\alpha_{p, \text{рез}}$ ), т. е. минимизации машиноемкости схемы, о чем говорится выше.

Перейдем к каноническим схемам с любым числом операций. Для решения задач управления (АСУТП) применяют следующие формулы. Результирующая сепарационная характеристика канонической схемы зависит от сепарационных характеристик операций

$$\delta_{\text{ре:и}} = AG / (AG + BH); \quad (11.23)$$

$$\text{где } A = \prod_{f=0}^n \text{ад} \quad B = \prod_{f=0}^m (1 - e_{kf}); \quad G = \sum_{f=1}^m \prod_{f=1}^m (1 - e_{kf}); \quad Y = \sum_{f=1}^n \prod_{f=1}^n (1 - e_{kf}); \quad e_{ni} = e_{\text{ш}} - (\text{£}); \quad z_{kj} = e_{kf} - (\text{£})$$

— сепарационные характеристики перечистных и контрольных операций,  $\text{£} = 1, 2, \dots, n; j = 1, 2, \dots, m$ ; при  $\text{£} = 0$  или  $f = 0$  получаем  $e_{kf}(\text{£})$  для основной операции.

Граница разделения схемы в целом  $\alpha_{p, \text{рез}}$  находится из уравнения  $e_{\text{раз}}(\text{£}) = 0,5$  или:

$$A(l)G(t) = B(t)Ha. \quad (11.24)$$

Крутизна ерез' в рабочей точке  $\alpha_{p, \text{рез}}$  оценивает точность сепарации схемы в целом:

$$e'_{\text{рез}} = [(ACU - (BH))' / [2(AG + BH)]] \big|_{\alpha = \alpha_{\text{рез}}} \cdot \quad (11.25)$$

Машиноемкость схемы в целом оценивает потребную производительность оборудования схемы на 1 т/ч производительности по сырью

$$T_s = Q_z / Qu_{\text{сх}} = \sum_{i=1}^n \frac{8_{i>s} (I) \gamma_{\text{исх}} (I) d_i \langle E_{i,rz} (I_{\text{мин}}) \gamma_{m1n} + 8_{i>s} (g_p) y_p + \dots + 8i.z(e_{\text{max}}) V_{\text{mai}}, \quad (11.26)$$

Где  $Y_{\text{мин}} = Y_{\text{сх}}(E_{\text{мин}}) A E_{\text{мин}}$ ,  $Y_{\text{п}} > V_{\text{max}}$  — ВЫХОД СООТВЕТСТВЕННО ХВОСТОВЫХ, промежуточных и концентратных фракций в сырье.

Сепарационная характеристика «по суммарному питанию всех операций» (по машиноемкости):

$$\left[ GH + AGZ \prod_{i=1}^n (Mad + BH \sum_{j=1}^m (g_j/b_j)) \right] / (AG - BI), \quad (11.27)$$

$$\text{где } a_i = \prod_{r=1}^n e_{ir} - \quad b_i = \prod_{r=1}^m (1 - e_{kr}); \quad h_i = \frac{n-1}{1 - \prod_{r=1}^n (1 - e_{kr})}$$

Сепарационные характеристики питания основной,  $t$ -й перечистой и  $i$ -й контрольной операций

$$\delta_i, \text{ пп. о } (I) = GHI(AG + BH); \quad e_{i, \text{пп.т.}} = (I - AGH) / (AG - IHI) a_i, \quad e_i, \text{ пп. к/ } (\text{£}) = BHgJ(AG + BЯ) \quad f_y. \quad (11.28)$$

При использовании технологических формул (11.23) — (11.28) с применением УВМ решают основные задачи оптимального управления схемой, связанные с реализацией желаемого ерез' схемы в целом и повышением крупим мы  $k_{\text{сх}}$ . Возможны варианты задач:

при заданной действующей схеме (и заданной машиноемкости) максимизируется крутизна  $e_{\text{рез}}'(B \rightarrow * \text{п}^{\text{TM}} \text{х}$  выбором  $\%_{\text{pi}}$  и  $\alpha(h >)$  операций;

при заданной ерез'(B) минимизируется машиноемкость схемы  $Y_s \wedge \text{min}$  по формуле (11.26);

при заданной ерез'СЫ минимизируется машиноемкость с учетом времени сепарации материала в операциях, например для флотации (включая гибкие автоматизированные технологические схемы).

В двух последних вариантах задач оптимальное решение в части Пот и  $t_{\text{опт}}$  может потребовать изменения конфигура-

ции действующей схемы. Приближенные формулы для гибкого изменения схемы:

$$[1 + V(2^7 p + 4y_{т1п}) / (2 / (y_p + 4y_{тmax}))] - 1;$$

$$m_{опт} \ll 0,5/C [1 + V(2^7 p + 4y_{тmax}) / (2 / (CVp + 4Y_{т1п}))] - 1,$$

где  $K = e_p e_z / e_0$  — требуемое увеличение крутизны характеристики схемы относительно средней крутизны характеристики одной операции  $e_e$ ;  $Y_{т1п}$ ,  $Y_p$ ,  $Y_{тmax}$  — выходы соответственно хвостовых ( $Y_{т1п}$ ), промежуточных ( $Y_p$ ) и концентратных ( $Y_{тmax}$ ) фракций питания схемы ( $Y_{т1п} + Y_p + Y_{тmax} = 1$ ). При изменении  $Y_{т1п}$ ,  $Y_p$ ,  $Y_{тmax}$  должна изменяться схема.

Если  $Y_{т1п}$  и  $m_{опт}$  существенно отличаются от действующей схемы, то УВМ командует об изменении конфигурации схемы. Так вводятся оптимальные гибкие автоматизированные процессы (ГАП).

В оптимальных задачах в качестве искоемых фигурируют различные управляемые параметры схемы. Так, для флотации важным является выбор оптимального времени флотации  $t$  в операциях. Подобные задачи строго решаются на основе названного принципа минимизации машиноемкости схем. Например, решение такой задачи для схемы флотации апатитового сырья с фракционным составом (см. рис. 11.12) и с требованиями к технологическим показателям  $p = 38,5\%$   $P_{2O5}$ ;  $Y^k = 0,2$  (20%),  $e_k = 91,5\%$  Дало результат «опт = 2;  $t_{опт} = 1$ ;  $\tau = 2,3$  мин;  $t_{i1} = 2$  мин;  $t_{i2} = 2,9$  мин;  $i_k = 2,9$  мин (при  $S = 1000 \text{ м}^2/\text{м}^3$ ).

**Комбинация** нескольких «одномерных», т. е. чувствительных к одному физическому свойству, разветвленных канонических схем (комбинированное обогащение) может решать задачи реализации любых границ разделения в многомерном пространстве ( $I_1, \dots, I_n$ ).

Например, заданная в двухмерном пространстве  $I_1 = p, I_2 = Y_{тmax}$  «Р» — ница фр.зад (рис. 11.15, а) реализуется комбинацией двух «одномерных» схем (циклов) (рис. 11.15, б). Комбинируем циклы: вначале разделяем исходное питание на два продукта  $p > p_p$  (концентрат) и  $p < p_p$  (по разветвленной гравитационной схеме обогащения) — по плотности, а затем промпродукт  $P < I_p$  — еще на два продукта  $X > X_p$  (концентрат) и  $X < X_p$  (хвосты) — по магнитной восприимчивости. Каждый из двух циклов блок-схемы обогащения сам по себе содержит основную, перечисленные и контрольные операции; причем каждый цикл в целом должен быть настроен на свою границу разделения: один — на  $p_p = \text{const}$ , второй — на  $\%_m p = \text{const}$ .

Автоматическое управление отдельными циклами (схемами обогащения) и комбинацией их производится по структурной схеме (рис. 11.16). Стабилизация границы разделения  $\phi_p$  —  $X_{тзад}$  является первой задачей, максимизация крутизны  $\delta_p e_z$  — второй. Для этого периодически (например, 1 раз в смену) измеряют  $e_p e_z$  для каждого цикла по формуле  $P \wedge \cdot n(E) = QKYn(s) / [QHCXym'x(g)]$  (СМ. § 7.1)

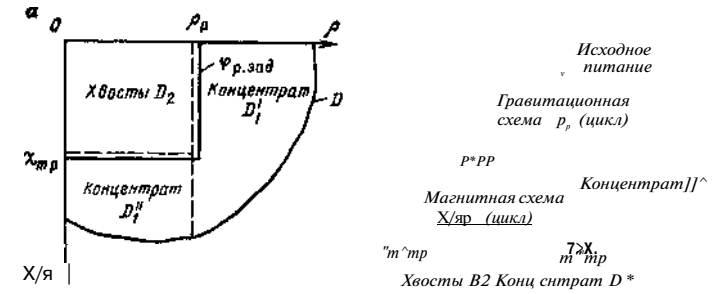


Рис. 11.15. Реализация двухмерной границы разделения

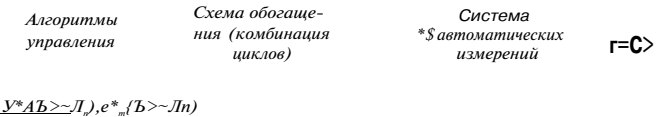


Рис. 11.16. Структурная схема управления сепарационными характеристиками схем (величины со звездочкой означают результат измерения)

Далее определяют текущее положение границы  $\phi_{...}$  — разделения из уравнения  $\phi_p = e_p e_z (p_p - 0,5) = 0$  и сравнивают с заданием фр.зад. При отклонении от задания манипулируются входные воздействия  $X_2$  (регулятором или УВМ). Для максимизации крутизны  $e_p e_z$  могут быть использованы упомянутые методы поиска экстремума. Этот подход нуждается и детализации в каждом конкретном случае с учетом вклада каждого сепаратора цикла (и подходов к его автоматизации, рассмотренных выше). Там, где теория сепаратора достаточно отработана и возможно предвычисление сепарационных характеристик, можно обойтись и без сложных обратных связей, применяя управление по возмущению (см. рис. 7.2).

**Пример. Автоматическая стабилизация границы разделения симметричной флотационной схемы.** Стабилизацию границы разделения для симметричной флотационной схемы ( $n = n_2$ ) можно осуществить, не вводя обратную связь по  $e_p e_z$  (см. рис. 11.7), так как сепарационные характеристики операций теоретически известны  $\phi_i = 1 - \exp(-Si_i / ik)$ ; требуется стабилизация  $S_i \wedge \phi^* = SiVi/Qi - \ln 2/kp_i$  в каждой  $i$ -й операции. Главное возмущение — объемный расход пульпы  $Q_i$  ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) через флотационную машину  $i$ -й операции. Если имеется расходомер пульпы в питании каждой флотационной машины (операции), то можно регулировать азрацию в каждой машине по возмущению  $S_i \wedge \ln 2Q_i / (k_p iVi)$ . И это будет стабилизировать  $k_p$  всей схемы. Добавим, что если регулировочные возможности по  $S_i$  ограничены, т. е.  $S_i \wedge \text{const}$ , то взамен  $S_i$  можно манипулировать добавками воды  $Q_{в,i}$  в  $i$ -й операции, стабилизируя сумму  $Q_i = Q_{T1} (p_{тв} + Q_{н,i})$  на уровне  $SikVi/1i2$  (т. е. если поток твердого уменьшается, то надо добавить воды, и наоборот): манипуляции водой менее желательны, чем воздухом.

Практическая реализация данного способа требует множества расходомеров пульпы. Покажем, как дальнейшее углубление в анализ схемы может дать дополнительную информацию, полезную для автоматизации и, в частности, снижающую число расходомеров потоков  $Q_i$ . Сепарационная характеристика схемы по каналу «от продукта / к продукту  $i$ »,  $e_{ij}(\%)$ , есть отношение потоков фракций  $[E, | + dE]$  в продукте  $i$  и продукте  $j$ .

Формулы для определения  $e_{ij}$  и  $e_{i1}$  для схемы, в которой первым продуктом (началом канала) является исходное питание, а вторым — циркулирующие потоки (рис. 11.13, а, б), приведены ниже.

Тип схемы:  $n=1, m=0$  (см. рис. 11.13, а)

$$e_{i1} = \frac{e_{i1} - e_{i2}}{1 - e_{i1} - e_{i2}} = e_0 (1 - e_{n1}) / (1 - e_0 - e_{0n1} i);$$

при  $n = m = 1$  (см. рис. 11.13, б)  $e_{i15} = \frac{e_{i15} - e_{i16}}{1 - e_{i15} - e_{i16}} = \frac{e_{i15} - e_{i16}}{1 - e_0 + e_0 \delta_n - e_k + e_0 \delta_k};$   $e_{i16} = \frac{e_{i16} - e_{i17}}{1 - e_{i16} - e_{i17}} = \frac{e_{i16} - e_{i17}}{1 - e_0 + \delta_0 \delta_n - e_k + e_0 \delta_k}.$

Данные формулы получены из балансов по всем потокам схемы; они являются частным случаем формул (11.28).

Аналогичным путем можно получить сепарационную характеристику  $e_{ij}(E)$  любому каналу для любой схемы обогащения.

Таким образом, в результате предварительного анализа можно определить  $e_{ij}(E)$ . А это позволяет предвычислять поток твердого в любом J-M продукте по формуле

$$Q_{ni} = \int_{\min}^{\max} Q_{HXCX}(E) e_{ij}(t) dg.$$

Необходимость установки расходомеров отпадает, а достаточно измерять фракционный состав  $Q_{HXCX}(E)$  И далее с помощью УВМ вычислять  $Q_{TB} u$

Теперь в симметричной флотационной схеме для стабилизации  $e_{ij} \rightarrow$  \*-Ар. зад или  $St < b$  в каждой  $i$ -й операции требуется корректировать  $S$  или расход воды  $Q_B$  по алгоритму:

$$S_i(t) = \ln 2Q_i(t) / (k_{p, \text{зад}} V_i) = \ln 2 \int_{\min}^{\max} Q_{HXCX}(k) s_{i, i}(k) dk / D_i B + \text{св}.$$

Здесь заданы заранее:  $k_{p, \text{зад}}$ , объем  $i$ -й машины  $V_i$ , сепарационная характеристика по каналу «исходное питание — питание  $i$ -й машины»  $e_{ij}(k)$ ; изменяются возмущения:  $Q_{HXCX}(0); Q < 0$ ; манипулируются входы:  $S(t), Q_B$ .

Проведем более детальный анализ симметричной схемы, с одной перестройкой и одной контрольной операциями (см. рис. 11.13, б), а  $\tau = 1$ , с целью поиска других алгоритмов управления. Если схема сбалансирована  $e_0 = e_{n1} = e_k = 1 - \exp(-x)$ , то  $e_{i15}(i) = e_{i16}(i)$  и циркулирующие потоки  $5$  и  $6$  одинаковы (как суммарный, так и по узким фракциям) и  $e_{p, e3} = e_{14}$  занимает наилучшее положение в смысле приближения к  $e_{ид}$ . При любом «разбалансе» циркулирующие потоки начинают различаться друг от друга, а  $e_{p, e3}$  начинает больше отклоняться от Рид. Это наводит на мысль о возможности обнаружения факта «дебаланса» путем измерения и сравнения потоков твердого  $\Pi$  циркулирующих нагрузках, которые связаны с  $e_{i, \delta}$  и  $E_{ie}$  формулами

$$Q_{TBS} = \int_0^{\max} Q_{HXCX}(k) \delta_{i, i}(k) dk;$$

$$Q_{TB6} = \int_0^{\max} Q_{HXCX}(k) e_{i, i}(k) dk.$$

Приближенный алгоритм управления, нацеленного на стабилизацию результирующей границы разделения схемы на основе информации от двух расходомеров циркулирующих нагрузок (для схемы рис. 11.13, б) приведен ниже.

