

Г. БЕДРАНЬ

МАШИНЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Допущено Министерством высшего
и среднего специального образования СССР
в качестве учебного пособия
для студентов вузов,
обучающихся по специальности
«Обогащение полезных ископаемых»

КИЕВ — ДОНЕЦК
ГОЛОВНОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ИЗДАТЕЛЬСКОГО ОБЪЕДИНЕНИЯ
«ВИЩА ШКОЛА»
1980

ББК 33.4—5я73

6П1.9

Б38

УДК 622.7.002.5(07)

Бедрань Н. Г. **Машины для обогащения полезных ископаемых.** У пособие для вузов.— Киев — Донецк : Вища школа. Головное изд-во, 1980.— с.—30706. 2501020000.

Подробно изучаются многие вопросы первичной обработки исходного сырья (руд, угля и пр.), различные методы и процессы обогащения полезных ископаемых, используемые при этом машины и аппараты, их устройство, принцип действия, методы надежности и автоматизации. Приводятся расчеты отдельных типов дан оборудования.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности 0204 «Обогащение полезных ископаемых», а также инженерно-технических и научных работников, слесарей институтов повышения квалификации Министерства угольной промышленности СССР.

Табл. 14. Ил. 232. Список лит.: 105 назв.

Николай Гаврилович Бедрань

**МАШИНЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Редактор В. И. Нетреба
Переплет художника А. К. Косуна
Художественный редактор С. Р. Ойхман
Технический редактор В. М. Авдеенко
Корректоры Л. И. Зотова, Н. Р. Харламова

Информ. бланк № 4803

Сдано в набор 17.04.80. Подп. в печать 03.11.80. БП 09415. Формат 60×90^{1/16}. Бумага № 3. Лит. гарн. Выс. печать. 26 печ. л. 30,4 уч.-изд. л. Тираж 2700 экз. Изд. Зак. 1252. Цена 1 р. 40 к.

Головное издательство издательского объединения «Вища школа», 252054, Киев-54, ул. Гоголевская, 7.

Отпечатано с матриц Головного предприятия республиканского производственного объединения «Полиграфкнига» Госкомиздата УССР, г. Киев, Довженко, 3 в Киевской типографии научной книги. Киев, Репина, 4. Зак. 0—905.

Б $\frac{30706-247}{M211(04)-80}$ 199,80 2501020000

© Издательское объединение «Вища школа», 1980

ПРЕДИСЛОВИЕ

Подготовка специалистов, способных решать сложные научно-технические проблемы в современных условиях,— одна из центральных задач советской высшей школы. Стране нужны деловые, компетентные люди, хорошо понимающие суть экономической политики партии и умеющие сочетать теоретические знания с конкретными вопросами производства.

В постановлении ЦК КПСС и Совета Министров СССР «О дальнейшем развитии высшей школы и повышении качества подготовки специалистов» подчеркивается особая необходимость обеспечения кадрами таких ведущих отраслей народного хозяйства как металлургия, горно- и нефтедобывающая промышленность [2].

В настоящее время горные и другие вузы страны выпускают значительное количество инженеров (механиков, энергетиков и др.), которым приходится в той или иной мере заниматься вопросами предварительной обработки добытого минерального сырья с целью его последующего использования. Быстро прогрессирующая техника и технология обогащения полезных ископаемых требуют систематического обновления и углубления соответствующих знаний студентов. Анализ же имеющейся учебной литературы по основным курсам данной специальности свидетельствует о том, что в ней рассматриваются главным образом теоретические аспекты технологии отдельных процессов обогащения и в меньшей степени акцентируется внимание на вопросах практического применения машин и аппаратов, их совершенствования и разработки новых конструкций. Между тем горно-обогатительное оборудование в качественном и прикладном отношении стремительно развивается. Этим положением, по нашему мнению, и определяется целесообразность издания настоящего учебного пособия. Пред-

ставляется также целиком оправданным включение в данную книгу материала о лабораторном обогатительном обогатительном обогащении, что должно способствовать расширению учебных исследовательских работ студентов (УИРС) в стенах вуза, активизации практических занятий — эффективных форм «закрепления знаний и проявления творческих способностей студентов» [2].

Автор выражает искреннюю благодарность доц. В. С. Замыцкому, оказавшему помощь в подготовке главы «Машины и аппараты для магнитного обогащения», а также рецензентам проф. К. Г. Руденко и доц. Н. Д. Оглоблину за ценные советы по улучшению содержания рукописи.

Все замечания и пожелания читателей, направленные на улучшение содержания предлагаемой книги, просим направлять по адресу: 252054, Киев-54, ул. Гоголевская, 7, Головное издательство издательского объединения «Вища школа».

ВВЕДЕНИЕ

§ 1. Технология обогащения и переработки полезных ископаемых

Добываемые из недр земли полезные ископаемые (за редким исключением) не могут использоваться в своем первоначальном виде для непосредственного производства из них при термической или химической переработке металлов либо других сравнительно однородных чистых продуктов: кокса, химических удобрений и пр. Это связано с тем, что конечные технологические процессы переработки полезного ископаемого становятся технико-экономически целесообразными только при содержании в нем определенного минимума ценного компонента (например, металла или минерала).

Содержание металлов в концентратах, требующихся для металлургической плавки, должно быть значительно выше, чем в добываемых рудах, — иногда в десятки и сотни раз (табл. 1).

Повышение концентрации ценных компонентов в поступающем сырье осуществляется путем применения ряда технологических операций, в общем случае называемых процессами обогащения. По своему назначению эти операции подразделяются на подготовительные, собственно обогатительные, вспомогательные и операции производственного обслуживания.

Цель **подготовительных операций** — раскрытие рудных минералов, то есть механическое разрушение сростков рудообразующих минералов различного состава и пустой породы. Задачей в данном случае может быть также подготовка минералов по крупности или их усреднение для получения однородной по составу механической смеси, обуславливающей эффективность дальнейшего обогащения.

Подготовительные операции включают процессы усреднения, дробления, измельчения, грохочения и классификации.

Обогатительные операции — это механическое разделение смесей минералов, обладающих различными физическими и физико-химическими свойствами, на ряд продуктов с повышенным или значительным содержанием ценных компонентов — соответственно концентраты или отходы (хвосты). В последних (по сравнению с исходной рудой) содержание неизвлекаемых минералов, как правило, возрастает. Однако этот продукт можно назвать отходами

Таблица 1. Сравнительные данные о содержании некоторых металлов в добываемой руде и концентратах

Металл	Содержание металла, %	
	в руде	в концентратах
Железо	30—40	46—70
Марганец	15—25	30—55
Свинец	1—3	30—70
Цинк	1—4	40—53
Медь	0,4—1,5	10—45
Олово	0,1—1,0	40—60
Молибден	0,06—0,5	47—50
Вольфрам	0,05—0,2	60—65

лишь применительно к данной технологии обогащения. При соответствующих условиях он может стать исходным сырьем для дальнейшей переработки или конечным продуктом определенного назначения. Современные тенденции развития обогащения направлены на комплексное использование всех компонентов полезных ископаемых и создание безотходной технологии переработки.

Классификация применяемых основных методов и процессов обогащения приведена на рис. 1

Расположение их на схеме соответствует последовательности, рекомендуемой Комитетом технической терминологии АН СССР [72].