#### Приближенный алгоритм управления

Начальное условие	Управление
$Q_{TBS} = Q_{TB6}$ $\wedge p. o = \& p. n = \& p. k$	Не вмешиваться
$Q_{TBS} < Q_{TB6}$ $\wedge k^{\wedge} \phi. k < S_{от} S. o < 5_n^{\wedge} \phi. n$	Увеличить $S_{от} S. k$
	Уменьшить $S_n^{\wedge} \phi. n$
$x_{TB5} \quad Q_{TBS} S_k / \phi. k > S_{от} A^{\wedge} . o > 5_n^{\wedge} \phi. n$	Уменьшить $S_n^{\wedge} \phi. n$
	Увеличить $S_n^{\wedge} \phi. n$

Идея с циркулирующими потоками распространяется и на более сложные флотационные схемы (и не только флотационные).

Рассмотренные принципы управления сепарационными характеристиками применимы к любым аппаратам и схемам гравитационного, магнитного, флотационного и другого обогащения. Помимо этого общего подхода существует для каждого метода обогащения своя специфика, связанная зачастую с рядом вспомогательных САУ. Ниже рассмотрены специфика и детали основных САУ и АСУТП для гравитационных, магнитных, флотационных методов обогащения.

### § 11.7. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Гравитационный метод широко применяется для обогащения углей. Для стабилизации плотности разделения  $p_p \rightarrow p_i$  о естественной постели отсадочной машины манипуляцией потока разгрузки тяжелых фракций в СССР и за рубежом часто применяют простые регуляторы Р с поплавковым датчиком / и шибберным разгрузчиком 2 тяжелых фракций (рис. 11.17, а). Пример — пневматический регулятор АР-3 конструкции Гипромашобогашения, применяемый для отсадочных машин (МК) и ОМШ с шибберным разгрузчиком. При отклонении текущей плотности разделения  $p_p$  от задания  $p_{p0}$  поплавков перемещает золотник поршневого пневмоусилителя (Р), а поршень последнего толкает разгрузочный шиббер 2; при необходимости изменения задания  $p_{p0}$  изменяют массу поплавка с помощью регулировочных шайб и противовеса.

Электрический регулятор конструкции Гипромлшуглеобогащения для отсадочных машин ОМ-8, ОМ 12, ОМ-18 по сигналу поплавкового датчика с реостатным преобразователем манипулирует частоту вращения роторного разгрузчика тяжелых фракций (см. рис. 11.6). Бесконтактный вариант электрического регулятора содержит поплавковый датчик, тиристорный преобразователь частоты, электродвигатель с роторным разгрузчиком.

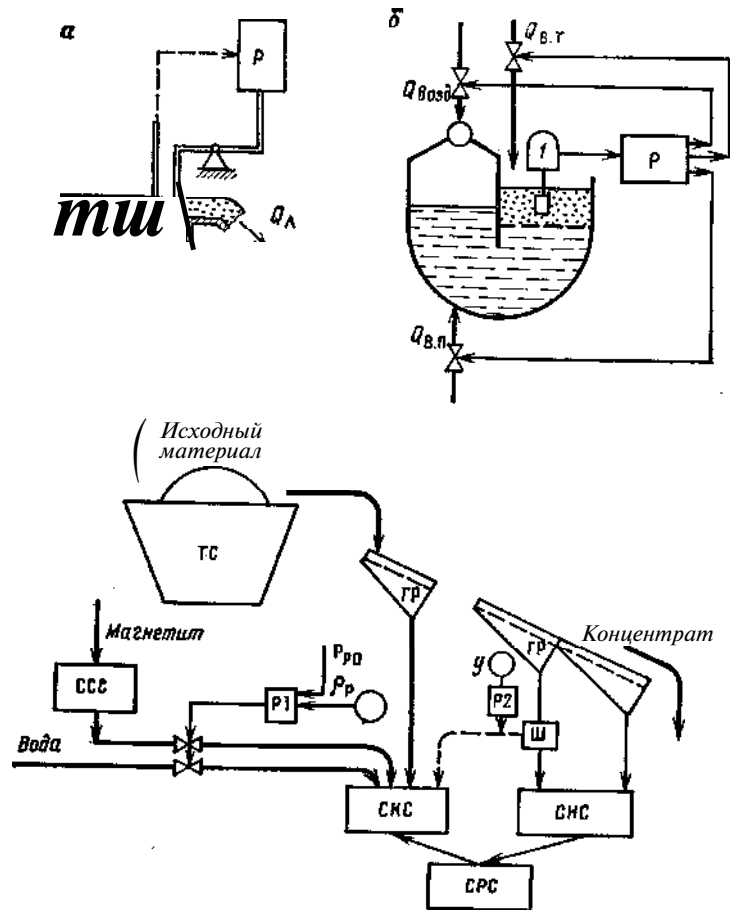


Рис. 11.17. Типовые САУ гравитационными процессами

В системах стабилизации высоты постели (регулятором РСБ) высота постели измеряется в момент ее уплотнения, причем поплавков движется в вертикальном направлении по направляющим с подшипниками качения. Регулятор РСБ реализует простой П-закон и обеспечивает высокое качество регулирования [2].

Для максимизации крутизны сепарационной характеристики отсадочной машины применяют САУ разрыхленное™ постели, которая содержит датчик разрыхленности™ 1 (см. выше а D) и регулятор P, манипулирующий расходами сжатого воздуха  $Q_{в.п}$  и транспортной воды  $Q_{в.т}$  (рис. 11.17, б). Алгоритм управления направлен на то, чтобы

максимизировать разрыхленность, т. е. минимизировать а D. В простейшем случае входные величины  $Q_{в.п}$ ,  $Q_{в.т}$  изменяются пропорционально сигналу разрыхленности  $y = aD$ ; возможно экстремальное управление.

Практичен ротаметрический датчик разрыхленности: электродвигатель на упругой раме вращает цилиндрический щуп внутри постели, при изменении разрыхленности изменяется механический момент сопротивления на валу двигателя и рама деформируется; с рамой связаны тензодатчики, включенные в мостовую измерительную схему, которая выдаст соответствующий электрический сигнал.

Повышению разрыхленности способствует создание автоколебательного режима пульсаций постели с помощью автоматического пульсатора, подающего воздух не с постоянной частотой (как в случае роторных золотников), а с частотой, меняющейся в зависимости от массы и крупности материала постели. Для этого выпуск воздуха прекращается в моменты времени, когда уровень воды в воздушном отделении опускается до датчика нижнего уровня (после чего постель начинает оседать и ее высота уменьшается вплоть до уплотнения); выпуск воздуха возобновляется, когда скорость (и ускорение) изменения высоты постели приближается к нулю. Здесь требуется дифференцирование сигнала датчика высоты постели.

Следует еще отметить САУ качеством (зольностью) угольных концентратов с применением рентгеновских или  $\gamma$ -золомеров. Простой алгоритм: если зольность концентрата  $\beta <$  выше заданной ( $Z_к$ ), то уменьшается разгружаемый поток легких фракций, и наоборот — до достижения задания. Другой алгоритм: по сигналу золомера УВМ вырабатывает команды локальным САУ плотности разделения, разрыхленности, производительности по сырью.

Из новых направлений автоматизации отсадки следует отметить аппаратуру комплексной автоматизации отсадочных машин ОКА, созданную Ворошиловградским филиалом Гиירוуглеавтоматизации. В качестве регуляторов разгрузки используют серийные (например, РСБ). Для стабилизации разрыхленности используют датчик разрыхленности и регулятор, действующий на подачу сжатого воздуха в машину. Число локальных регуляторов разрыхленности и разгрузки равно числу камер в машине.

Заданная высота постели (и соответственно плотность разделения) не остается постоянной, а автоматически корректируется контуром оптимизации, в который поступают сигналы производительности от конвейерных весов и зольности концентрата от золомера; далее специализированное аналоговое вычислительное устройство (входящее в агрегатный комплекс

АСКР-ЭЦ) определяет текущее значение критерия оптимальности и, при наличии недопустимого отклонения, изменяет задание регулятору разгрузки. Эта идея остается в силе и для породного отделения, с той разницей, что вместо сигнала золотера периодически вручную вводится информация о фракционном составе промпродукта — по данным фракционного анализа. Реализация такой идеи оптимизации позволяет приспособить режимы отсадки к изменяющемуся фракционному составу исходного обогащаемого сырья. Эта идея может быть применена не только к отсадке угля, но и других видов минерального сырья.

Элементная база рассмотренной аппаратуры — блоки «Каскад» из ГСП. Предусмотрен ряд необходимых вспомогательных операций (учет массы и качества концентрата, контроль расхода подрешетной воды, блокировки при кратковременных исчезновениях нагрузки на машину, программный и раздельный пуск или остановка оборудования), а также связь с УВМ.

При автоматизации *тяжелосредних угольных сепараторов* требуются стабилизация плотности суспензии (см. рис. 11.5) и управление системой регенерации суспензии. В типовой технологической схеме (рис. 11.17, в) стабилизируется плотность не в самом тяжелосреднем сепараторе (ТС), а в сборнике кондиционной суспензии (СКС) соотносительной манипуляцией подачи свежей суспензии и воды в СКС регулятором Р1 (например, отечественные регуляторы РПСМ и АРПС-ЗА). Из СКС кондиционную суспензию с  $\rho_{\text{сусп}} = \rho_p$  перекачивают насосом в сепаратор ТС. Всплывшие фракции концентрата ( $\rho < \rho_p$ ) для удаления налипших частиц утяжелителя, например, магнетита, отмывают на грохотах ГР; утонувшие высокозольные фракции ( $\rho > \rho_p$ ) направляют в хвосты. В сборник СКС поступает подрешетный смыв первого и частично второго грохотов, а также регенерированная и регулируемая свежая суспензия из сборника свежей суспензии (ССС). Некондиционная ошламованная частицами угля суспензия накапливается в сборнике некондиционной суспензии (СНС), из которого после системы регенерации СРС (например, с помощью магнитных сепараторов) очищенная суспензия добавляется в СКС. Важный элемент автоматического управления регенерацией — деление нижних потоков грохотов; доля суспензии, подаваемой на регенерацию, модулируется шибром Ш по сигналу *вискозиметра* у: чем больше угольных шламов в отмытой суспензии, тем больше вязкость и тем большую часть потока направляет на регенерацию регулятор Р2.

Тишжая *аппаратура РУТА* для регулирования и управления тяжелосредними аппаратами предназначена для различных технологических схем на базе тяжелосредних колесных сепараторов и тяжелосредних гидроциклонов; содержит датчики

плотности и вязкости суспензии, датчики уровня и давления суспензии в сборниках, регуляторы и исполнительные механизмы для манипуляции насосов и задвижек. В основе вискозиметров РУТА лежит скорость истечения суспензии через калиброванные трубки [2].

Аппаратура РУТА применима для решения задач АСУТП для любой гравитационной технологической схемы: с разделением на два продукта, с разделением на три продукта от меньшей плотности разделения к большей, с предварительным разделением на два машинных класса крупности и др.

Техническая характеристика аппаратуры РУТА

Погрешность стабилизации плотности, кг/м <sup>3</sup>	±10
Время регулирования, с	3500
Перерегулирование, %	<30
Закон регулирования	ПИ
Завод-изготовитель	Быковский экспериментальный завод средств автоматизации

Аппаратура успешно применяется на многих ОФ (например, ДОФ «Украина», ЦОФ «Ткварчельская» и др.).

Для автоматизации гравитационного обогащения широко используется *информация о фракционном составе*, т. е. о  $-u(p)$  фзола(p) сырья и продуктов. В этой связи следует отметить автоматический анализатор фракционного состава угля (и в принципе других минеральных материалов), разработанный Ворошиловградским филиалом Гмнроуглеавтоматизации и выпускаемый заводом «Углеприбор» [2]. В этом анализаторе (ФАП) используется явление изменения кажущейся плотности электролита в сосуде, помещенном в перпендикулярные магнитное и электрическое поля (по электролиту течет ток перпендикулярно к магнитному полю, что заставляет электролит сильнее прижиматься ко дну сосуда с увеличением кажущейся плотности; последняя зависит от силы тока).

Проба минерального материала помещается в электролит и разделяется как в тяжелой жидкости; изменение тока производится для получения желаемой плотности разделения. Этот прибор заменяет традиционное ручное разделение на фракции с помощью набора тяжелых жидкостей. Он осуществляет денсиметрический анализ в соответствии с первой группой методов, изложенных в § 10.1.

#### § 11.8. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Магнитное обогащение — основной способ получения железных концентратов. Для большинства типов магнитных сепараторов после настройки границы разделения  $\%_{p^*}$  —  $\%_{\text{про}}$  важным

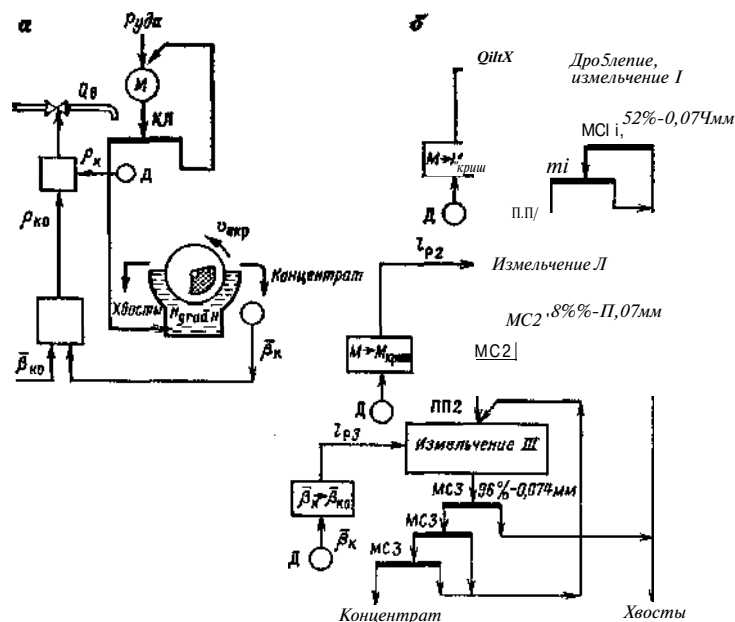


Рис. 11.18. САУ:

а — стабилизирующая качество концентрата магнитного сепаратора; б — максимизирующая технологические показатели и энергетический кпд многостадийной схемы обогащения (Д — датчик;  $l_{г}$  — размер граничного зерна в готовом продукте  $i$ -й стадии измельчения; МС — магнитная сепарация; ПП — промпродукты

является стабилизация потока питания и фракционного состава  $Уисх(\%)$  и  $\beta Fe(\%)$ . Последнее достигается управлением крупностью измельчения перед магнитным обогащением (рис. 11.18, а). САУ фракционным составом питания содержит контур стабилизации плотности ( $p_k - \hat{p}_{ko}$ ) или гранулометрического состава готового продукта измельчения, а также контур стабилизации качества концентрата с датчиком содержания  $p_k$  железа в нем. При отклонении  $p_k$  от нормы  $p_{k0}$  второй контур изменяет задание по плотности  $p_{k0}$ . Если качество концентрата ухудшается ( $|V| > 3K_0$ , задание  $p_{k0}$  уменьшается и получается более тонкое измельчение с увеличением раскрытия сростков магнетита и кварца и соответствующей деформацией  $ужсх(x-t)$  и  $PFe(Xm)$ , и наоборот. Рассмотренная САУ стабилизирует качество концентрата ( $\beta_{k0} \rightarrow p_{ko}$ ) манипуляцией фракционного состава питания сепараторов (через крупность) [16].

В случае значительного изменения типа сырья и фракционного состава граница разделения  $\%tr$  перестраивается манипуляцией напряженности поля  $\# g a d \#$  магнитной системы или

окружной скорости барабана  $v_{окp}$  в соответствии с сепарационными характеристиками (см. § 11.3).

Из специальных измерительных средств отметим устройство контроля содержания магнитного железа в концентратах, хвостах и промпродуктах, разработанное ДГИ и ВНИИАчерметом [16]. Принцип действия устройства основан на последовательном взвешивании участка немагнитного трубопровода с анализируемой пульпой в магнитном и гравитационном полях с последующим делением результатов первого и второго измерений. Для реализации принципа весовой плотномер (рис. 6.13, в) дополняется катушкой электромагнита, создающего магнитное поле, и программным управляющим устройством для реализации упомянутой последовательности измерений. Устройство служит одновременно как плотномер и анализатор содержания железа. Испытания на СевГОКе показали высокую точность измерений (погрешность 1 %).

Рассмотрим перспективы АСУТП. При работе САУ  $p_n - \hat{p}_{ko}$  крупность готового продукта изменяется (по ее команде) непредсказуемым образом, что является возмущением для САУ цикла измельчения. В частности, при увеличении крупности измельченного продукта упомянутая экстремальная характеристика цикла  $Q_{ог} = Q_{max} - k_n (M - M_{крит})^2$  дрейфует вверх, и наоборот. Наиболее эффективно реагировать на такие возмущения могут лишь САУ статической (или динамической) максимизации производительности цикла измельчения. Однако в этом случае изменение задания плотности  $p_k$  желательно производить не в любой момент времени, а синхронно с поисковыми шагами ( $AM_0$  или  $IAQ_0$ ), оптимизирующих САУ цикла измельчения; возможно с периодом в 2—4 раза большим, чем период изменения  $LM_0$  или  $AQ_0$ . В противном случае может нарушаться логика поиска максимальной производительности цикла измельчения и всей схемы в целом.

Для типовых многостадийных схем магнитного обогащения (рис. 11.18, б) (ЮГОК) хвосты каждой стадии являются окончательными, а концентраты стадий являются промпродуктами ПП1, ПП2 и т. д., в которых нарастает содержание железа от стадии к стадии вплоть до окончательного концентрата последней стадии; в нем содержание железа должно быть равно  $p_{ko}$ . Каждую из промежуточных стадий можно автоматизировать с помощью САУ, схема которой показана на рис. 11.18, а, при этом поддерживается на заданном уровне содержание железа  $\beta_{k0} = const$  в отводимых из стадии промпродуктах манипуляцией крупности измельчения питания. Однако это может войти в противоречие с максимумом энергетического кпд и стабилизацией материального потока, что рассмотрим подробнее.

Вследствие тонкой вкрапленности магнетита для большинства месторождений СССР (например, железистых кварцитов) энергетические расходы на измельчение весьма чувствительны для экономики. Поэтому автоматизация типовых многостадийных схем магнитного обогащения должна включать наряду с оптимизацией магнитной сепарации, еще и поддержание измельчения в режимах максимальной производительности по вновь образованным классам и максимального энергетического КПД (М-ВВКРНТ,  $M_{ш} + M_{ш.ОПТ}$ ), т. е. должна включать максимизирующие САУ измельчением, рассмотренные в гл. 10.

При этом нагрузки между промежуточными стадиями целесообразно перераспределять не по содержаниям в концентратах;  $\beta_{п.}$  % отдельных стадий, а по измельчающим способностям стадий, лишь в последней стадии нужно применять САУ, показанную на рис. 11.18, а. «Глобальный», без деталей, алгоритм управления многостадийной технологической схемой следующий. В последней стадии стабилизируют материальный поток и качество окончательного концентрата ( $\beta_{к-НЗ_к}$ ) манипуляцией только крупности измельчения  $r_{пз}$  питания сепараторов этой стадии посредством периодического изменения задания плотности  $p_{п}$ ; качество выше нормы — измельчение загрубляется, и наоборот. В цикле измельчения последней стадии крупность измельчения  $r_{п2}$  манипулируется по команде САУ, оптимизирующей заполнение мельниц последней стадии ( $M^{\wedge}$ -Мкрит) по способу статической максимизации (см. § 10.11) или динамической (см. § 10.10); при этом манипулируется не поток питания  $Q_{псx}$ , как в одностадийном цикле, а крупность питания. Загрубление крупности питания эквивалентно нагружению мельниц и в оптимальном режиме ( $M = M_{крит}$ ) крупность питания промежуточной стадии достигает некоторого максимума. При этом в данной стадии автоматически, в результате нормальной работы магнитных сепараторов, устанавливается некоторое содержание железа в отводимом промпродукте  $p_{п.}$  и  $u$  на которое не накладывается жестких ограничений (как в последней стадии). Аналогично максимально нагружаются промежуточные стадии до грубого измельчения, предельно воспринимаемого мельницами. Мельницы I стадии нагружаются ( $M - kM_{крит}$ ) путем максимизации производительности по питанию  $Q_{псx}$ .

Процесс сепарации в каждой стадии настраивается на желаемую границу разделения по магнитной восприимчивости  $\%m$  р. т., и максимум крутизны сепарационной характеристики  $e'(x) / p$ -нтах, о чем подробно говорилось выше.

Рассмотренный способ автоматического управления многостадийной схемой в целом дает максимум энергетического КПД, максимум переработки по руде (ук-нгтх), стабилизацию качества концентрата на заданном уровне.

## § 11.9. АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ФЛОТАЦИИ

Методами флотации перерабатывают большинство полиметаллических руд. Особенность переработки полиметаллических руд — большая разветвленность перечистных и контрольных ветвей циклов технологических схем (из-за низкой крутизны;  $e'(\&p) = 0,5 \cdot 5^{\wedge}$  сепарационной характеристики  $e(\&) = 1 - \exp(-St\&k)$  отдельной операции); возможность воздействовать на фракционный состав по флотуемости  $y(k)$  (сплошные линии) и  $\&j(k)$  (штриховые линии) не только посредством степени измельчения, но и (что весьма важно) посредством манипуляции реагентного режима (рис. 11.19).

Поясним второй пункт. Большинство минералов не обладает естественной флотуемостью и  $\& = 0$ . При добавлении реагентов флотуемость минералов селективно изменяется (например, ксантогенаты увеличивают флотуемость сульфидов, не влияя на кварц). Поэтому после добавления реагентов создается распределение минералов и сростков по флотуемости  $y(k)$ , а различные фракции имеют различное содержание ценного компонента  $\&(k)$ . При изменении реагентного режима фракционный состав  $y(k)$  и  $p(\gamma)$  изменяется.

Стабилизация материального потока и запаса в значительной мере сводится к стабилизации уровня пульпы во флотационных машинах манипуляцией отводимого потока хвостов (рис. 11.20, а). На практике применяют различные датчики уровня: поплавковые, электродные, пьезометрические, радиоизотопные. Пример аппаратного оформления САУ на Тырныаузской ОФ: пьезометрический уровнемер с мембранным дифманометром и вторичным прибором дифференциально-трансформаторной системы; пневматический регулятор с помощью пневматического исполнительного механизма МПП-25 манипулирует заслонкой слива камерного продукта флотационной машины. Другой вариант САУ: поплавковый датчик, вторичный самопишущий и регулирующий прибор КСД-3, пневматический ИМ, шибберная заслонка. Точность стабилизации уровня достигает  $\pm 3$  мм [10, 20].

На обогатительных фабриках Финляндии применяют поплавковые датчики с прямым преобразованием перемещения в пневматический сигнал с пережимными шланговыми клапанами вместо шибберов.

В САУ толщиной пенного слоя применяют измерительные системы с неподвижными или подвижными электродными датчиками. При контакте датчика с верхней границей пены электрическое сопротивление цепи «электрод—пена» резко изменяется; в следящих уровнемерах Механобра 1-ИУИ этот сигнал усиливается для управления реверсивным двигателем, перемещающим электрод вслед за возможным изменением верхней гра-

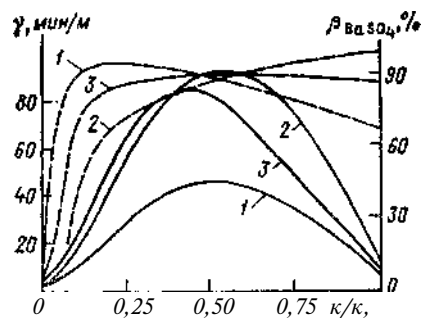


Рис. 11.19. Фракционный состав питания баритовой флотации при различных расходах собирателя (олеата натрия), г/т: 1 — 150; 2 — 250; 3 — 300 ( $\Gamma_{с\max} = 7,5 \cdot 10^{-3}$  м/мин, данные получены Э. А. Аккерман обработкой кривых кинетики флотации жайремской руды)

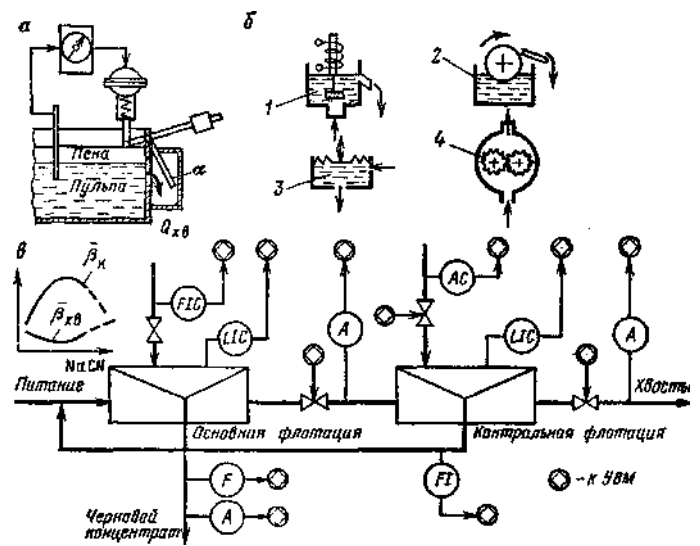


Рис. 11.20. Управление флотацией: а — стабилизация уровня пульпы; б — дозаторы реагентов; в — фрагмент системы компьютерного управления фирмы «Оугокумпу ОУ», Финляндия (F — расходомер; А — анализатор; L — уровнемер; I — индикация; С — управление)

ницы пены (нижняя граница стабилизируется САУ уровнем пульпы).

Измерение потока пульпы через машину (потока хвостов) можно осуществлять косвенно по перемещению ИМ в САУ уровня пульпы; измерение потока концентрата — по скорости движения к разгрузке или по толкающему усилию на легкое тело (ДИП-1) внутри слоя пены.

Управляющие воздействия в САУ толщиной пенного слоя и потока концентрата — расходы реагентов и воздуха в машину.

Здесь заметим, что с учетом уровня пульпы сепарационная характеристика флотационной машины  $e(k) = \exp(-S^2) \pm \pm aAh$  управляется манипуляцией степени аэрации  $S$ ; времени флотации  $tS = V/Q$ , т. е. потока пульпы  $Q$ ; уровня пульпы  $Ah$  ( $a$  — коэффициент).

При автоматическом управлении ионным составом пульпы и реагентным режимом сепарации специфическими техническими средствами являются измерители состава пульпы, которые применяются в различных САУ, стабилизирующих рН, остаточной концентрации различных ионов (сульфидных, ксантогенатных, цианидных). Применяют потенциметрический, кондуктометрический, спектрофотометрический, колориметрический, полярографический и другие методы (см. гл. 6). Практичны серийные рН-метры и кондуктометры, в то время как спектрофотометрия, полярография и колориметрия встречают трудности опробования с получением чистых фильтров и т. п. Потенциметрический метод получил новые возможности с применением ионоселективных (мембранных) индикаторных электродов. К ним относят обычные стеклянные электроды для рН-метрии, специальные стеклянные электроды для измерения концентраций (алетивностей) катионов щелочных металлов; электроды с мембранами из твердых монокристаллов или с осадочными (гетерогенными) мембранами для различных ионов:  $Ca^{2+}$ ,  $Mg^{2+}$ ,  $Pb^{2+}$ ,  $S^{2-}$ ,  $CN^-$ ,  $Se^-$ ,  $Br^-$ ,  $I^-$ ,  $F^-$  и др.; электроды с монокристаллическими мембранами (например, фтористый лантан) или спрессованными поликристаллическими (например, сульфиды) с гетерогенными (осадочными) мембранами, в которых алетивный компонент запрессован в инертном наполнителе; электроды с жидким ионообменным веществом. Их применяют для измерения концентрации ионов  $H^+$ ,  $Na^+$ ,  $S^{2-}$ ,  $CN^{2-}$ ,  $Ca^{2+}$ ,  $Mg^{2+}$  и т. д. Электроды

Таблица 11.5

Характеристика индикаторных электродов

Тип	Измеряемые концентрации ионов
Стеклянные:	
ЭСП-01-14	pH = 0-14
ЭСП-06-14	pH = 0-14
ЭСП-05-06	pNa = -0,5-4
Аргентитовый ЭА-2	pS = 0-19
Сульфидсеребряный ЭСС-01	pS = 5-25
Мембранные:	
ЭМ-CN-01	pCN
ЭМ-Ca-01	pCa = 0,5-4
ЭМ-Mg-01	pMg = 0,5-4
ЭМ-Si-01	pSi = 1-5
ЭМ-Pb-01	pPb = 1-5

сравнения — стандартные хлорсеребряные типы ЭВП. Геометрические размеры электродов: длина 15 см, диаметр 1 см.

Характеристика серийных индикаторных электродов для потенциометрии приведена в табл. 11.5.

Специфичное звено САУ ионного состава пульпы — *дозаторы флотореагентов* (рис. 11.20,6): клапанные (1) с импульсным управлением, шкивные (2), диафрагмовые (3), шестеренчатые (4), стаканчиковые, скиповые, ковшовые, гидростатические и т. д. — до 20 различных конструкций.

Для стабилизации рН и ионного состава флотационной пульпы используют как замкнутые САУ, так и разомкнутые. В первом случае измеряется  $g/ = \text{pH}$  (или концентрация иона) и при отклонении от задания регулятор изменяет с помощью автоматического реагентного питателя расход щелочи (или другого влияющего реагента). Во втором случае (когда упомянутые датчики не эффективны) расход влияющего реагента  $x$  изменяется пропорционально объемному расходу пульпы  $Q_{\text{нх}}$  — регулирование по возмущению.

САУ, стабилизирующие рН, изменяют по сигналам рН-метров подачу извести, соды, кислот.

Примеры аппаратного оформления САУ для рН. Датчик рН со стеклянным электродом типа ДПГ-5275 с преобразователем ПВЧ-5256; электронный ПИ-регулятор типа РПИБ; электрический исполнительный механизм.

2. Та же измерительная система, электропневматический преобразователь ЭПП-64; пневматический ПИ-регулятор типа ПР.3.21; мембранный исполнительный механизм.

3. Та же измерительная система, вторичный прибор ЭПСМ, ферродинамический преобразователь, ферродинамический ПИ-регулятор типа РФ-ПИ, блок усиления БУС, электродвигатель.

Практично *комбинированное управление*, при котором большая часть реагента подается пропорционально потоку пульпы в начале процесса (регулирование по возмущению), а оставшая «доводочная» часть реагента манипулируется замкнутым контуром по отклонению рН от задания. Проста и весьма практична идея косвенного намерения потока пульпы через флотационную машину по положению шибера камерного потока (или других регулирующих органов) в САУ стабилизации уровня. Так, например угол  $\alpha$  перемещения заслонки в сливе флотационной машины (см. рис. 11.20, а) является мерой потока пульпы и пропорционально сигналу  $\alpha$  может подаваться упомянутая опорная часть реагента. Это позволяет избежать применения сложных (да и ненужных при комбинированном управлении) расходомеров пульпы. Пример аппаратной реализации комбинированной САУ на Тырныаузской обогатительной фабрике: рН-метр типа рН-261, электропневматический преобразователь ЭПП-64, пневматический ПИ-регулятор типа ПР.3.21 системы «Старт», пневматический ковшовый дозатор соды типа 5-АДР для шеелитовой флотации при рН 10—10,2 [10].