Методы обогащения различают по основным физическим или физико-химическим свойствам минералов, используемым для их разделения: плотности, магнитной восприимчивости, электропроводности смачиваемости (естественной или искусственной), радиоактивности оптическим свойствам и др.

Процессы, относящиеся к тому или иному методу обогащения, отличаются разнообразием дополнительно используемых разделяющих сил и конструктивным исполнением машин и аппаратов.

Наиболее распространенные методы обогащения — флотационный, гравитационный, магнитный и электрический. Другие методы и процессы находят ограниченное применение, однако их значение может быть весьма перспективным. Это — магнитогидродинамическое обогащение, селективная коагуляция и пр. Они будут развиваться вследствие непрерывного ухудшения качества добываемого сырья и по мере совершенствования смежных областей техники и химической технологии.

При **вспомогательных операциях** продукты обогащения доводятся до требуемых кондиций по влажности, крупности, сортности и другим параметрам. В данном случае осуществляются процессы сгущения, фильтрования, сушки, грохочения и пр. К вспомогательным операциям относятся также регенерация оборотных вод с целью повторного использования и очистки их перед сбросом.

Операции производственного обслуживания обеспечивают непрерывность и стабильность технологических процессов переработки полезного ископаемого. Сюда относятся внутризаводской транспорт сырья и продуктов обогащения, водо- и электроснабжение, доставка сжатого воздуха, технический контроль, механизация, автоматизация и т. п.

Качество товарных концентратов (по содержанию в них ценных компонентов, балластных или вредных примесей) регламентируется соответствующими техническими условиями (ТУ) или государственными стандартами (ГОСТ).

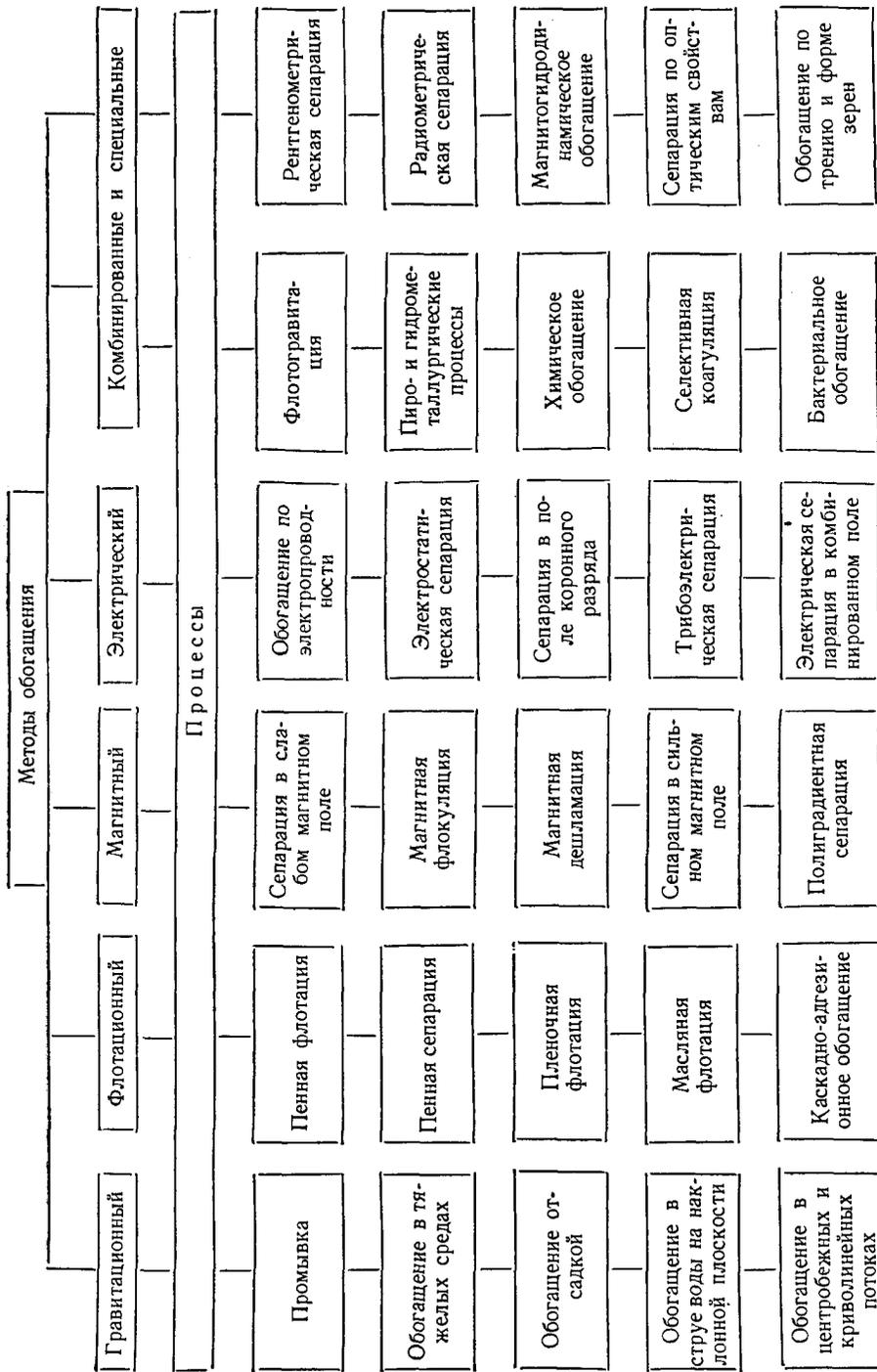


Рис. 1. Классификация основных методов и процессов обогащения полезных ископаемых.

Качество отходов (хвостов) также регламентируется нормами допустимых потерь в них ценных компонентов и другими параметрами, связанными с условиями транспортирования этих отходов и их складирования, с рациональным использованием земельных угодий и охраной окружающей среды.

Результаты обогащения оцениваются с помощью ряда общепринятых показателей. При разделении исходного продукта только на два конечных продукта — концентрат и отходы — справедливо следующее уравнение, полученное на основе баланса масс продуктов (%):

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu} 100, \quad (1)$$

где γ_k — выход концентрата, %;

α — содержание ценного компонента в исходном продукте, поступающем на обогащение, %;

ν и β — то же соответственно в отходах и концентрате, %.

Выраженное в процентах отношение количества ценного компонента в концентрате к его количеству в исходном продукте ϵ_k или ϵ называют извлечением:

$$\epsilon_k = \frac{\gamma_k \beta}{\alpha}. \quad (2)$$

Извлечение ценного компонента в отходы ϵ_o (%) определяется как

$$\epsilon_o = \frac{(100 - \gamma_k) \nu}{\alpha}. \quad (3)$$

Суммарное извлечение ценного компонента в продукты обогащения (%) всегда

$$\epsilon_k + \epsilon_o = 100. \quad (4)$$

При оценке технологической эффективности процессов обогащения η (%) наиболее часто пользуются выражением (формулой Луйкена — Хенкока)

$$\eta = \frac{\epsilon_k - \gamma_k}{100 - \alpha_m} 100, \quad (5)$$

где α_m — содержание минерала в исходной руде.

Например, при обогащении железной магнетитовой руды величина α_m равна отношению содержания металла в исходном сырье к содержанию этого же металла в магнетите Fe_3O_4 , которое составляет 72,4%, то есть $\alpha_m = \alpha/0,724$.

§ 2. Структура современного горно-обогатительного предприятия

Современное горно-обогатительное предприятие может представлять собой единый комплекс карьеров, цехов и участков по добыче исходной руды, ее транспортированию, дроблению, измельчению, обогащению, обезвоживанию, окомкованию получаемых концентратов и складированию отходов производства. Наряду с этим имеется

большое количество обогатительных фабрик (ОФ). К примеру, в угольной промышленности функционируют ЦОФ*, обладающие статусом самостоятельного предприятия и обогащающие полезное ископаемое, добываемое на ряде шахт (карьеров), территориально расположенных на значительных расстояниях.

Обогатительные фабрики в зависимости от сложности технологических схем, производительности по исходной руде (для самых мощных ОФ — 50 млн. т/год) размещаются в одном или нескольких зданиях, объединенных транспортными коммуникациями: конвейерными галереями, трубопроводами и т. д.

Технологическая схема обогащения минерального сырья включает совокупность последовательных операций, которым оно подвергается на ОФ. Графическое изображение такой последовательности, а также результатов соответствующей обработки полезного ископаемого может носить различное наименование.

Технологическая (принципиальная) схема обогащения характеризует только последовательность операций и наименование конечных продуктов.

Качественно-количественная схема дает дополнительную информацию о качестве (по содержанию ценного компонента) и количестве (по выходу и массе) продуктов разделения или смешения в любой технологической операции.

Водно-шламовая схема характеризует распределение воды по операциям и содержанию ее в отдельных продуктах переработки**, а *схема цепи аппаратов* — последовательность переработки полезного ископаемого в тех или иных машинах (изображенных условными фигурами), начиная с поступления исходного сырья и кончая выдачей товарных продуктов (концентратов) и отходов. На схеме цепи аппаратов обычно указываются их тип, размер и число.

Все ОФ по виду перерабатываемых полезных ископаемых условно делятся на три группы фабрик для обогащения:

- руд цветных и редких металлов;
- руд черных металлов;
- неметаллического сырья.

На рис. 2 представлена схема цепи аппаратов фабрики для обогащения руд цветных металлов. Исходная полиметаллическая (медно-цинково-пиритная) руда, доставляемая из карьера железнодорожным или автомобильным транспортом, поступает в приемные бункеры и далее проходит ряд машин и аппаратов различного назначения. Основным методом обогащения здесь — флотация. В результате довольно сложного технологического процесса получают товарные концентраты (медный, цинковый, пиритный) и хвосты, направляемые в отвал.

Схема цепи аппаратов фабрики для обогащения железных руд Криворожского бассейна показана на рис. 3. Исходное сырье — магнетитовые кварциты. Руда поступает из карьера в самопрокидывающихся

* Центральные обогатительные фабрики.

** Качественно-количественная и водно-шламовая схемы изображаются главным образом в совмещенном виде на одном чертеже.

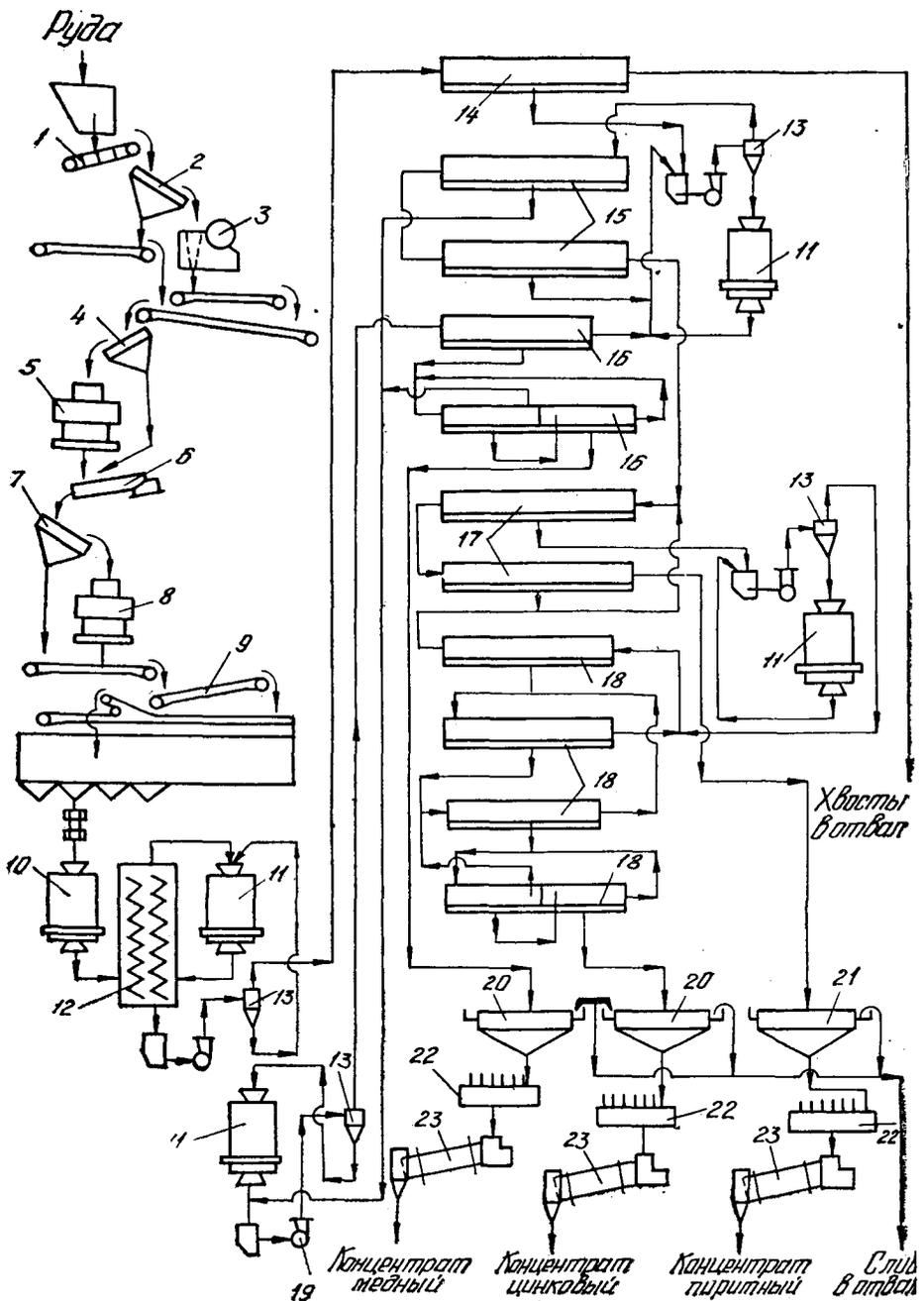


Рис. 2. Схема цепи аппаратов для обогащения руд цветных металлов:

1 — пластинчатый питатель; 2 — колосниковый грохот; 3 — щековая дробилка; 4 — колосниковый грохот; 5 — конусная дробилка среднего дробления КСД; 6 — электровибрационный питатель; 7 — самоцентрирующийся колосниковый грохот; 8 — конусная дробилка мелкого дробления КМД; 9 — ленточные конвейеры; 10 — стержневая мельница; 11 — шаровые мельницы; 12 — двухспиральный классификатор; 13 — гидроциклоны; 14, 15 — машины соответственно для флотации: основной коллективной, основной и контрольной; 16, 17, 18 — флотационные машины для очистки черновых медных и цинковых концентратов; 19 — песковые (шламовые) насосы; 20, 21 — радиальные сгустители; 22 — дисковые вакуум-фильтры; 23 — барабанные сушилки.