Для САУ, стабилизирующих *концентрацию сульфид-ионов* ( $S^{2-}$ ) манипуляцией расхода сернистого натрия  $\text{Na}_2\text{S}$ , основная проблема — измерение концентрации  $S^{2-}$ . В течение многих лет испытывали различные индикаторные электроды: сульфид-серебряный, аргентитовый, платиновый, халькозиновый и др. Надежным оказался электрод из спрессованного галснитового порошка (PbS), длительно апробированный на Тырныаузской обогатительной фабрике в цикле селективного разделения молибденита и халькопирита [10].

В САУ, стабилизирующих концентрацию *ионов цианида* ( $\text{CN}^-$ ) манипуляцией расхода цианплова, испытывали потенциометрические измерения различными электродами: медным, серебряным, никелевым, золотым, силиконовыми мембранами с галогенидами серебра, с сульфидами и иодидами серебра, ЭМ-С-01. На Зырянской обогатительной фабрике апробирован аргентитовый электрод ЭА-2 в цикле разделения медно-свинцового концентрата.

В САУ, стабилизирующих *концентрацию ксантогенатных ионов*, потенциометрический метод связан с применением электродов: аргентитового ЭА-2, аргентитового мембранного и др.

Пример аппаратного оформления САУ концентрации ксантогената: датчик ДПГ-5275 с проточным хлорсеребряным электродом С-15.684.04, высокоомный преобразователь ПВУ-5266, вторичный потенциометр ВФСМ, регулятор, дозатор бутилового ксантогената (Ждановская ОФ № 1).

Для ксантогената вместо потенциометрии применима спектрофотометрия, особенно в присутствии сульфидных и цианидных ионов, мешающих потенциометрии. Концентратомеры ксантогената «Квант-1» разработки СКФ ВНИК.ИЦМА и УВР (ЧССР) [5, 17] представляют собой двухлучевой спектрофотометр с кварцевой лампой и интерференционным фильтром; ксантогенат в пробе фильтра пульпы поглощает преимущественно свет с длиной волны  $\lambda$ , —300 нм. Фотоумножитель с усилителем воздействует на оптический кппн-компенсатор и на показания шкалы прибора. Желательно иметь узкую полосу фильтра, как в приборе УВР, до 10 нм (фирма «Бэрд-Атомпк», Нидерланды). Увеличение полосы фильтра до 50 нм приводит к неприемлемым погрешностям.

Для САУ, стабилизирующих *концентрацию* (высокую) *известкового молока, жидкого стекла, щелочность и кислотность*, применим кондуктометрический метод (см. гл. 0). Он применим также при приготовлении растворов сернистого натрия, жидкого стекла, каустической соды. Например, на Норильской, Зырянской и Тырныаузской обогатительных фабриках используют кондуктометрические концентратомеры жидкого стекла с четырехэлектродными датчиками Гинцветмета и с измерительными компенсационными схемами на переменном токе.

Мы рассмотрели управление подачей реагентов по их остаточной концентрации, а также комбинированное (по остаточной концентрации и пропорционально потоку руды). Если нет возможности точно измерять остаточную концентрацию, целесообразно *подавать реагенты пропорционально потоку руды*, причем каждый со своим коэффициентом удельного расхода, например, вспениватель 10 г/т, собиратель 50 г/т, подаватель 200 г/т и т. д. Коэффициенты могут учитывать содержание металла в питании. Поток руды может быть измерен либо конвейерными весами в питании цикла измельчения, либо расходомерами пульпы (щелевыми, электромагнитными), либо, как упоминалось, по положению ИМ в САУ уровня пульпы. На свинцовой ОФ Алмалыкского ГМК, где применен щелевой расходомер в сочетании с плотномером для измерения потока твердого в питающей пульпе.

Выпускают комплексы автоматического дозирования флото-реагентов АДФР-5 и АДФР-6 для различных расходов: 0,1—4; 3—1000; 30—4000 л/ч. Эти комплексы содержат импульсные дозаторы реагентов (электромагнитный двухпозиционный клапан); устройство управления питателями УАП-1 с пультом управления ПУ-32 на 32 дозатора. Высота установки напорного бака с реагентами над дозаторами составляет 2,5—8 м в зависимости от требуемого расхода.

Итак, имеем основные локальные САУ флотации: уровня пульпы и пены; плотности, температуры, расхода пульпы; расхода воздуха, ионного состава пульпы, удельного расхода реагентов.

Перейдем к подходам к управлению процессом *флотации в целом, реализуемым АСУТП флотации*. Новые возможности, открываемые УВМ и измерителями (квантометрами) состава продуктов обогащения (с. гл. 6, 8), позволяют оптимизировать значения входных управляющих воздействий с учетом степени измельчения, реагентного режима, фракционного состава пульпы, производительности операций, времени флотации в различных операциях, степени аэрации, уровней пульпы и пены. Критерии оптимальности / берут рассмотренные выше технологические или экономические.

Подход как к «черному ящику» (см. § 10.1) с обратной связью по технологическим показателям: измеряют периодически технологические показатели ( $y_k$ ,  $z_k$ ,  $e_k$ ) для схемы в целом, для отдельного цикла путем опробования и применения квантометров или экспресс-анализа. Перечисленные управляющие воздействия ( $x_i$ ,  $x_j$ ,  $x_z$ , ...) варьируются шагами до максимизации критерия  $J = f(y_k, P_k)$  — методами статического поиска экстремума. Недостаток подхода заключается в медлительности поиска из-за множества варьируемых входов; скорость поиска

с учетом длительности периода поиска по всем входам может быть существенно ниже скорости дрейфа экстремизируемой характеристики  $J(x_i, x_j, \dots)$ .

Подход с управлением по *возмущениям* на основании статических характеристик, связывающих выходные  $y$ , входные  $x$  и возмущающие  $z$  величины (см. § 7.1), связан с предварительным нахождением математических моделей стационарных режимов. Модели находят методами активного и пассивного эксперимента. Практика работы обогатительных фабрик — Тырныауской, «Гендерсон» (США), «Нью-Броукен-Хилл» (Австралия), «Лейк Дюфо» (Канада) — показала необходимость корректировки коэффициентов уравнений моделей, что является неизбежным недостатком регулирования по возмущению.

Подход, основанный на реализации заранее составленной технологической карты-программы, — это копирование работы технолога-оператора (лучшего) с помощью УВМ. В памяти УВМ хранится набор возможных ситуаций в процессе флотации и ответных действий технолога — набор в виде численных значений  $X_i$ ,  $y$ ,  $z$ , УВМ сравнивает текущую ситуацию ( $y$ ,  $z$ ) и выбирает управляющие команды  $x$ .

*Комбинированный* подход (по возмущениям и по обратной связи от анализатора состава продуктов обогащения) наиболее распространен.

Примеры. 1. На фабрике «Нью-Броукен-Хилл» управление процессом в целом осуществляется на основе периодически обновляемой модели; обновление происходит через «линию» обратной связи от экономического критерия оптимальности /, связанного с  $y$ ,  $z$ ,  $e_k$ ; проверка адекватности модели происходит сравнением предсказываемого ею /мод и реально найденного /тик через  $y$ ,  $P_k$ ,  $e_k$ . При расхождении коэффициенты модели корректируются. При управлении вырабатывается команда на изменение заданий СЛУ, стабилизирующим рН и остаточную концентрацию реагентов. Подобный подход применен на медно-цинковой фабрике «Лэйк Дюфо».

2. На медно-цинковой фабрике «Июасалми» (Финляндия) фирмой «Оутукумпу Оу» применена УВМ для комбинированного управления. 15 медном цикле расходом реагентов и воздуха управляют по линейной (регрессионной) модели, связывающей содержание меди в концентрате\* ( $i$ ,  $z$ ) и постах  $z_{xv}$  с расходом цианплав в основную ( $V$ ) и пересчетную ( $l$ ) операции и с расходом воздуха ( $l_z$ ) в основную операцию. Расход воздуха  $l_z$  мапийулруется (с промежуточным каскадным контуром) только по команде от  $l_{xv}$ . Расходы цианплав ( $x_1$  и  $x_2$ ) изменяют с периодом 2 ч по экономическому критерию (в результате обработки сигналом  $p_k$  и  $z_{xv}$  вычисляется  $y$ , и /). Обновление модели также производится каждые 2 ч по новым фактически измеренным данным  $p_k$ ,  $R_{xv}$ ,  $x_1$ ,  $x_2$ ,  $X_z$ . Кроме того, независимо стабилизируется ни ход частного концентрата контрольной операции манипуляцией расхода по  $i$  духа; стабилизируется циркулирующий поток в пересчетной флотации мапийуляцией уровня пульпы; ряд реагентов дозируется по потоку руды и содержанию металла в питании (рис. 11.20, в).

В цинковом цикле обогатительной фабрики «Июасалми» применен шаговый поиск экстремума критерия / по двум входам: расхода цианида ( $x$ ),

и медного купороса ( $x_2$ ) (остальные факторы стабилизируются). Поиск ведется методом Гаусса — Зайделя: с периодом  $D^* \approx 40$  мин ищется частный экстремум по  $x_1$ ; затем  $X$  стабилизируется и определяется частный экстремум по  $x_2$  и т. д. Из-за медленности поиска, во-первых, предусмотрена экстремизация только по одному входу, во-вторых, предусмотрен переход на стабилизирующую аварийную программу.

На обогатительных фабриках «Воуноо», «Коталаhti», «Виханти», «Кетти» (Финляндия) также применяют УВМ и рентгеновские анализаторы.

3. Обогащительная фабрика «Кларабелла» (Канада) производительностью по руде 35 тыс. т/сут производит медно-никелевый и никельсодержащий железный концентраты. Цель первого цикла — получать концентрат с содержанием 8,7 % никеля; второго — максимизировать извлечение при поддержании содержания никеля в хвостах 0,11 %. УВМ с обратной связью от рентгеновского квантометра управляет заданиями САУ уровня пульпы. Расход реагентов определяется пропорционально массе руды (жидкое стекло — 1 точка, амилловый кантогенат — 3 точки, вспениватель — 4 точки, медный купорос — 4 точки). Сравнение УВМ и ручного управления показало увеличение извлечения на 2,5 % и качество концентратов на 1,5 % (ежегодная прибыль 3 млн. дол.).

4. Обогащительная фабрика «Тексасгалф» (Канада) производительностью 10 тыс. т/сут имеет три цикла, выдает четыре концентрата: медный, свинцовый, цинковый с низким содержанием серебра, цинковый с высоким содержанием серебра. УВМ управляет подачей реагентов в 18 точках медно-цинкового цикла (6,5 тыс. т/сут) по алгоритмам с обратной связью от качества концентратов и руды, извлечения (годовая прибыль 1 млн. дол.).

5. Обогащительная фабрика «Болиден» (Швеция) производительностью 3 тыс. т/сут работает с получением медного, свинцового, цинкового и пиритного концентратов. УВМ управляет подачей реагентов по комбинированному принципу; эффект — 660 тыс. дол. в год.

6. Обогащительная фабрика «Фалконбридж Страткона» (Канада) производительностью 7,2 тыс. т/сут работает с получением медно-никелевого концентрата. УВМ командует локальным САУ расхода — собирателя (4 контура), активатора (2 контура), вспенивателя (4 контура), pH (1 контур) — с максимизацией извлечения при заданном качестве.

7. На медной обогатительной фабрике «Моренси» (шт. Аризона, США) производительностью по руде 60 тыс. т/сут стратегией управления является максимизация производительности измельчения и подача вспенивателя и сульфида аммония по тоннажу руды; собиратель подается по линейному уравнению связи с содержанием меди в концентрате.

8. Обогащительная фабрика «Комиока» (Япония) производительностью 3,2 тыс. т/сут производит свинцовый и цинковый концентраты. Подача соби-

рателя, активатора и вспенивателя в коллективную флотацию ведется пропорционально тоннажу и суммарному содержанию металлов в руде.

9. АСУТП на флотационной фабрике «Цилиц» (ГДР) (рис. 11.21, а). Управление осуществляется через центральный диспетчерский пульт (ЦДП), который связан с исполнительными механизмами и локальными САУ технологических операций, а также с информационно-вычислительным центром (ИВЦ). В последний поступает информация от датчиков и экспресс-анализаторов (Д) и от системы пробоотбора (ПО) через химическую лабораторию (500 проб в сутки). К управлению привлечен персонал технологической группы (ТГ). УВМ на ИВЦ имеет два процессора: «Роботрон Р-4000» с ОЗУ 32 килобайта и «Роботрон Р-4200» с ОЗУ 16 килобайт; число входных датчиков 500; интервал опроса 2—6 мин. В системе пробоотбора применяется пневмопочта от 8 точек пробоотбора до анализатора с передачей результатов анализа на ИВЦ по телетайпу. Реализованы алгоритмы централизованного контроля, расчета ТЭП, управления с учетом содержания КгО в руде и продуктах.

10. В подсистеме АСУТП флотации на ПО «Белорусский» используется микро-ЭВМ «Электроника-60» (рис. 11.21, б). Датчики расхода руды, содержания КС1 в сырье и концентрате (Дь Д<sub>2</sub>, ...) снижены с УВМ через устройства ввода. В УВМ на основе уравнений математической модели объекта вырабатываются управляющие воздействия, которые через преобразователи код-аналог (П<sub>1</sub>, П<sub>2</sub>, ...) подаются в контуры стабилизации подачи реагентов (аминов и тилозы) и уровня пульпы флотомашин (САУ1 — САУ3). Предусмотрена корректировка алгоритмов управления.

Для информационного обеспечения АСУТП в СССР разрабатывают автоматизированные системы аналитического контроля (АСАК) для получения данных о составе твердых, жидких и пульпообразных продуктов на всех этапах переработки. В разработке участвуют Механобр, Гипромашобогашение, НПО «Буревестник», НПО «Союзцветметавтоматика» и др. Системы внедрены и внедряются на ОФ Алмалыкского ГМК, Джезказганского ГМК, Сорского молибденового комбината, Карагандинского ГОКа, Норильского ГМК (Талнахская ОФ), Тырпыаузского ВМК, «Эрдэнэт» (МНР), «Элиците» (ПРИ) и др. Сказанное относится не только к флотации, но и к другим процессам.

Рассмотренные подходы построения АСУТП флотации управление с обратной связью по технологическим показателям (с «черным ящиком»), управление по возмущениям (с моделями), «копирование» работы лучшего технолога-оператора, комбинированное управление — могут быть применены и к другим видам сепарационных процессов.

Перспективы в развитии подходов связаны (см. § 10.1) с вовлечением фракционного анализа минеральных продуктов  $y(\dot{E})$  и  $p(\wedge)$  и изучением сепарационных характеристик аппаратов и схем  $e(|)$ . Так, все традиционные подходы могут усилиться за счет прогнозирующих возможностей формул (11.1). В частности, в первом подходе (с «черным ящиком») можно не измерять с большим запаздыванием технологические показатели  $\cdot \text{ж} \text{ } |3_k$ , а прогнозировать их, используя упреждающий анализ фракционного состава сырья, и далее управлять процессом по

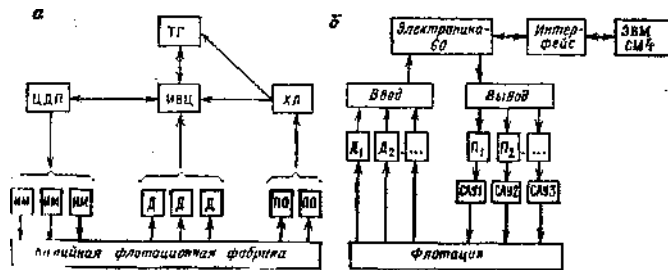


Рис. 11.21. Примеры АСУТП флотации

прежним (или модифицированным) алгоритмам. Это позволяет без запаздывания приспособлять процесс к изменяющемуся фракционному составу сырья.

Модификация алгоритмов управления может быть связана с решением оптимальных задач следующего типа: максимизация крутизны сепарационной характеристики при заданной машиноемкости схемы обогащения; минимизация машиноемкости при заданной крутизне (см. § 11.6), а также задач типа нахождения оптимальной границы разделения (см. § 11.3).