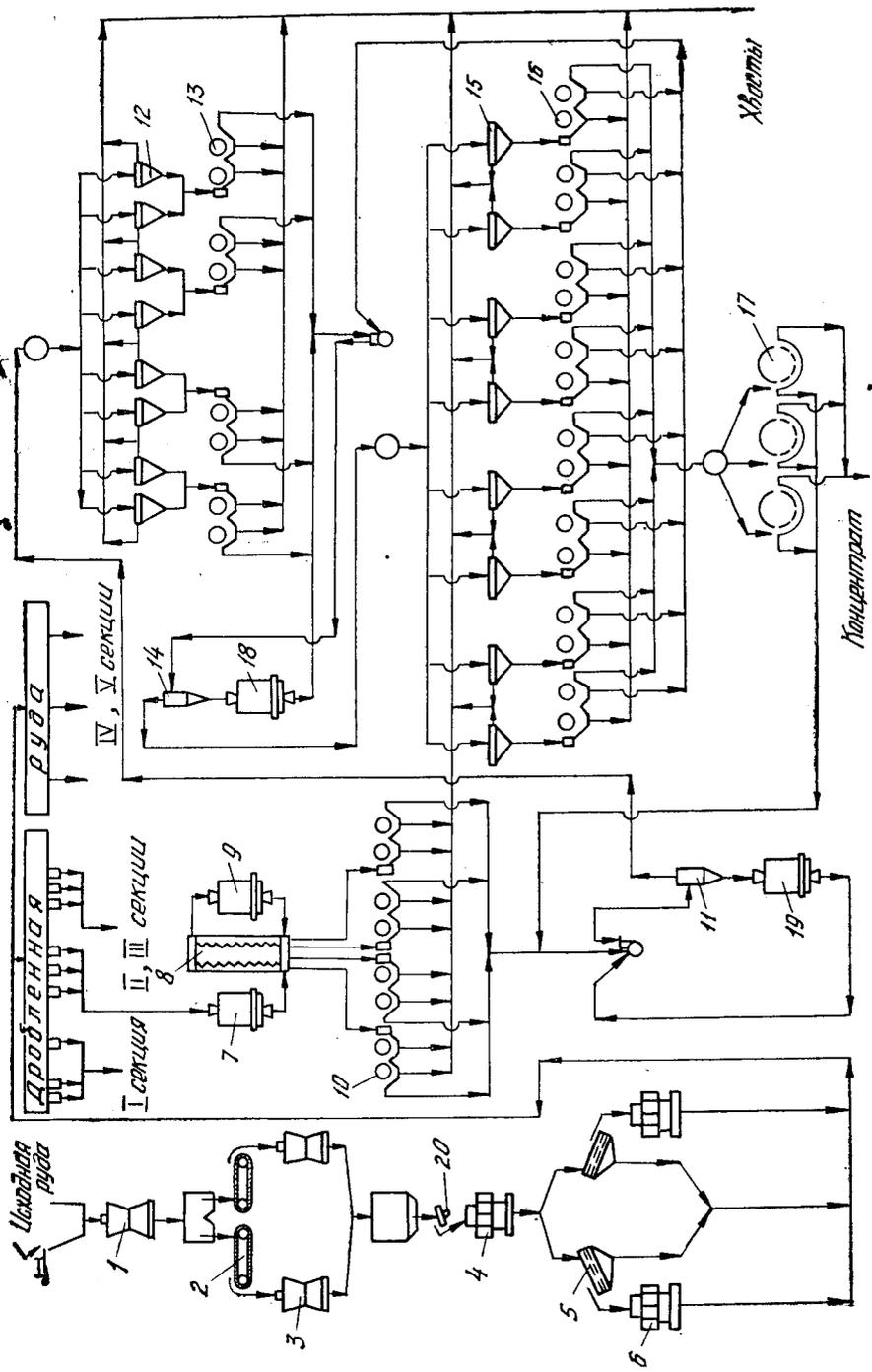


Рис. 3. Схема цепи аппаратов фабрики для обогащения магнетитовых кварцитов:

1 — конусная дробилка крупного дробления ККД; 2 — пластиновый грохот; 3 — конусная дробилка среднего класса КСД; 4 — шаровая мельница; 5 — магнитный конус; 6 — магнитный конус; 7 — дисковый вакуум-фильтр; 8 — конусная дробилка мелкого дробления КМД; 9 — шаровая мельница; 10 — магнитный конус; 11 — гидроциклон; 12 — электромагнитный конус (дешламатор); 13 — магнитный конус; 14 — гидроциклон; 15 — магнитный конус (дешламатор); 16 — магнитный конус (дешламатор); 17 — дисковый вакуум-фильтр; 18, 19 — шаровые мельницы; 20 — электрообращающий питатель.

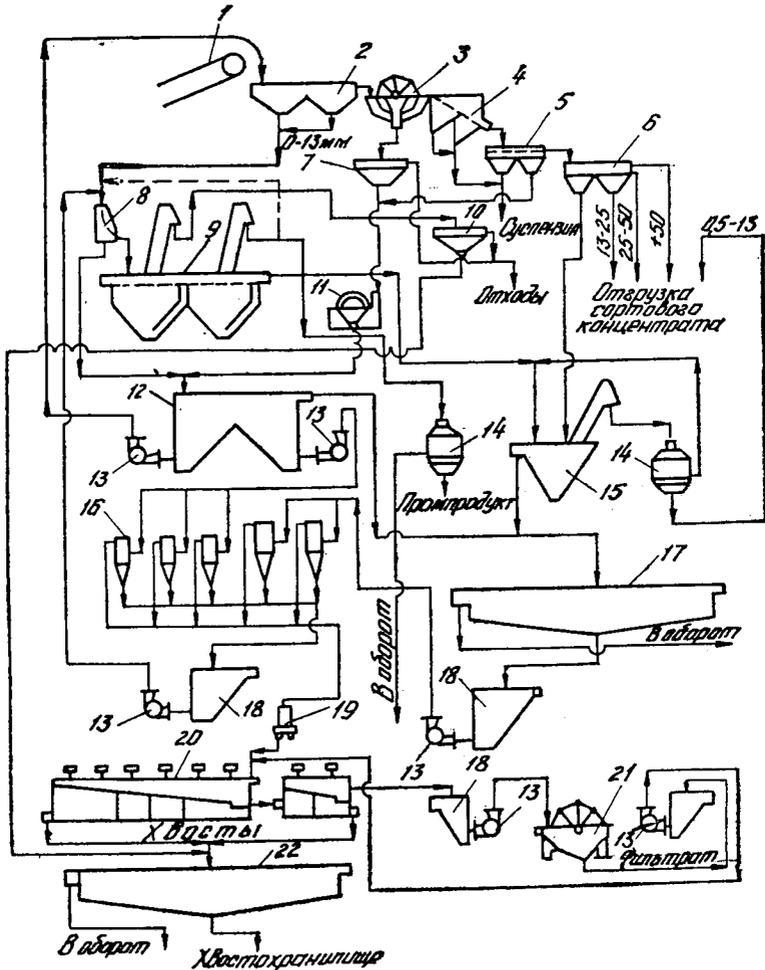


Рис. 4. Схема цепи аппаратов углеобогатительной фабрики:

1 — ленточный конвейер подачи рядового угля; 2 — механический грохот для классификации угля на машинные классы +13 и 13—0 мм; 3 — тяжелосредний сепаратор для обогащения крупного угля; 4 — неподвижный грохот для отделения кондиционной суспензии; 5 — механический грохот для отделения суспензии и отмывки магнетита; 6 — механический грохот для отсева концентрата на товарные сорта по крупности; 7 — механический грохот для отмыва магнетита от отходов; 8 — неподвижный дуровой грохот для дещламинации мелкого угля перед отсадкой; 9 — отсадочная машина; 10 — механический обезвоживающий грохот; 11 — электромагнитный сепаратор для регенерации суспензии; 12 — гидроклассификатор; 13 — шламовые насосы; 14 — фильтрующие обезвоживающие центрифуги; 15 — багерзумпф (гидроклассификатор); 16 — гидроциклоны; 17 — радиальный сгуститель; 18 — сборники шламовый вод; 19 — аппарат кондиционирования пульпы перед флотацией; 20 — флотационные машины; 21 — дисковый вакуум-фильтр; 22 — радиальный сгуститель для обработки хвостов флотации.

железнодорожных вагонах и подвергается переработке по технологической схеме со стадиями дробления (четырьмя), измельчения (тоже четырьмя) и тремя стадиями магнитной сепарации. Данная схема позволяет из руды (в ней 30—32% железа) получить концентраты с содержанием металла 62—65% (при $\epsilon_n = 69—71\%$).

На рис. 4 видим упрощенную схему цепи аппаратов фабрики для обогащения коксующихся или энергетических углей. Характерной особенностью таких фабрик является применение технологического процесса в использовании различных методов обогащения: гравитационного (крупный уголь), флотационного (шламы) и магнитного (регенерация магнетитовой суспензии). По количеству разнотипного основного и вспомогательного технологического оборудования подобные фабрики относятся к наиболее сложным обогатительным предприятиям.

Качественно-количественные показатели работы отдельных ОФ (даже обогащающих исходное сырье примерно одинакового состава) могут значительно отличаться в зависимости от принятой технологии переработки, аппаратурного оформления осуществляемых операций, степени автоматизации процессов, организации и культуры производства.

Качество товарной продукции обогатительных фабрик по содержанию ценных компонентов, вредных примесей или влаги регламентируется (зачастую — по крупности) соответствующими государственными стандартами и техническими условиями министерств и ведомств.

§ 3. Условия эксплуатации и требования, предъявляемые к обогатительным машинам

По сравнению с горнодобывающим оборудованием обогатительные машины и аппараты работают в менее тяжелых условиях. Обычно они устанавливаются стационарно в наземных зданиях и сооружениях (относительно малозапыленных помещениях) и не в стесненной обстановке. Все это значительно облегчает эксплуатацию, ремонт и автоматизацию оборудования, способствует повышению надежности его работы. Тем не менее многие обогатительные машины и аппараты с точки зрения качественного их использования находятся в весьма неблагоприятных условиях.

Высокая абразивность и твердость большинства перерабатываемых полезных ископаемых (особенно железных руд и др.) приводят к быстрому износу элементов обогатительных машин, что требует выполнения их узлов и деталей из особо прочных материалов. При этом необходимо предусматривать конструктивные возможности оперативной замены деталей, вышедших из строя.

При мокрых процессах обогащения повышенная влажность в рабочих помещениях и агрессивность высокоминерализованных оборотных вод ускоряют коррозию металлов, что резко уменьшает срок службы обогатительных машин. В связи с этим их узлы и детали целесообразно изготавливать из антикоррозийных материалов или подвергать специальному покрытию горячим цинкованием, лаками, полимерами и пр.

Значительное пылеобразование при сухих процессах дробления, грохочения и обогащения способствует проникновению пыли внутрь машин, что также снижает долговечность трущихся пар (шестерен, подшипников и т. д.).

Перечисленными выше специфическими условиями не исчерпывается все многообразие вопросов, учитываемых при проектировании, выборе и технической эксплуатации обогатительных машин и аппаратов. При решении этих вопросов необходимо всегда исходить из требований безопасности и удобства обслуживания используемого оборудования, облегчения управления и регулирования, простоты монтажа и демонтажа. Особое внимание должно уделяться изоляции токоведущих частей, заземлению корпусов и защите обслуживающего персонала от движущихся элементов.

Сложность технологического процесса обогащения полезных ископаемых обуславливается весьма различным (по физическим и физико-химическим свойствам) составом минералов, подвергаемых разделению, а также предопределяет очень большое разнообразие конструктивного исполнения обогатительных машин и аппаратов.

Для устранения необоснованной многотипности и повышения серийности обогатительных машин вводятся общесоюзные стандарты на горное оборудование, создающееся на базе типажей и размерных (параметрических) рядов. Под термином «типаж» понимается совокупность машин, представляющих экономически целесообразную и минимальную необходимую номенклатуру (при максимальной унификации узлов и деталей), полностью обеспечивающую нужды народного хозяйства в данной отрасли промышленности, в частности горной.

Размерным, или параметрическим рядом изделий одного типа называют ряд числовых значений основных параметров (либо того или иного из них), характеризующих главные эксплуатационные или производственные показатели, однозначно определяющие размеры изделия. Термин «изделие» в данном случае применим для любой системы совместно или отдельно работающих деталей (узлов, машин).

На основании многолетней практики установлено, что наилучшим рядом параметров является геометрическая прогрессия

$$u = u_1 a^{n-1}, \quad (6)$$

где u и u_1 — значения соответственно интересующего и первого членов в ряде;

a — знаменатель прогрессии, определяющий густоту этого ряда;

n — порядковый номер интересующего члена.

Существует пять основных рядов предпочтительных чисел ($R5$, $R10$, $R20$, $R40$ и $R80$), из которых в горной промышленности применяются только первые три. Каждый последующий член ряда может быть получен уменьшением предыдущего на знаменатель прогрессии ($a = \sqrt[m]{10}$), где показателем степени корня (m) является соответствующий показатель основания ряда (5, 10, 20, 40 или 80).

Если первый член ряда принять равным единице ($R1 = 1$), то 1, 2 и 3-й ряды представятся в следующем виде:

$$R5 (a = \sqrt[5]{10} = 1,60) — 1,00; 1,60; 2,50; 4,00; 6,30; 10,00 \text{ и т. д.};$$

$R10 (a = \sqrt[10]{10} = 1,25) — 1,00; 1,25; 1,60; 2,00; 2,50; 3,15; 4,00;$
5,00; 6,30; 8,00; 10,00 и т. д.;

$R20 (a = \sqrt[20]{10} = 1,12) — 1,00; 1,12; 1,25; 1,40; 1,60; 2,00; 2,24;$
2,50; 2,80; 3,15; 3,60; 4,00; 4,50; 5,00; 5,60; 6,30; 7,10; 8,00; 9,00;
10,00 и т. д.

При соответствующем выборе стараются принять во внимание ряд с ббльшим значением знаменателя прогрессии a . При этом произведение или частное двух предпочтительных чисел в ряде также является предпочтительным числом.