Методы решения таких задач, рассмотренные выше, а также в литературе [23], позволяют находить новые алгоритмы управления, оптимизирующие настроечные параметры отдельных аппаратов и схем обогащения в целом. В частности, это касается важных вопросов об оптимизации степени измельчения и реагентного режима флотации на основе фракционного анализа (по флотируемости) исходного сырья.

Для схем флотации также важен вопрос о выборе и поддержании на оптимальном уровне флотируемости разделения (подробно плотности разделения для гравитационного обогащения). Флотируемость разделения  $k_{p, \text{раз}}$  схемы флотации в целом зависит от флотируемостей разделения отдельных операций, а они в свою очередь, — от степени аэрации и времени флотации  $k_{p,i} = n2f(Siti)$  (см. § 11.6). При изменении фракционного состава сырья потоки пульпы через флотационные машины и время флотации изменяются; поэтому флотируемость разделения схемы также изменяется. Для стабилизации флотируемости разделения можно применить алгоритмы (см. § 11.6) и др. [2?]

Например, Ленинградским горным институтом и ВНИИГ испытан на ПО «Белорускалий» способ стабилизации  $k_{p, \text{раз}}$ : циркулирующий промпродукт контрольной флотации разделяется на два потока, подаваемых в питание основной и пересортичной операций; управляющее воздействие — переменное отношение потоков.

Важным является вопрос освоения фотометрического анализа, в частности, сырья текущей добычи.

На некоторых обогатительных фабриках Казахстана опробован метод, основанный на обработке кривых кинетики флотации проб сырья. На Ковдорском ГОКе для разветвленной схемы 'икгитовой флотации опробован метод, основанный на данных обычного опробования с получением текущей информации в пиде средних содержаниях  $P_2O_5$  в продуктах (третья группа методов из § 10.1) [23].

### § 11.10. АВТОМАТИЗАЦИЯ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ

Рассмотрим автоматизацию водно-шламовой системы (ВШС) на углеобогатительных фабриках [2, 16]. Из-за сравнительной низкой прочности углей и породы в процессах добычи и обога-

щения образуется много шламистых частиц, которые накапливаются в водах ОФ, особенно при введении замкнутого водооборота. Задача ВШС — очистка вод от шламов и обработка шламов (классификация, обогащение, обезвоживание концентрата, отделение отходов от воды с использованием флокулянтов). К ВШС относят грохоты, осадительные и фильтрующие центрифуги, вакуум-фильтры, гидроклассификаторы, сгустители, гидроциклоны, флотационные машины, центробежные насосы, зумпфы, бункера. Эти аппараты служат для отделения шламов от воды, транспортировки и аккумуляции; флотационные машины служат для обогащения шламов флотацией.

Автоматизация флотации шламов основана на методах, рассмотренных в § 11.9.

Автоматизация гидроциклона при наличии зумпфа перед ним часто сводится к стабилизации плотности слива изменением подачи свежей воды в зумпф (см. § 10.7).

Автоматический выпуск шламов из радиальных или пирамидальных сгустителей: измеряется плотность сгущенного шлама (гидростатическим, пьезометрическим или радиоизотопным плотномером), при отклонении от заданной плотности регулятор изменяет отверстие для выпуска шлама из сгустителя. Сгущенный мелкий шлам поступает на флотацию (крупный — на отсадку).

Автоматическое управление насосами для воды сводится к отключению или включению их с помощью контактных или бесконтактных логических схем. Подачу Песковых насосов регулируют дросселированием всасывающего или нагнетающего патрубков (в зависимости от уровня в зумпфе); остановка не разрешена из-за быстрого осаждения твердой фазы; перспективны насосы с регулируемым электроприводом.

К процессам обезвоживания относят сгущение, фильтрование и сушку. Автоматизация сгущения может осуществляться, как и в рассмотренном случае сгущения шламов. Иногда взамен датчика плотности сгущенного продукта берут поплавковый

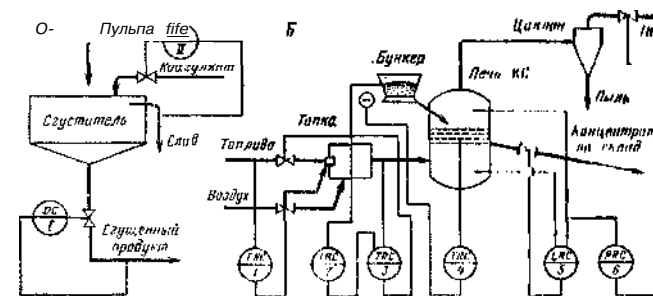


Рис. 11.22. Автоматизация процессов сгущения и сушки

датчик положения границы уплотненного слоя. При работе с коагулянтom подача последнего может манипулироваться по сигналу от датчика мутности (или плотности) слива сгустителя (рис. 11.22, а).

Автоматизация процесса фильтрации включает стабилизацию уровня пульпы в ванне вакуум-фильтра изменением потока исходной пульпы (либо частоты вращения барабана или дисков).

При автоматизации процесса сушки помимо стабилизации влажности готового концентрата желателен режим экономного сжигания топлива. Первой цели добиваются изменением общего потока тепла (т. е. топлива) в топку: при повышенной влажности расход топлива увеличивают, и наоборот; при этом работает стабилизирующая САУ, в которой из-за больших запаздываний в объекте могут потребоваться алгоритмы типа (см. § 8.2). Второй цели добиваются изменением соотношения топливо—воздух, максимизируя температуру в топке на основе принципа экстремального регулирования (см. рис. 7.5).

Рассмотрим пример комплексной автоматизации процесса сушки концентрата в печи кипящего слоя (рис. 11.22,б) [5]. Подачу топлива регулирует САУ 3-TRC по сигналу температуры горячих газов на выходе топки; соотношение топливо—воздух (первичный и вторичный) регулирует САУ 1—FRC. Запас материала (а с этим и режим псевдооживленности частиц в слое) стабилизирует САУ 5—LRC, в которой запас измеряют по перепаду давления на слое (выход объекта) и манипулируется поток разгружаемого концентрата (вход объекта). Для удовлетворения кондиций на влажность готового концентрата введена стабилизация температуры в слое воздействием на поток подводимого влажного концентрата: САУ 4—TRC. Если в промежуточный бункер перед печью начинает поступать больше материала, чем пропускают САУ 4 и САУ 5, то уровень в бункере повышается и тогда корректирующая САУ 2 увеличивает задание по температуре газов на выходе топки в САУ 3. САУ 6—PRC поддерживает необходимую степень разрежения в печи воздействием на поток отсасываемых из печи (через циклон) газов. Подробнее см. в работе [22].

Рассмотрим также перспективы автоматизации систем замкнутого водооборота (СЗВ) и водно-шламовых схем углеобогачительных и марганцевых фабрик.

В связи с растущими экологическими требованиями обогащательные фабрики (особенно флотационные) работают в режиме замкнутого водооборота (рис. 11.23, а). Автоматизация здесь не ограничивается локальными САУ и требуется АСУТП (для выбора степени водооборота и очистки, предсказания хода очистки во времени, тем более, что эксперименты занимают месяцы и годы). Для изучения закономерностей статики и динамики СЛ воспользуемся следующими данными (см. § 7.5 и 11.2). В качестве координат состояния выбираем потоки воды  $Q$  и загрязняющих компонентов  $q_i, i=1, 2, \dots, n$ , либо эквивалентные последним концентрации  $C_i$

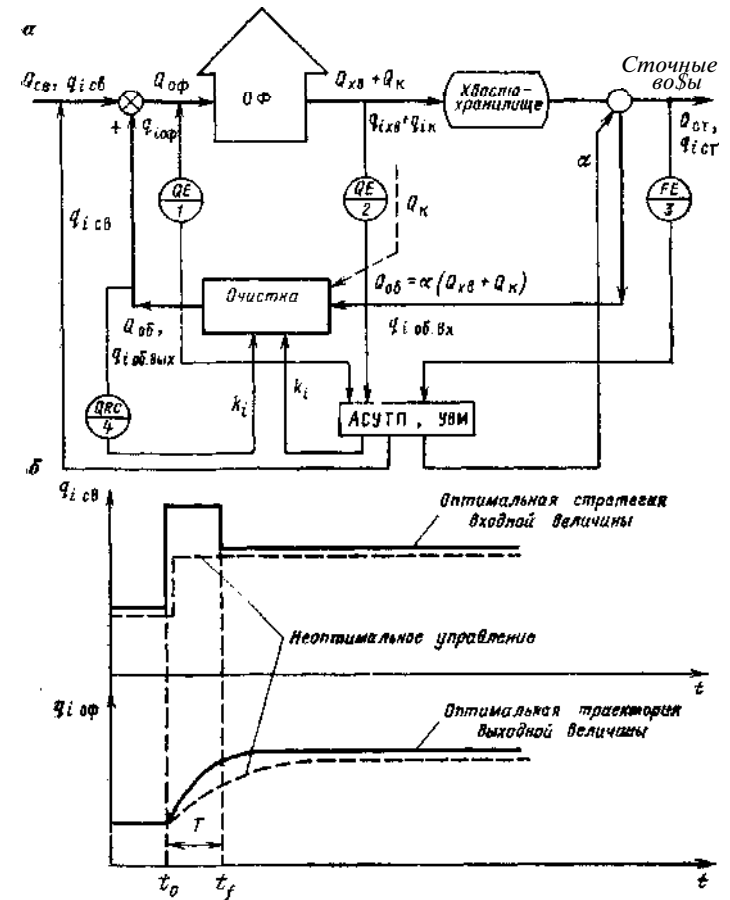


Рис. 11.23. АСУТП системы замкнутого водооборота

На очистные сооружения может поступать объединенный поток воды из слива хвостохранилища  $Q_{хв}$  и из обн атигельной фабрики  $Q_к$ . Т. е. сливы сгустителей концентрата, фильтраты, смывные воды и т. д., либо слив хвостохранилища  $Q_х$  очищается отдельно от остальных сточных вод фабрики  $Q_с$ .

Обозначим потоки воды (т/ч или м<sup>3</sup>/ч): слив хвостохранилища  $Q_{хв}$ ; остальные воды, выходящие из фабрики  $Q_к$  (и основном сливы сгустителей концентратов); суммарный поток воды через фабрику ФФ  $Q_{хв} + Q_к$ ; обратный поток, проходящий очистку  $Q_{об} = \alpha(Q_к + Q_{хв})$ , где  $\alpha$ — коэффициент водооборота ( $0 < \alpha < 1$ ); запланированные сточные воды при не полностью замкнутом водообороте  $Q_{ст} = (1 - \alpha)Q_о$  &lt; i внешне нере-

менные потоки испарений и осадков на хвостохранилище  $Q_{вн} = Q_{ос} - Q_{исп}$ ; свежая вода  $Q_{св} = Q_{об} - Q_{исп}$ .

Стационарный режим по потокам воды требует выполнения условия  $Q_{св} + Q_{вн} = Q_{ст}$ ; при нестационарном режиме  $Q_{св} + Q_{вн} + Q_{ст}$  и происходит накопление или уменьшение суммарной массы воды в системе. Для простоты массу воды, накапливаемую в различных емкостях системы (мельницах, классификаторах, флотационных машинах, сгустителях и т. п.), целесообразно сосредоточить «крупноблочно» в двух-трех точках, например, внутри обогатительной фабрики  $M_{об}$  и в хвостохранилище  $M_{хв}$ .

Уравнения баланса воды в стационарном режиме (при  $Q_{вн} = 0$ ):

$$Q_{об} = Q_{св} + Q_{ос} \quad Q_{ос} = Q_{об} - Q_{исп} \quad Q_{ст} = Q_{св} = (1 - a) Q_{об}$$

Уравнения баланса воды в нестационарном режиме:

$$dM_{об}p/dt = Q_{св} + Q_{ос} - Q_{исп} - Q_{хв}$$

$$(dM_{хв}/dt) = Q_{хв} + Q_{вн} - Q_{ст} - Q_{ос}$$

Перейдем к уравнениям в стационарном режиме для  $i$ -го компонента (реагента, шлама). Поток  $i$ -го компонента после очистки при условии, что обратная линия разомкнута:

$$Q_i \text{ об. вых} = C_{ки} Q_i \text{ доп. св}$$

где  $ki = qi \text{ об. вых} / qi \text{ об. вх}$  — коэффициент очистки  $i$ -го компонента, характеризующий режим очистного сооружения; коэффициент  $ki$  доп учитывает изменение потока  $i$ -го компонента как на обогатительной фабрике, так и в хвостохранилище вследствие сорбции на твердой фазе пульпы или деструкции ( $ki > 1$ ), а также из-за растворения части твердой фазы ( $ki < 1$ );  $D_{пр} = a \cdot \gamma_{доп}$  (в остальных случаях  $\gamma_{доп} = 1$ ). При замыкании обратной линии по формуле (7.8) получаем (положительная обратная связь):

$$Q_i \text{ об. вых} = C_{св} A_{пр} / (1 - A_{пр})$$

Это основное уравнение стационарного режима, позволяющее рассчитать потоки или концентрации  $i$ -го компонента в любых частях замкнутой системы водооборота. При этом необходимо учесть баланс по воде, а также иметь в виду следующие упрощающие соотношения для концентраций  $C_{ixв} = C_{ик} = C_{св} \cdot \gamma_{доп} / (1 - a)$ .

Основное уравнение (в операторной форме) нестационарных режимом получается в виде:

$$Q_i \text{ об. вых} (p) = q_i \text{ св} (p) K_{пр} / [1 - K_{пр} W_{пр} (p)]. \quad (11.29)$$

Передаточную функцию прямой цепи  $W_{пр}(p)$  можно найти экспериментально путем снятия кривой разгона, т. е. кривой из-

менения во времени обратного потока  $qi \text{ об. вх}$  (0 после скачкообразного изменения исходного потока  $qi \text{ об. вх}$ ).

При теоретической оценке  $W_{пр}(p)$  целесообразно вначале рассматривать следующие случаи:

объединенное транспортное запаздывание на фабрике и в хвостохранилище:

$$W_{пр} (p) = \exp [-(\tau_{оф} + T_{хв}) p],$$

где  $m_{оф} = M_{об} / C_{об}$  и  $T_{хв} = M_{хв} / C_{хв}$  — запаздывание соответственно на фабрике и в хвостохранилище;

объединенное инерционное запаздывание на фабрике и в хвостохранилище

$$W_{пр} = 1 / (\Gamma p + 1),$$

где  $T = (M_{об} + M_{хв}) / Q_{об}$

транспортное запаздывание на обогатительной фабрике и инерционное в хвостохранилище:

$$W_{пр} = \exp(-\tau_{оф} p) / (\Gamma p + 1),$$

где  $F_{хв} = A_{хв} / Q_{хв}$ .

Постоянная времени хвостохранилища  $T_{хв}$  может достигать нескольких месяцев.

Уравнение (11.29) при известных  $K_{пр}$  и  $W_{пр}(p)$  позволяет предсказать переходные во времени процессы для потоков  $qi$  (или концентраций  $C_i$ ) при различных возмущениях.

Рассмотрим задачи АСУТП для СЗВ. 1. Найдем равновесные концентрации (или потоки)  $i$ -го компонента в питании фабрики  $C_i \text{ ОФ}$  и в основных точках системы при заданных  $qi \text{ доп}$  и  $A_{пр} = ki \text{ доп}$ . Решение:  $C_i \text{ ОФ} = C_i \text{ доп} / (1 - A_{пр})$ .

2. Найти снижение расхода воды и  $i$ -го реагента при введении водооборота с параметрами  $a$  и  $ki$  ( $ki > 1$ ). Решение: было  $Q_{св} = Q_{об} - Q_{исп}$   $Q_i \text{ св} = V_{об} \cdot \gamma_{доп} \cdot C_i \text{ св}$   $Q_{св} = (1 - a) \cdot Q_{об}$   $Q_i \text{ св} = (1 - a) \cdot Q_i \text{ доп} / (1 - a \cdot ki)$ , т. е. расход воды снизился в  $(1 - a)$  раз, а реагента — в  $(1 - a \cdot ki)$  раз ( $C_{треб}$  — требуемая концентрация реагента).

3. Найти требуемые коэффициенты водооборота и очистки ( $a$  и  $ki$ ), удовлетворяющие заданному потоку  $i$ -го компонента в сточной воде  $qi \text{ ст. вх}$  и в питании фабрики  $q_i$  при условии  $\gamma_{доп} = 1$ . Решение: находят из двух уравнений  $Q_{св} = (1 - A_{пр}) \cdot q_i \text{ ОФ}$  и  $Q_{св} = (1 - a) \cdot C_i \text{ доп} / (1 - a \cdot ki)$ ; откуда  $C_{св} = 1 / (1 - a)$   $Q_{св} \text{ ст. вх} = Q_{св} \text{ ст. вх} / (1 - a)$   $ki = (q_i \text{ ОФ} \text{ треб} / q_i \text{ ст. вх}) / (1 - a)$ .

4. Прогноз хода накопления реагента (или шлама и др.)  $Q_{св} \text{ вх}(0)$  в системе, вызванного скачком исходного потока  $i$ -го реагента  $A_{пр} = \text{const}$  из начального состояния при  $t_0 = 0$ ,  $Q_{св} = Q_{св}(0)$ ; сделаем для варианта, когда  $K_{пр} W_{пр}(p) = K_{пр} / (\Gamma p + 1)$

4-1). В этом случае согласно выражению (11.29) дифференциальное уравнение замкнутой системы во временной области имеет вид:

$$\tilde{i} \sim \frac{\Delta_{\text{ХВ}} \text{ об. вых } (0)}{1 - A_{\text{np}}} \cdot \frac{1}{T^*} \cdot \frac{K_p}{1 - D_{\text{np}}} \cdot \frac{1}{W} \sim \tilde{i} \rightarrow ?$$

Его решение для скачка  $hqi_{\text{св}}$ , т. е. искомый переходный процесс, имеет экспоненциальный характер

$$qi_{\text{об. вых}}(0) = \frac{1}{C_{\text{пр}}} \frac{0}{(1 - C_{\text{пр}})} + \frac{1}{C_{\text{пр}}} \Delta_{\text{св}} \{1 - \exp[-(1 - Kn_p)t/T_{\text{ХВ}}]\} / (\sim K_p)$$

Переходный процесс почти заканчивается за интервал времени, равный  $(3 \sim 4) T_{\text{ХВ}} / (1 - K_{\text{ПП}})$ . Из-за большой постоянной времени хвостохранилища  $T_{\text{ХВ}}$  переходный процесс длится месяцами.

При аналогичном прогнозе для СЗВ с преобладанием чистого запаздывания при решении можно использовать соотношение

$$qi_{\text{об. вх}}(p) = K_{\text{пр}} \exp(-m_{\text{об.р}}) q_{\text{св}}(p) \{1 - K_{\text{пр}} \exp(-t_{\text{оф.р}})\}$$

Пример.  $a=0,75$ ;  $\&=0,85$ ;  $\Delta_{\text{св}}=1$ ;  $K_{\text{пр}}=0,75$   $0,85-1$ , при начальном условии  $qi_{\text{св}}(0)=0$  скачок  $\Delta_{\text{св}}$  вызывает переходный процесс:

$t$	0	$t_{\text{оф}}$	$2t_{\text{оф}}$	$5t_{\text{оф}}$	$10t_{\text{оф}}$	$15t_{\text{оф}}$
**об. в./д?1св	0	0,75	1,228	1,851	2,012	2,065

Переходный процесс заканчивается примерно за  $10t_{\text{оф}}$  (за 10 «оборотов»), и равновесное значение стремится к  $qi_{\text{св}}(0) = 2,1A < 7^*$ . Установившееся значение для сточных вод при этом:

$$\Delta_{\text{ст}} = (1 - a) Aqi_{\text{св}} / [1 - k_r(1 - a)] \ll 0,28 \& q_{\text{св}}$$

5. Временные постоянные  $T_{\text{ХВ}}$  и  $t_{\text{оф}}$  весьма велики (из-за большого запаса воды в хвостохранилище и на ОФ), поэтому переходные процессы в системе замкнутого оборота могут длиться месяцами. В этой связи актуальна задача наискорейшего выхода на режим, а именно: нужно найти такой закон изменения во времени управляющих воздействий, чтобы объект управления за наиболее короткое время переходил из начального состояния в желаемое конечное состояние.

Для решения подобных задач оптимального управления с максимальным быстродействием акад. Л. С. Понтрягин (разная идея Бернулли и Эйлера о вариационном исчислении) предложил так называемый принцип максимума, в котором учитываются ограничения на диапазон изменения управляющих воздействий.

На рис. 11.23,6 показан наискорейший выход на новый режим: вначале управляющее воздействие  $q_{\text{св}}$  изменяется скачком до максимально допустимого ограничения значения и далее, когда выходная величина  $q_{\text{об.вх}} = q_{\text{св}} + q_{\text{об.вх}}$  достигает

нового желаемого значения в момент  $tf$ , вход  $qi_{\text{св}}$  уменьшается скачком до равновесного значения, соответствующего новому режиму. Время переключения  $tf = t_0 + T$  может быть вычислено на основе принципа максимума; закон изменения входа может быть и более сложным. (Принцип максимума может быть полезен не только для СЗВ, но и для других обогащительных процессов.)

Основные контуры АСУТП СЗВ включают (см. рис. 11.23, а) измерение концентраций реагентов на входе ОФ (1QE), на выходе ОФ (2QE), измерение потоков реагентов и сточных вод (3FE), возможную стабилизацию концентраций реагентов после очистки (4QRC), человеко-машинное управление величинами  $qi_{\text{св}}$ ,  $ki$ ,  $a$ .

## Глава 12

### ПРОЕКТЫ АВТОМАТИЗАЦИИ ОФ

#### § 12.1. СОСТАВ ПРОЕКТНЫХ ЧЕРТЕЖЕЙ И ТЕКСТОВ (КРАТКОЕ ОПИСАНИЕ)

Для простых объектов возможно одностадийное проектирование локальных САУ (технорабочий проект), для сложных промышленных комплексов разрешается проектирование в две стадии: технический проект и рабочие чертежи.

*Технический проект* содержит структурные схемы контроля, управления и комплекса технических средств; функциональные схемы автоматизации; планы расположения средств, а также заявочные ведомости на средства автоматизации; пояснительную записку и смету расходов. *Рабочие чертежи* включают окончательные структурные, функциональные и принципиальные схемы автоматизации, монтажные схемы, схемы внешних электрических и трубных проводок, нетиповые расчеты и др. [18].

*Структурная схема* показывает в самом общем виде ичаимосвязь объектов и средств автоматизации.

Более детальные *функциональные схемы* являются основным документом проекта, определяющим структуру СЛУ и АСУТП, насыщение средствами автоматизации и вычислительной техники. Еще большая детализация достигается в принципиальных и монтажных схемах проекта. На функциональных схемах средства изображают (в основном) кружками с латинскими буквами в них (начальными от английских слов), например, А от Alarm — сигнализация. Кроме того, приборы, относящиеся к отдельной САУ, нумеруют с применением букв русского алфавита. Возможны дополнительные обозначения: Н — ручное (от Hand — рука), например для ручных задатчиков, НS — ручной

переключатель цепей управления {Hand Switch}; НС — байПас-ная панель дистанционного управления (Hand Control); / — извлечение корня, 2 — суммирование и др.

Принципиальные электрические и пневматические схемы определяют полный состав приборов и устройств и их взаимодействие; их используют для изучения принципа действия САУ и АСУТП и составления монтажных схем. Они являются основным документом при наладке и эксплуатации. Примерами могут служить схемы электрического ПИД-регулятора и пневматического ПИ-регулятора (см. рис. 8.1 и 8.2).

Для АСУТП определены следующие стадии создания: технико-экономическое обоснование, техническое задание, технический проект, рабочий проект, внедрение, анализ функционирования (для использования опыта в родственных АСУТП). Выделяют следующие группы проектной документации: общесистемная (общее описание АСУТП, план мероприятий по подготовке объекта к внедрению АСУТП, расчет экономической эффективности, патентный формуляр, смета затрат); функциональные характеристики АСУТП [описание постановки задач (см. § 10.1 и § 11.1), схема функциональной структуры]; математическое обеспечение АСУТП [математическое описание технологического объекта управления, описание алгоритмов управления (см. гл. 8; 10; 11)]; информационное обеспечение АСУТП [перечень входных и выходных сигналов (см. гл. 6, 10, 11)]; описания системы кодирования массива информации, организации информационной базы и процесса обработки данных (см. гл. 6 и 8); программное обеспечение АСУТП [задание на программирование, текст и описание программ, руководство программиста и оператора (см. гл. 11)]; техническое обеспечение АСУТП [структурная схема и описание комплекса технических средств; функциональная, принципиальные и монтажные схемы; план расположения пунктов управления, щитов, пультов, средств вычислительной техники; перечень приборов и средств автоматизации (см. гл. 6 и 8)]; организационное обеспечение АСУТП (схема и описание организационной структуры; технологическая, должностная и эксплуатационная инструкции).

Подробнее см. в литературе [18, 21].

## § 12.2. ФУНКЦИОНАЛЬНЫЕ СХЕМЫ

На функциональных схемах условными графическими обозначениями изображают технологические объекты, регулирующие и измерительные средства автоматизации, а также их взаимосвязи. Технологические объекты (дробилки, мельницы, флотационные машины и т. п.) изображают на функциональных схемах в упрощенном виде, допускается отдельные части объектов

Таблица 12.1

Условные обозначения приборов и средств автоматизации на функциональных схемах

Наименование	Обозначения
Первичный измерительный преобразователь (датчик); прибор, уста — навываемый по месту: на технологическом трубопроводе, аппарате, стенде, полу, колонне, металлоконструкции	<b>O</b>
Прибор, устанавливаемый на щите, пульте	
Отборное устройство без постоянно подключенного прибора (служит для эпизодического подключения приборов во время наладки, снятия характеристик и т.п.)	
Исполнительный механизм. Общее обозначение. Положение регулиру — ющего органа при прекращении подачи энергии или управляющего сигнала не регламентируется	<b>D</b>
Исполнительный механизм, открывающий регулирующий орган при прекращении подачи энергии или управляющего сигнала	
Исполнительный механизм, закрывающий регулирующий орган при прекращении подачи энергии или управляющего сигнала	
Исполнительный механизм, который при прекращении подачи энергии или управляющего сигнала оставляет регулирующий орган в неиз — менном положении	<b>9</b>
Исполнительный механизм с дополнительным ручным приводом	<b>1H</b>
Регулирующий орган	<b>tXI</b>
Линия связи	
Пересечение линий связи без соединения друг с другом	
Пересечение линий связи с соединением между собой	

GJ Таблица 12.2

to

Буквенные обозначения измеряемых величин и функциональных признаков прибора

Обозначение	Измеряемая величина		Функции, выполняемые прибором		
	Наименование	Дополнительные сведения	Отображение информации	Формирование выходного сигнала	Дополнительное значение
A			Сигнализация	—	
B				Регулирование, управление	—
C					
D	Плотность	Разность, перепад	—	—	—
E	Любая электрическая величина	—	—	—	—
F	Расход	Соотношение, доля, дробь	—	—	—
G	Размер, положение, перемещение	—	—	—	—
H	Ручное воздействие	—	—	—	Верхний предел измеряемой величины
I	—	—	Показание	—	—
J	—	Автоматическое переключение, обегание	—	—	—
	Уровень				Нижний предел измеряемой величины
M	Влажность				
p	Давление, вакуум				
Q	Величина, характеризующая качество: состав, концентрация и т. п.	Интегрирование, суммирование по времени			
R	Радиоактивность		Регистрация		
S	Скорость, частота			Включение, отключение, переключение	
T	Температура				
И	Несколько разнородных измеряемых величин				
V	Вязкость				
W	Масса				
Z	Перемещение, положение, задание				

Примечание. Буквенные обозначения приняты по первым буквам английских слов: A — Alarm, C — Control, D — Density и т. д.

Таблица 12.3

Примеры построения условных обозначений (ОСТ 36—27—77)

Наименование	Обозначение
Прибор для измерения, регистрации и автоматического регулирования перепада давления	$\frac{1}{\text{---}} \text{PdIRC}$
Байпасная панель дистанционного ручного управления, установленная на щите	$\frac{\text{HC}}{\text{---}}$
Переключатель электрических цепей измерения (управления), переключатель для воздушных линий, установленный на щите	$\frac{\text{HS}}{\text{---}}$
Первичный преобразователь (чувствительный элемент) для измерения расхода, установленный по месту. Например, диафрагма, сопло, труба и т.п.	$\frac{\text{FE}}{\text{---}}$
Прибор для измерения расхода бесшкальный, с дистанционной передачей показаний, установленный по месту. Например, дифманометр (ротаметр) бесшкальный с пневмо- или электропередачей	$\frac{\text{FT}}{\text{---}}$
Прибор для измерения соотношения расходов, регистрирующий, установленный на щите. Например, любой вторичный прибор для регистрации соотношения расходов	$\frac{\text{FFR}}{\text{---}}$
Прибор для измерения давления (разрежения), показывающий, с контактным устройством, установленный по месту. Например, электроконтактный манометр, вакуумметр и т.п.	$\frac{\text{PIS}}{\text{---}}$
Прибор для измерения уровня, показывающий, с контактным устройством, установленный на щите. Например, вторичный показывающий прибор с сигнальным устройством (буквы <i>H</i> и <i>L</i> означают сигнализацию верхнего и нижнего уровней)	$\frac{\text{LIA}}{\text{---}} \begin{matrix} H \\ L \end{matrix}$
Прибор для измерения любой электрической величины, показывающий, установленный по месту. Например, напряжения, силы тока, мощности	$\frac{\text{EI}}{\text{---}}$
Прибор для измерения качества продукта, показывающий, установленный по месту	$\frac{\text{C1}}{\text{---}}$
Прибор для измерения нескольких разнородных величин, регистрирующий, установленный по месту. Например, самопишущий дифманометр с дополнительной записью давления (надпись, рас — шифр!); измеряемые величины, наносится справа от прибора!	$\frac{\text{O}}{\text{---}} \begin{matrix} U=f IE. \\ \text{---} \end{matrix}$
Преобразователь сигнала, установленный по месту. Входной сигнал - пневматический, выходной - электрический	$\frac{\text{C''}}{\text{---}}$

изображать в виде прямоугольника с указанием их наименования.

Приборы и средства автоматизации на функциональных схемах рекомендуется показывать условными обозначениями по ОСТ 36-27-77. Полное графическое изображение прибора состоит из его общего символа (табл. 12.1) и вписываемого в него буквенного обозначения, содержащего обозначение регулируемой величины и функциональных признаков прибора (табл. 12.2).

При упрощенном изображении весь комплект средств показывают одним общим графическим обозначением без второстепенных и промежуточных элементов. Этот способ предпочтителен для функциональных и технологических схем технического проекта.

При развернутом изображении (предпочтительном для рабочих чертежей) каждый прибор комплекта показывают отдельным условным графическим обозначением (табл. 12.3). Всем средствам автоматизации дают позиционные обозначения, состоящие из двух частей: цифрового обозначения, присваиваемого комплекту (например, системе контроля рП или регулирования шума мельницы), и буквенных индексов — строчных букв русского алфавита, присваиваемых отдельным элементам, входящим в комплект последовательно, начиная от датчика до исполнительного механизма (например *2a*, *2б*, *2в*, *2г*, ...).