Приведенные данные свидетельствуют о том, что каждый последующий ряд содержит все члены предыдущего. Ряды, начиная с $R10$, имеют число $3,15 \approx \pi$, поэтому длины окружностей и площади круга также будут предпочтительными числами, если диаметр последнего взят согласно ряду. Здесь и окружные скорости — предпочтительные величины R , поскольку передаточные числа редукторов должны соответствовать ряду, а в ряде $R40$ значатся 9,60, 1,48 и 2,98, что отвечает номинальным частотам вращения асинхронных двигателей (100,8, 155,4 и 312,9 рад/с).

Могут также применяться производные ряды, получаемые из основных организованным или неорганизованным отбором чисел, в первом случае — каждого второго члена, третьего и т. д. Материалами для создания размерных рядов и типажа являются обобщенные данные о потребностях народного хозяйства в обогатительных машинах с учетом технического прогресса и масштабов развития горнорудной промышленности, предусмотренных перспективными планами. На основе технико-экономического анализа нескольких вариантов рядов определяется такой, при котором суммарные затраты на создание необходимого оборудования и его использование будут минимальными.

Рассматриваемые размерные ряды («типажи машин») широко внедряются в производство и дают большой экономический эффект. Одно из существенных требований, предъявленных к обогатительному оборудованию, — его высокие эксплуатационные качества, от которых зависит надежность работы всей технологической цепи аппаратов.

Под *надежностью* понимается способность оборудования к безотказной работе в определенных условиях за установленный отрезок времени при минимальных эксплуатационных расходах. Данное понятие тесно связано с другим — «долговечностью».

Оптимальная долговечность — это такой срок службы оборудования, при котором экономически целесообразны проведение ремонтов и дальнейшая его эксплуатация.

Надежность работы системы машины, агрегата, технологической цепи аппаратов характеризуется рядом показателей, наиболее важные из которых следующие.

Н а р а б о т к а — продолжительность или объем работы системы в определенных условиях (оценивается временем или связанными с ним показателями, например количеством дробленого продукта).

Н а р а б о т к а н а о т к а з — среднее значение наработки восстанавливаемой системы между отказами.

Т е х н и ч е с к и й р е с у р с — суммарная наработка системы за период эксплуатации до разрушения или другого предельного состояния (скажем, морального износа). Оценивается временем работы и объемом произведенной продукции.

К о э ф ф и ц и е н т г о т о в н о с т и (K_p) — отношение продолжительности безотказной работы системы за заданный период эксплуатации ($T_{б.р.}$) к сумме этой продолжительности и длительности ремонтов за то же время (T_p):

$$K_p = \frac{T_{б.р.}}{T_{б.р.} + T_p}. \quad (7)$$

В е р о я т н о с т ь б е з о т к а з н о й р а б о т ы ($P_{(t)}$) — вероятность того, что за установленный период или в пределах заданной наработки не возникнет отказа системы. Изменение величины $P_{(t)}$ (измеряемой в долях единицы) зависит от характера распределения потока отказов. При экспоненциальном законе этого распределения, что имеет место при проявлении случайных факторов отказа (не в результате постепенного износа),

$$P_{(t)} = e^{-\lambda t}, \quad (8)$$

где λ — интенсивность отказов, равная $1/T$ (здесь T — среднее время безотказной работы);

t — суммарное время работы.

Обогатительные фабрики с развитыми технологическими схемами имеют в одной последовательной цепи аппаратов до 30—40 работающих машин и агрегатов. Случайная остановка одного из механизмов приводит к неизбежной остановке всей цепи.

Величина $P_{(t)}$ для непрерывной цепи аппаратов

$$P_{(t)} = P_1 P_2 P_3 \dots P_i, \quad (9)$$

где $P_1, P_2, P_3, \dots, P_i$ — вероятности безотказной работы отдельных машин;

i — количество этих машин.

Поскольку любая величина P_i меньше единицы, произведение их будет заведомо меньше любого значения P_i . Например, если $i = 3$, $P_1 = 0,9$, $P_2 = 0,8$ и $P_3 = 0,7$, то $P_{(t)} = 0,5$.

В общем случае с увеличением количества оборудования в цепи аппаратов ее общая надежность снижается. При параллельной установке двух машин надежность эта возрастает.

Таким образом, применение недостаточно надежного единичного оборудования ведет к возникновению отказов всей технологической цепи подготовки и обогащения полезных ископаемых, нарушению

стабильности производственного процесса в целом и, как следствие, к снижению производительности, а также технологических и технико-экономических показателей.

Вопросам увеличения надежности и долговечности рабочих органов машин и оборудования, используемых на обогатительных фабриках, придается очень большое значение. В СССР и за рубежом систематически ведутся исследования по упрочнению и повышению износостойкости элементов этих машин, применению абразивостойких металлов и сплавов, а также неметаллических и композиционных материалов для изготовления деталей или покрытий.

§ 4. Общая классификация обогатительных машин и аппаратов

Многообразие методов и процессов обогащения полезных ископаемых явилось причиной создания и эксплуатации значительного количества самых различных машин и аппаратов. Под аппаратами (в отличие от машин) здесь будем понимать устройства, не имеющие электрического привода, движущихся узлов и деталей (гидроциклоны, стационарные шлюзы, винтовые сепараторы, струйные сепараторы и др.).

В настоящее время нет единой, общепринятой классификации обогатительных машин и аппаратов, что является большим неудобством при их выборе, сравнительной оценке, анализе достоинств и недостатков.

В литературных источниках (монографиях, справочниках, учебниках и т. д.), а также в проектной и технической документации находим самые различные наименования для одной и той же машины или аппарата. В других случаях под идентичным названием значит оборудование, не имеющее общего видового или конструктивного признака. К примеру, пневмомеханическая флотационная машина может иметь наименования: механическая флотационная с дополнительной подачей воздуха, механико-пневматическая флотационная, субаэрационная флотационная, комбинированная флотационная и т. д.

Принятая в настоящей книге общая (и по отдельным типам) классификация машин и аппаратов в отношении их видовых и конструктивных признаков преимущественно ориентирована на рекомендации института «Механобр» [92]. Все обогатительное оборудование в зависимости от общего и конкретного назначения подразделяется на три группы и ряд подгрупп.

Группа I — машины для подготовительных процессов обогащения полезных ископаемых. Данная группа включает 4 подгруппы, охватывающие машины для усреднения, дробления, измельчения и грохочения.

Группа II — машины и аппараты для основных процессов обогащения полезных ископаемых. Здесь 5 подгрупп. Это — оборудование для обогащения: гравитационного, флотационного, магнитного, электрического, а также по специальным методам.

Группа III — машины и аппараты для вспомогательных процессов обогащения. Подразделяется на 6 подгрупп, охватывающих машины для механического обезвоживания, сгущения пульпы, обезвоживания фильтрованием под избыточным давлением, термического обезвоживания, очистки оборотных и сточных вод. Сюда же относится и лабораторное оборудование.

Более детальная классификация обогатительных машин может осуществляться в соответствии с принятым классификационным признаком (способ дробления, вид разделительной среды, конструктивное решение основного узла машины и др.).

МАШИНЫ ДЛЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

ГЛАВА I. УСТРОЙСТВА И МАШИНЫ ДЛЯ УСРЕДНЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПЕРЕД ОБОГАЩЕНИЕМ

§ 1. Эффективность усреднения в процессах добычи, складирования и обогащения

Стабильное высокое качество конечных продуктов обогащения во многом предопределяется соответствующими особенностями полезного ископаемого. Уменьшение колебаний качества исходного сырья по одному или нескольким признакам, характеризующим его обогатимость, обеспечивается усреднением, сущность которого заключается в смешивании различных руд (или других полезных ископаемых) с целью получения однородной по составу рудной массы.

Необходимость усреднения возникает в тех случаях, когда колебания содержания какого-либо компонента (минералогического состава, совокупности определенных физических свойств) в добываемых рудах настолько значительны, что требуют постоянного резкого изменения параметров технологического процесса переработки и не обеспечивают необходимых показателей качества концентратов и извлечения ценных компонентов.

Усреднение — сложный многоступенчатый технологический процесс, направленный на повышение однородности исходного сырья. Он начинается в забоях рудника, продолжается на складах карьеров и шахт, дробильно-сортировочных, обогатительных и агломерационных фабриках, а заканчивается на металлургических заводах или других предприятиях, выпускающих конечную продукцию.

Каждый этап указанного процесса играет определенную роль. На руднике осуществляется усреднение сменных или суточных объемов полезного ископаемого, добытого из различных забоев или участков; на фабрике это ископаемое усредняется в объемах железнодорожных составов (партий), поступающих из нескольких рудников или шахт; на металлургическом заводе данный процесс связан с дополнительным введением в шихту нерудных компонентов (флюсов, кокса и т. д.).

При всей многоступенчатости общей системы усреднения основную роль в нем играет предприятие, где одновременно добывается руда с различным содержанием компонентов. Отклонения от плановых

показателей в данном случае возникают вследствие воздействия на качество извлекаемого ископаемого ряда факторов, связанных с геологией залежи и технологией ее отработки.

В результате влияния геологических факторов могут быть допущены ошибки при определении содержания компонентов в добытой руде: становится несколько иным это содержание, а также имеют место технические погрешности опробования и ошибки химических анализов. При нарушении установленного режима добычи из отдельных забоев (технические неполадки в работе выемочных машин, средств транспорта и др.) изменяются плановые объемы извлекаемой руды различного качества.

Исследования, проведенные в условиях открытых горных работ (карьеры КМА*), показали, что 75% колебаний качественного состава добытых руд связано с геологическими особенностями разрабатываемых залежей и 25% — с технологией добычи [42]. Таким образом, количество и качество геологической информации, оперативность ее поступления — одна из основных причин, обуславливающих уровень процесса усреднения на стадиях добычи и транспортирования полезного ископаемого к обогатительной фабрике.

Для оценки усреднительных свойств того или иного смесительного устройства (машины) применяют различные методы и критерии. В перемешиваемом материале, в его микрообъемах возможно бесконечное многообразие взаимного расположения компонентов. Их соотношение при таких условиях в произвольных точках смеси — величина случайная. Поэтому большинство современных способов оценки качества смеси (степени ее перемешивания) основаны на методах статистического анализа.

Известно, что наиболее просто статистические данные анализируются по одной случайной величине (законы для систем нескольких таких величин значительно сложнее, и на практике к ним прибегают только при крайней необходимости).

Чтобы оценивать качество смешения одной случайной величиной, смесь условно считают двухкомпонентной, хотя в процессах обогащения (особенно полиметаллических руд) она фактически является многокомпонентной. По степени распределения одного ключевого (обычно — ценного, извлекаемого) компонента в массе второго (условно — пустой породы) и судят о качестве смеси. Таким образом, случайная величина X в двухкомпонентной смеси — это содержание ценного компонента в ее микрообъемах (например, металл — в руде).

Случайная дискретная величина X может быть полностью охарактеризована, если известны закон ее распределения, математическое ожидание M и дисперсия σ^2 или среднее квадратическое отклонение σ .

В качестве основы критерия оценки качества смеси общепринято считать величину σ для содержания ценного компонента в пробах,

* Курская магнитная аномалия.

взятых из смеси. По данным опытов

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - x)^2}{n - 1}}, \quad (10)$$

где n — общее число отобранных проб;

x_i — значение X в i -м опыте (в нашем случае — содержание ценного компонента в i -й пробе);

x — среднее арифметическое значений X (здесь x — содержание ценного компонента во всех пробах).

При большом числе проб значение x сходится по вероятности с математическим ожиданием M случайной величины X . Среднее квадратическое отклонение σ зависит от значения x и имеет его размерность, что не позволяет использовать величину σ в чистом виде для сравнительной оценки качества смесей с различным содержанием в них ценного компонента. Поэтому среднее квадратическое отклонение σ берут в относительной форме, деля его на x и получая так называемый коэффициент неоднородности (вариации).

Для оценки эффекта усреднения при смешивании продуктов различного качественного состава применяют соответствующий показатель — коэффициент усреднения K . Данный показатель — это отношение коэффициентов вариации содержаний ценного компонента до и после усреднения. Если в том и другом случае значения x равны,

$$K = \sigma_x / \sigma_0, \quad (11)$$

где σ_x и σ_0 — средние квадратические отклонения содержаний компонента в продукте до и после усреднения.

Можно классифицировать на следующие виды усреднение полезных ископаемых и других материалов:

- 1) штабельное (открытые и закрытые склады);
- 2) с помощью бункерного или полубункерного складирования;
- 3) смешиванием в машинах непрерывного действия.

§ 2. Машины и оборудование для усреднения руд на открытых складах

Для эффективного усреднения рядовых руд или обогащенных продуктов различного качества требуются большие склады, оснащенные соответствующей техникой. На открытых складах могут работать машины двух типов:

- а) колесные и гусеничные — со свободным перемещением;
- б) стационарные — с ограниченным передвижением (мостовые и консольные конвейерные штабелеукладчики, погрузочные машины производительностью до 415—555 кг/с).

Благодаря колесным и гусеничным машинам достигаются гибкость в работе склада, их взаимозаменяемость или применение на других работах, а также высокая производительность труда. Однако для маневрирования таких машин требуется значительное пространство.

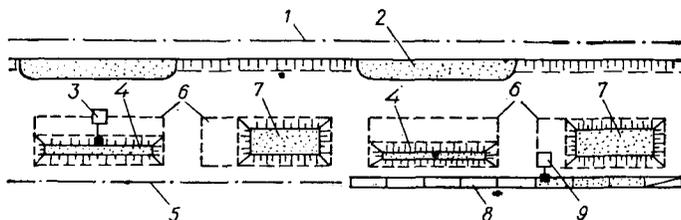


Рис. 5. Схематический план рудного усреднительного склада:

1 — разгрузочный путь; 2 — руда после разгрузки состава; 3 — колесный погрузчик при формировании штабеля; 4 — формируемый штабель; 5 — отгрузочный путь; 6 — проектный контур заполненного штабеля; 7 — отгружаемый штабель; 8 — электровозный состав; 9 — подача руды погрузчиком в состав.

При этом эффективность его использования вдвое меньше, чем на складах со стационарным оборудованием. Для колесных машин также нужны площадки и дороги с хорошими покрытиями; кроме того, вязкие руды, к примеру, трудно складировать при помощи тракторных экскаваторов или скреперов.