Средства автоматизации, размещаемые на технологическом оборудовании, изображают на схеме в непосредственной близости к технологическому оборудованию. К таким средствам автоматизации относят первичные измерительные преобразователи (датчики), исполнительные механизмы, регулирующие органы.

Остальные средства автоматизации показывают в нижней части поля чертежа в виде прямоугольников, обозначающих щиты, пульты, управляющие вычислительные комплексы (УПМ, УВК).

На линиях связи со стороны щитовых приборов указывают диапазон изменения измеряемых или регулируемых величин

Коагулянт

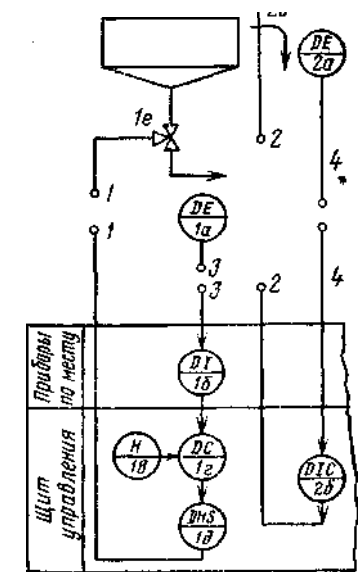


Рис. 12.1. Пример функциональной схемы

в единицах шкалы выбираемого измерительного прибора (и/или) в международной системе единиц. Для приборов, устанавливаемых на технологическом оборудовании, диапазон изменения измеряемых величин указывают возле обозначений приборов.

На функциональных схемах над основной надписью размещают таблицу нестандартных условных обозначений; допускается приводить экспликацию технических средств автоматизации.

В примечаниях к функциональной схеме дают сведения, на основании каких технологических документов составлена данная схема, и приводят номера спецификаций на приборы и средства автоматизации.

Для примера на рис. 12.1 показаны две типовые стабилизирующие АСР: плотности разгрузки сгустителя (1а—1е) и чистоты слива сгустителя (2а—2в). Примеры встречались также в гл. 10 и 11.

### **§ 12.3. ТЕКСТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ ПРОЕКТА АВТОМАТИЗАЦИИ**

В состав текстовых материалов проектно-сметной документации входят пояснительная записка, спецификации и ведомости материалов, запросные листы, сметные расчеты.

Пояснительную записку составляют на стадиях «Проект» и «Рабочая документация». Пояснительная записка, составленная на стадии «Проект», содержит общую часть, характеристику объекта автоматизации, основные технические решения по автоматизации, объем выданных заданий, а также сведения по капитальным затратам и экономической эффективности создания систем автоматизации.

Пояснительная записка, составленная на стадии «Рабочая документация», содержит общую часть, краткую характеристику объекта автоматизации, основные технические решения, указания к монтажным чертежам. В общей части пояснительной записки приводят сведения об утверждении проекта с указанием утверждающей инстанции, о согласовании изменений отдельных технических решений и дополнений, принятых при утверждении проекта и в процессе разработки рабочей документации, об уточненных заданиях, возникающих в процессе проектирования. Краткую характеристику объекта автоматизации дают и том же объеме, что и на стадии «Проект».

Раздел «Основные технические решения» содержит описание принятой на проекте структуры управления объектом; сведения о размещении пунктов управления, щитов и пультов; описание систем технологического контроля, автоматического регулирования, управления и сигнализации; сведения о вновь разрабо-

тажных приборах и средствах автоматизации; результаты инженерных расчетов систем автоматического регулирования.

Указания к монтажным чертежам содержат особенности установки технических средств и выполнения проводок, сведения о применении типовых блоков и узлов, краткие пояснения к монтажным и установочным чертежам проекта.

При одностадийном проектировании рабочего проекта в пояснительной записке дают аналогичную информацию.

### **§ 12.4. ДОКУМЕНТЫ ПРОЕКТА АСУТП**

Как упоминалось, АСУТП — система, предназначенная для управления технологическими объектами в соответствии с принятым критерием оптимальности (см. § 8.3).

В проектах АСУТП выделяют следующие группы документации: общесистемную, функциональных характеристик АСУТП (раздела идеологии АСУТП); математического, информационного, программного, технического и организационного обеспечения АСУТП.

Другим классификационным признаком проектной документации АСУТП является ее принадлежность к группам документов, необходимых для использования при капитальном строительстве объекта (для обоснования основных проектных решений, заказа комплекса технических средств и производства монтажных работ) и для использования при эксплуатации системы. Первую из указанных групп составляют большинство документов технического обеспечения АСУТП и некоторые общесистемные документы и документы функциональной части АСУТП, а также схема организационной структуры. Группу эксплуатационных документов составляют в основном комплект инструкций и руководств, входящих в состав документов организационного и программного обеспечения АСУТП, и некоторые документы информационного обеспечения и общесистемной документации.

При разработке технического проекта АСУТП исходными материалами являются утвержденное техническое задание (ТЗ) на создание АСУТП, технико-экономическое обоснование создания системы, составленное разработчиком АСУТП на стадии «Техническое задание»: научно-технические отчеты о работах, проведенных на этапах «Обследование автоматизируемого технологического процесса», «Предпроектные научно-исследовательские работы», «Эскизная разработка АСУТП»; исходные данные об объектах управления, помещениях и сооружениях.

При разработке рабочего проекта АСУТП исходными материалами являются утвержденное ТЗ на создание АСУТП; утвержденный технический проект АСУТП; исходные данные об объектах.

Проектирование АСУТП осуществляется в соответствии с требованиями ГОСТ 24.001—82, ГОСТ 24.103—84 и др. Основным является ГОСТ 24.001—82 «Единая система стандартов автоматизированных систем управления. Общие положения», в нем приведены термины и определения, виды и комплектность документов, обозначение документов, требования к выполнению текстовых документов и схем и т. д.

При выборе управляющих вычислительных комплексов (УВК) для АСУТП учитывают следующие характеристики УВК:

быстродействие, характеризующееся длительностью цикла обращения к памяти ЭВМ (0,1—1,5 мкс), максимальным быстродействием по операциям сложения (0,1 — 1 млн. операций/с), средним быстродействием (0,04—0,4 млн. операций/с);

объем оперативной памяти (4—512 тыс. слов); объем внешней памяти (может наращиваться до желаемой величины);

характеристика каналов: в УВК высокой производительности каналы для подключения внешних устройств делятся на два типа (селекторный для быстродействующих и мультиплексный для медленнодействующих внешних устройств);

характеристика программного обеспечения, которая включает совокупность программ, хранящихся в памяти машины или вводимых с различных носителей; программное обеспечение делится на внутреннее (системное) и внешнее (прикладное). Первое состоит из программ так называемой оперативной системы (ОС) и служит для управления узлами машины. Сюда входят программы-трансляторы (для перевода программы с алгоритмического языка на машинный), тестовые, диагностические и отладочные программы. Операционная система обеспечивает четыре режима работы УВК: индивидуальный — решение отдельной задачи; пакетной обработки — группа задач последовательно вводится для решения в оперативную память; мультипрограммный — группа задач решается одновременно по нескольким программам (с прерыванием); распределения времени — развитая форма многопрограммной работы с предоставлением нескольким потребителям возможности одновременного общения через устройства ввода — вывода.

Внешнее программное обеспечение служит для решения собственно задач АСУТП и содержит алгоритмические языки; компиляторы и трансляторы; библиотеку стандартных программ; индивидуальные программы для решения специфических задач АСУТП. Внешнее программное обеспечение применительно к АСУТП на ОФ должно строиться с учетом технологических закономерностей. При разработке внешнего программного обеспечения перспективны пакеты прикладных программ (например, для реализации стабилизирующих или измерительных алгоритмов).

*Рекомендации по выбору УВК для АСУТП и АСУП: на\* уровне отдельных технологических аппаратов целесообразно использовать агрегатные комплексы ГСП; на уровне технологических процессов — однопроцессорные УВК АСВТ-М и СМ ЭВМ, для реализации стабилизирующего и оптимизирующего управления группами аппаратов; на уровне цехов — УВК АСВТ-М, М6000, М7000, М400, СМ ЭВМ; на уровне предприятия (ОФ, ПО) — УВК АСВТ-М типа М4030 (по классам управленческих задач реального времени), типа М5000 и серии ЕС ЭВМ по классам задач планирования и экономики. Эти рекомендации учитывают тенденцию создания интегрированных иерархических систем управления, где верхний уровень решает задачи АСУТП и связан с АСУТП автоматическим (или автоматизированным) обменом информацией. К этим рекомендациям надо подходить с учетом быстрого непрерывного развития отечественных УВК и ГСП.*

#### § 12.5. ПРИМЕР ПРОЕКТА АСУТП ДЛЯ ФЛОТАЦИОННОЙ ОФ

АСУТП предназначена для ОФ с получением концентрата заданного качества [21].

В основу организационной структуры управления технологическим процессом фабрики положен иерархический принцип с тремя уровнями управления: диспетчерский уровень управления; операторский уровень управления; уровень управления технологического персонала на рабочих местах (рис. 12.2).

Общее руководство осуществляет диспетчер фабрики.

Оперативное управление технологическими процессами осуществляется оператором главного корпуса и мастерами смен дробильного отделения, реагентного корпуса и отделения флотирования и сушки.

Функциональная схема автоматизации *КО/НИ/СУ крупного дробления и корпуса додраблевания* (рис. 12.3) предусматривает контроль: наличия постели на пластинчатых питателях; количества руды, поступающей на фабрику; наличия металла на конвейере; верхнего уровня руды на складе крушюдробления; руды; перегрева подшипников дробилок; мощности дробилок.

Функциональная схема автоматизации *отделения измельчения* в главном корпусе (см. рис. 12.3) предусматривает:

контроль массы руды, поступающей в главный корпус; расхода руды, поступающей в мельницы самоизмельчения и шаровые мельницы I стадии измельчения; перегрева подшипников мельниц; давления масла в подшипниках мельниц самоизмельчения; расхода воды, поступающей в мельницы и классификаторы; плотности пульпы на сливе классификаторов и гидроцик-

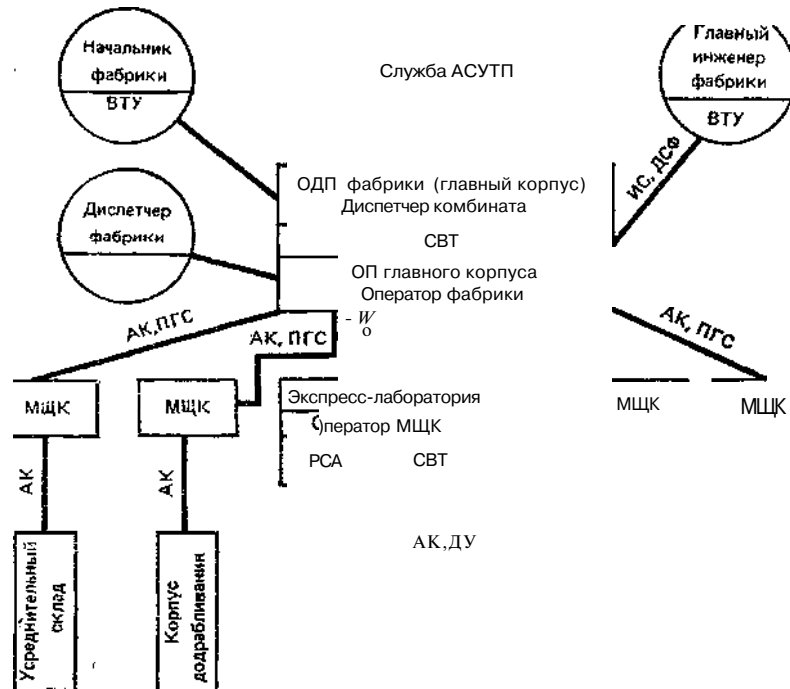


Рис. 12.2. Структурная схема управления в АСУТП:

ВТУ — видеотерминальное устройство; ОДП — оперативно-диспетчерский пункт; ОП — операторский пункт; СВТ — средства вычислительной техники; ИС — информационная связь; ДСФ — диспетчерская связь фабрики; АК — автоматический контроль; ПГС — производственная громкоговорящая связь; АР — автоматическое регулирование; МЩК — местные щиты контроля; ДУ — дистанционное управление; РСА — рентгеноспектральный анализ

лонов; мощности, потребляемой мельницами; рН пульпы на сливе классификаторов; концентрации ксантогената перед пенной сепарацией; окислительно-восстановительного потенциала перед пенной сепарацией; уровня пульпы в зумпфах Песковых насосов;

регулирование подачи руды в мельницы, соотношения вода—руда в мельницы, плотности пульпы на сливе классификаторов и гидроциклонов.

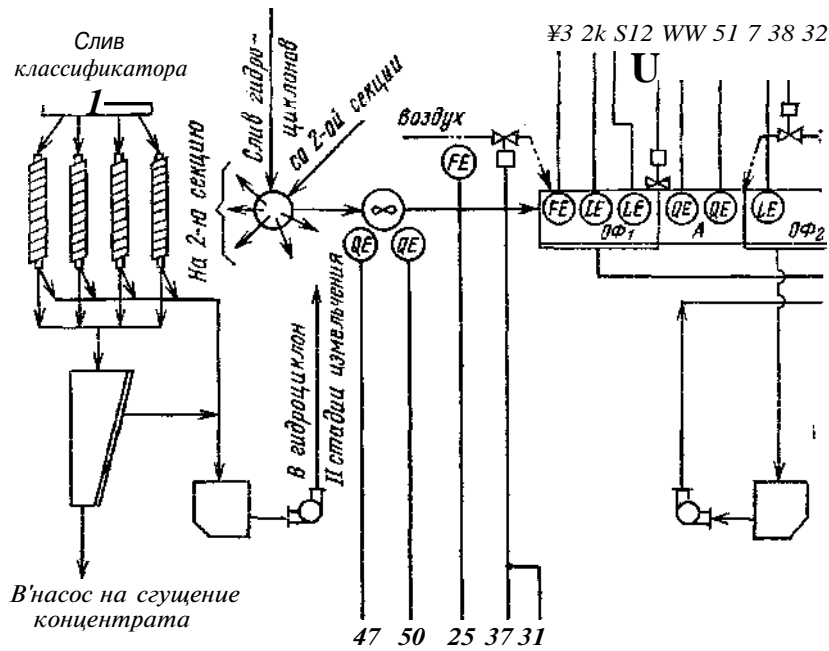
Функциональная схема автоматизации *отделения флотации* в главном корпусе (рис. 12.4) предусматривает:

контроль уровня пульпы в зумпфах Песковых насосов и во флотационных машинах; уровня пены в I основной флотации; расхода воздуха, поступающего во флотационные машины; расхода пульпы, поступающей в I основную флотацию и во II пе-

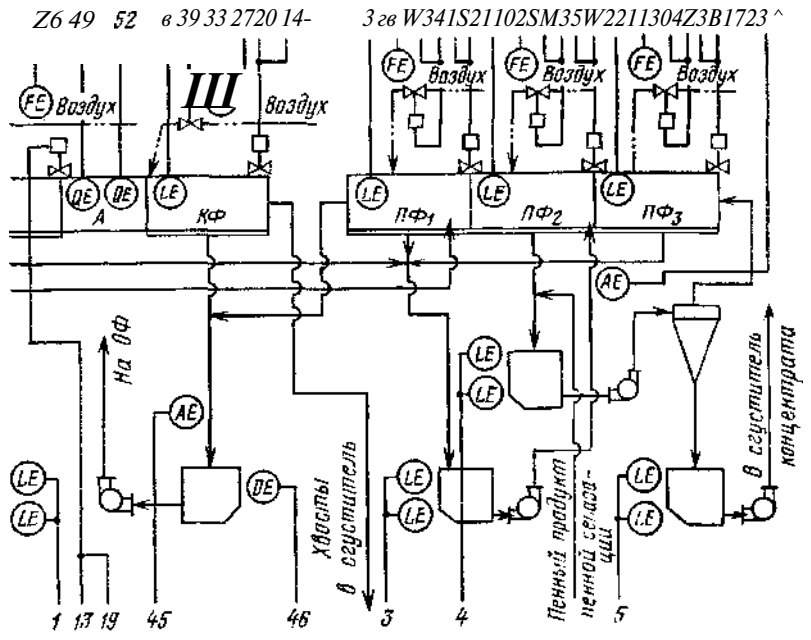
речистку; плотности пульпы перед I основной флотацией; концентрации ксантогената в I основной флотации и перемешивании; окислительно-восстановительного потенциала в I основной флотации и перемешивании; подачи реагентов по расходу твердого, рН, концентрации ксантогената и окислительно-восстановительного потенциала;

регулирование уровня пульпы во флотационных машинах; подачи воздуха во флотационные машины; подачи реагентов по расходу твердого; концентрации ксантогената и окислительно-восстановительного потенциала.





УЗ 2k S12 WW 51 7 38 32



Z6 49 52 в 39 33 2720 14- 3 зв W341S21102SM35W2211304Z3B1723 ^

1\*5 В-11 12-17 18-23 2\* 25-30 31-39 37-42 43

I Приборы  
\ месту

(ш)(ф) Фчу (FY

И @ @ (R), "И)

It \* <MГ -0-0 6 6

Регулирование уровня пульпы во флотомашине III Регулирование подачи воздуха во флотомашину б; с:

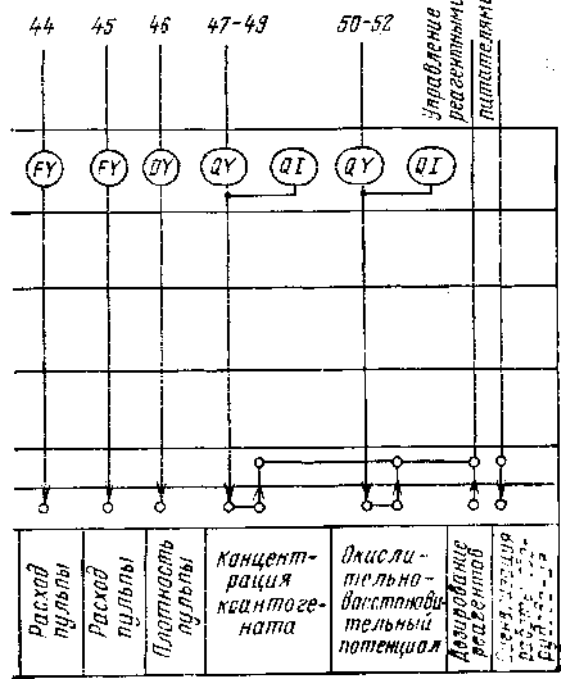


Рис. 12.4. Функциональная схема автоматизации отделения флотации:  
(К) (Д) (Ф) — соответствующие первая и вторая оеомия флотация; А — лисия; КФ — котрольная флотация; ПФ — Ф. ПФ — соответ- ИИНО первая, вторя я третья перечистная флотация (условные обозна- чения выполнены по ОСТ 36-27-77)

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Автоматизация* управления обогатительными фабриками/Б. Д. Кошарский, А. Я- Ситковский, А. В. Красномовец и др. — М., Недра, 1977.
2. *Автоматизация* производства на углеобогатительных фабриках/Л. Г. Мелькумов, В. А. Ульшин, М. А. Бастунский и др. — М., Недра, 1983.
3. *Альбов М. Н.* Опробование месторождений полезных ископаемых. М., Недра, 1975.
4. *Большаков А. Ю.* Системы ядерно-физического опробования для управления качеством руд. М., Недра, 1979.
5. *Головков Б. Ю., Колликов Г. Г., Рейбман Л. А.* Автоматизация калийных обогатительных фабрик. М., Недра, 1983.
6. *Каган Б. М.* Электронные вычислительные машины и системы. М., Энергия, 1979.
7. *Карпенко Н. В.* Опробование и контроль качества продуктов обогащения руд. М., Недра, 1987.
8. *Кипнис Ш. Ш.* Технологический контроль на углеобогатительных фабриках. М., Недра, 1985.
9. *Климовицкий М. Д., Шишкинский В. И.* Приборы автоматического контроля в металлургии: Справочник. М., Металлургия, 1979.
10. *Ковин Г. М., Машевский Г. Н.* Системы автоматического контроля и управления технологическими процессами флотационных фабрик. М., Недра, 1981.
11. *Козин В. З.* Опробование и контроль технологических процессов обогащения. М., Недра, 1985.
12. *Козин В. З., Троп А. Е., Комаров А. Я.* Автоматизация производственных процессов на обогатительных фабриках. М., Недра, 1980.
13. *Куликов А. А.* Опробование золотоносных конгломератов. Новосибирск, Наука, 1982.
14. *Лукас В. А.* Основы теории автоматического управления. М., Недра, 1977.
15. *Малые ЭВМ и их применение/Ю. А. Дедов, М. А. Островский, К. В. Песелев и др.* — М., Статистика, 1980.
16. *Марюта А. Н., Качан Ю. Г., Бунько В. А.* Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик. М., Недра, 1983.
17. *Персиц В. З.* Измерение и контроль технологических параметров на обогатительных фабриках. М., Недра, 1982.
18. *Проектирование* систем автоматизации в металлургии/В. Р. Ксендзовский, В. Ф. Лебедин, Б. М. Мирон и др.—М., Металлургия, 1983.
19. *Серго Е. Е.* Опробование и контроль технологических процессов обогащения. Киев, Вища школа, 1979.
20. *Сорокер Л. В., Швиденко А. А.* Управление параметрами флотации. М., Недра, 1979.
21. *Справочник* по проектированию рудных обогатительных фабрик. М., Недра, 1988.
22. *Стальский В. В.* Автоматизация управления процессами обезвоживания на обогатительных фабриках. М., Недра, 1977.
23. *Тихонов О. Н.* Закономерности эффективного разделения минералов в процоп-ных обогащения полезных ископаемых. М., Недра, 1984.
24. *Тихонов О. Н.* Автоматизация производственных процессов на обогатительных фабриках. М., Недра, 1985.
25. *Троп А. Е., Козин В. З., Прокофьев Е. В.* Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик. М., Недра, 1986.
26. *Хан Т. А.* Опробование и контроль технологических процессов обогащения. М., Недра, 1979.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие. . . . .	3
Введение. . . . .	4
Глава 1. Опробование — способ получения информации о свойствах руд и продуктов обогащения. . . . .	9
§ 1.1. Общая схема опробования. . . . .	9
§ 1.2. Основные определения. . . . .	11
§ 1.3. Организация опробования и контроля. . . . .	12
§ 1.4. Системы отбора и подготовки проб руды. . . . .	15
§ 1.5. Системы отбора и подготовки проб пульпы. . . . .	16
§ 1.6. Анализ — измерение массовой доли компонентов. . . . .	22
Глава 2. Теория отбора проб. . . . .	32
§ 2.1. Характеристика опробуемых массивов. . . . .	32
§ 2.2. Закономерное изменение распределений с увеличением массы точечных проб. . . . .	36
§ 2.3. Закономерное изменение распределений с увеличением массовой доли компонентов. . . . .	38
§ 2.4. Закономерное изменение распределений с увеличением размера кусков. . . . .	39
§ 2.5. Дисперсия покускового опробования. . . . .	41
§ 2.6. Максимальная дисперсия покускового опробования. . . . .	43
§ 2.7. Вероятная систематическая погрешность и ураганные пробы. . . . .	44
§ 2.8. Минимальная масса пробы. . . . .	46
§ 2.9. Число точечных проб при случайном изменении свойств массива. . . . .	53
§ 2.10. Зависимость минимальной массы объединенной пробы от массы точечной пробы. . . . .	55
§ 2.11. Оптимальный пробоотбор. . . . .	55
§ 2.12. Три варианта расчета параметров отбора проб. . . . .	57
§ 2.13. Минимальная масса пробы для определения ммеховой доли класса крупности. . . . .	62
Глава 3. Способы и средства отбора и подготовки проб. . . . .	63
§ 3.1. Отбор проб и опробование неподвижных масс. . . . .	63
§ 3.2. Отбор и опробование потоков. . . . .	66
§ 3.3. Пробоотбиратели, выделяющие пробу из потоков способом поперечных сечений. . . . .	69
§ 3.4. Пробоотбиратели для отбора проб способом продольных сечений. . . . .	80
§ 3.5. Пробоотбиратели, основанные на способе извлечения элементов потока. . . . .	82
§ 3.6. Схемы подготовки проб. . . . .	83
§ 3.7. Дробление, измельчение и грохочение проб. . . . .	86
§ 3.8. Обезвоживание проб. . . . .	88
§ 3.9. Перемешивание проб. . . . .	89
§ 3.10. Сокращение проб. . . . .	91
§ 3.11. Пробообразделочные машины. . . . .	91
Глава 4. Погрешность результата и расчет параметром опробования. . . . .	97
§ 4.1. Структура погрешности результата опробования. . . . .	97
§ 4.2. Систематическая погрешность результата. . . . .	НК)
§ 4.3. Проектирование системы опробования. . . . .	Ю5

Глава 5. Технологический и товарный балансы . . . . .	.111
§ 5.1. Технологический баланс . . . . .	.111
§ 5.2. Товарный баланс . . . . .	.118
§ 5.3. Измерение масс, расходов, плотности и влажности . . . . .	.120
§ 5.4. Невязка . . . . .	.123
§ 5.5. Погрешности невязки . . . . .	.124
§ 5.6. Анализ невязки . . . . .	.126
§ 5.7. Товарное извлечение . . . . .	.130
§ 5.8. Расчет товарного баланса . . . . .	.132
Глава 6. Измерительные системы и контроль процессов обогащения . . . . .	.135
§ 6.1. Датчики . . . . .	.135
§ 6.2. Измерение уровня (запаса) и расхода (потока) сыпучих материалов, жидкостей, пульп . . . . .	.139
§ 6.3. Измерение состава вещества физико-химическими методами . . . . .	.143
§ 6.4. Измерение состава вещества физическими методами . . . . .	.148
§ 6.5. Измерение состава с помощью световых и ядерных излучений . . . . .	.152
§ 6.6. Измерительные приборы . . . . .	.156
Глава 7. Автоматические системы регулирования (АСР) . . . . .	.161
§ 7.1. Принцип регулирования по возмущению. АСР без обратной связи . . . . .	.161
§ 7.2. Принцип регулирования по отклонению. АСР с обратной связью . . . . .	.164
§ 7.3. Комбинированное регулирование. Принцип инвариантности . . . . .	.165
§ 7.4. Принцип статического экстремального регулирования . . . . .	.167
§ 7.5. Математический аппарат для описания статических и динамических характеристик звеньев и автоматических систем . . . . .	.169
§ 7.6. Характеристики элементарных звеньев . . . . .	.173
§ 7.7. Передаточные функции соединений звеньев, типовых регуляторов, измерительных систем и АСР . . . . .	.177
§ 7.8. Методы экспериментального определения характеристик объектов автоматизации и других звеньев . . . . .	.180
§ 7.9. Классификация АСР, действия ЭВМ при реализации алгоритмов управления в АСУТП и АСР . . . . .	.185
Глава 8. Алгоритмы и технические средства управления АСУТП . . . . .	.187
§ 8.1. Стабилизирующие и экстремальные регуляторы . . . . .	.187
§ 8.2. Агрегатные комплексы ГСП . . . . .	.194
§ 8.3. Обеспечение АСУТП . . . . .	.196
§ 8.4. Современные алгоритмы управления и их реализация с помощью УВМ . . . . .	.199
Глава 9. Расчеты при анализе и проектировании АСР и АСУТП . . . . .	.205
§ 9.1. Анализ динамических погрешностей. Синтез измерительных алгоритмов . . . . .	.205
§ 9.2. Анализ устойчивости САУ . . . . .	.209
§ 9.3. Анализ качества регулирования линейных САУ . . . . .	.212
§ 9.1. Проектирование и настройка стабилизирующих САУ . . . . .	.214
Глава 10. Автоматизация процессов рудоподготовки . . . . .	.218
§ 10.1. о целях автоматизации рудоподготовки . . . . .	.218
§ 10.2. Стабилизация материального потока и запаса . . . . .	.221
§ 10.3. Линеаризация уравнений объектов. Технологические линии . . . . .	.224
§ 10.4. Статика и динамика материального потока для замкнутого цикла измельчения . . . . .	.225
§ 10.5. Закономерности дробления и измельчения в задачах АСУТП . . . . .	.231

§ 10.6. Методы автоматической стабилизации запаса, потока и гранулометрического состава в процессах дробления. Перспективы оптимизации . . . . .	.236
§ 10.7. Автоматическая стабилизация плотности пульпы и гранулометрического состава, потока и запаса в процессах измельчения . . . . .	.242
§ 10.8. Анализ влияния дрейфа статических характеристик на работу САУ, стабилизирующих поток и запас в процессах дробления и измельчения . . . . .	.246
§ 10.9. Оптимизирующая корректировка задания САУ, стабилизирующих запас . . . . .	.249
§ 10.10. Динамическая максимизация производительности цикла измельчения . . . . .	.250
§ 10.11. Статическая максимизация производительности и энергетического КПД процессов измельчения. АСУТП . . . . .	.253
Глава 11. Автоматизация обогатительных сепарационных процессов . . . . .	.257
§ 11.1. Цель автоматизации сепарационных процессов. Связь с рудоподготовкой . . . . .	.257
§ 11.2. Стабилизация состава продуктов и сред . . . . .	.260
§ 11.3. Сепарационные характеристики обогатительных аппаратов. Выбор границ разделения . . . . .	.265
§ 11.4. Автоматическая стабилизация границ разделения сепараторов . . . . .	.274
§ 11.5. Приближение сепарационной характеристики к идеальному ступенчатому закону . . . . .	.287
§ 11.6. Сепарационные характеристики схем обогащения и автоматическое управление ими с помощью АСУТП . . . . .	.291
§ 11.7. Автоматизация процессов гравитационного обогащения . . . . .	.299
§ 11.8. Автоматизация процессов магнитного обогащения . . . . .	.303
§ 11.9. Автоматизация процессов флотации . . . . .	.307
§ 11.10. Автоматизация вспомогательных процессов . . . . .	.316
Глава 12. Проекты автоматизации ОФ . . . . .	.323
§ 12.1. Состав проектных чертежей и текстов (краткое описание) . . . . .	.323
§ 12.2. Функциональные схемы . . . . .	.324
§ 12.3. Текстовые материалы проекта автоматизации . . . . .	.330
§ 12.4. Документы проекта АСУТП . . . . .	.331
§ 12.5. Пример проекта АСУТП для флотационной ОФ . . . . .	.333
Список литературы . . . . .	.340

УЧЕБНОЕ ИЗДАНИЕ

**Козин Владимир Зиновьевич**  
**Тихонов Олег Николаевич**

**ОПРОБОВАНИЕ, КОНТРОЛЬ И АВТОМАТИЗАЦИЯ  
ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ**

Заведующий редакцией *О. И. Паркани*  
Редактор издательств *Л. М. Неваева*  
Технический редактор *С. Г. Веселкина*  
Корректор *К. И. Савенкова*

ИБ № 7642

Сдано в набор 17.08.89. Подписано в печать 05.02.90. Т-07320. Формат 60X90/6- Бумага тип. № 1. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл.-печ. л. 21,05. Усл. кр.-отт. 21,05. Уч.-изд. л. 23,33. Тираж 3180 экз. Заказ 1686/1710-9. Цена 1 р. 10 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра»,  
125047, Москва, пл. Белорусского вокзала, б

Набрано в Ленинградской типографии №4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой Государственного комитета СССР по печати. 191126. Ленинград, Социалистическая ул., 14.

Отпечатано в Ленинградской типографии № 4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой Государственного комитета СССР по печати. 190000, Ленинград, Прачечный переулок, 6