На складах со стационарным оборудованием, работающим при всякой погоде и каком угодно грунте, а также при эксплуатации кранов с большими пролетами, конвейеров и других наземных технических средств, можно перемещать руду любых сортов (но с ограниченным верхним пределом крупности — до 0,1—0,15 м). Наиболее эффективно используется площадь склада и обеспечивается высокая производительность при небольших удельных капитальных затратах. Здесь легко осуществить дистанционное управление и внедрить автоматизацию. Однако сооружение таких складов требует больших капитальных затрат и высокой надежности применяемого оборудования; выход из строя даже незначительной его части приведет к нарушению всей системы складирования.

На рис. 5 показана схема рудного усреднительного штабельного склада, оснащенного колесными погрузчиками. Здесь двухсторонний сквозной железнодорожный путь: для подачи руды из забоев карьера на склад и для отгрузки ее отсюда на обогатительную фабрику. Каждый участок имеет два штабеля, один из которых — в стадии формирования, а другой — заполненный. Из последнего в любой момент руда может подаваться колесным погрузчиком к порожним составам. Длина каждого штабеля соответствует длине такого состава.

После прибытия состава на склад (рис. 6) руда из думпкаров разгружается под откос. Из насыпи она зачерпывается ковшом колесного погрузчика, доставляется до штабеля и укладывается наклонными слоями равномерно по всей его длине. Каждый такой слой характеризует качество руды одного состава или отдельного добычного забоя.

Из штабеля руда отгружается только после заполнения его до проектной ширины (см. рис. 5). К моменту полной отгрузки полезного ископаемого из одного штабеля заканчивается формирование другого. Вследствие этого на каждом участке склада периодически меняются функции двух смежных штабелей.

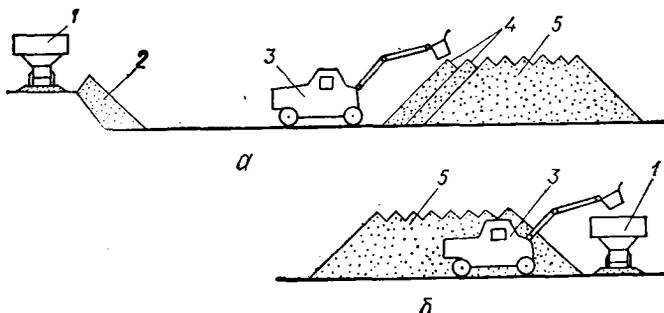


Рис. 6. Поперечное сечение склада при формировании штабеля (а) и при погрузке руды в состав (б):

1 — думпкар; 2 — осыпь руды после разгрузки состава; 3 — колесный погрузчик; 4 — наклонные слои; 5 — штабель.

Наиболее полное усреднение руды по содержанию ценного компонента и текстурным признакам достигается при соблюдении следующих условий:

- погрузка в думпкеры должна производиться с торца штабеля;
- каждый вагон-самосвал надо заполнять рудой из разных мест забоя штабеля, чтобы состав ее в думпкере отображал качество всех наклонных слоев поперечного сечения штабеля.

При небольшом объеме работ на усреднительном складе (см. рис. 5) они могут быть организованы следующим образом:

1. Каждый из двух колесных погрузчиков обслуживает свой участок. После разгрузки состава укладывает руду в формируемый штабель наклонными слоями. По прибытии порожнего состава эта же машина доставляет материал из готового штабеля в думпкеры согласно заданным объемам.

2. Один погрузчик используется только для укладки руды в штабели, а другой — для транспортировки ее к составам на обоих участках склада.

3. Та и другая машины одновременно заполняют думпкеры на одном участке склада (для сокращения продолжительности цикла их загрузки) или же укладывают руду в штабели на обоих участках.

При больших объемах перегрузок, когда требуется 3—4 машины, не исключены и другие варианты организации работ.

На открытых усреднительных складах могут использоваться перегрузчики (экскаваторы) на гусеничном и пневмоколесном ходу. Последние имеют ряд преимуществ (вследствие большей маневренности).

Стоимость перегрузки 1000 кг руды на складах, оборудованных колесными машинами*, примерно вдвое ниже — 0,02 руб. (в пересчете на 1000 кг добытого и усредненного полезного ископаемого).

Ныне серийно выпускаются колесные погрузчики ряда типоразмеров: ПК-15, ПК-25, ПК-40 [66].

* В сравнении с гусеничными перегрузчиками.

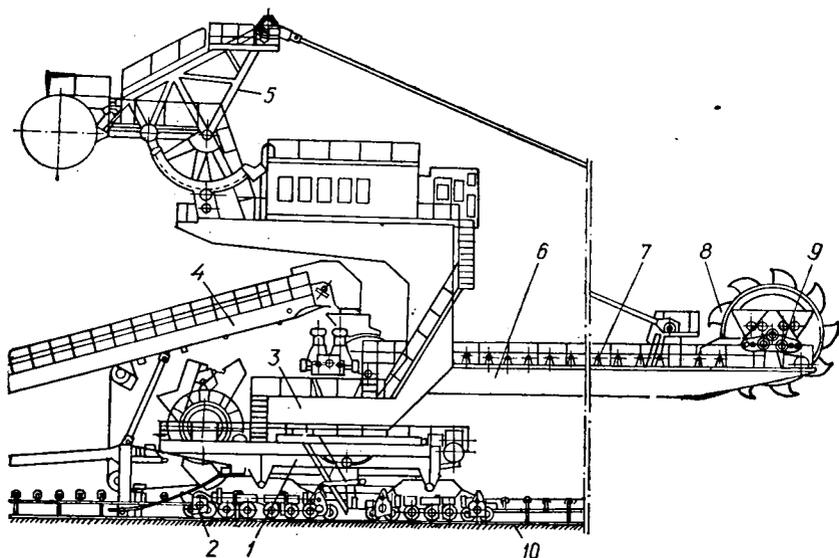


Рис. 7. Погрузочно-заборная универсальная машина МПЗУ 1250/750—1.

На современных горнодобывающих и металлургических предприятиях, характеризующихся значительными объемами перерабатываемого сырья при высоких требованиях к его качеству, хорошо зарекомендовало себя усреднение в штабелях на открытых и закрытых механизированных складах, оборудованных специальными машинами.

Усреднительные системы представляют собой комплекс оборудования, включающий машины: для подачи материалов к штабелюукладчику, забора их из штабелей, отвода (транспортировки) этих материалов.

В СССР специальное усреднительное оборудование для горно-металлургической и химической промышленности проектируется и изготавливается на Южноуральском машиностроительном заводе. Предприятие выпускает штабелюукладчики и заборники материала производительностью 278—333 кг/с. Оборудование может применяться для усреднения материалов крупностью не более 0,06 м. Завод изготавливает также универсальные погрузочно-заборные машины, основная функция которых — укладывание сыпучих материалов и отгрузка их из штабеля на бункерных и усреднительных складах открытого типа.

Погрузочно-заборная универсальная машина МПЗУ-1250/750—1 (рис. 7) имеет портал 1, установленный на балансирные тележки с механизмом передвижения 2. На портале расположена поворотная часть машины 3 с шарнирно-закрепленной на ней консолью 6, удерживаемой под необходимым углом с помощью механизма подъема консоли 5, на которой размещен реверсивный ленточный конвейер 7. Конец консоли оснащен черпаковым колесом 8 с приводом 9. Подача материала на консоль при укладке осуществляется с помощью раз-

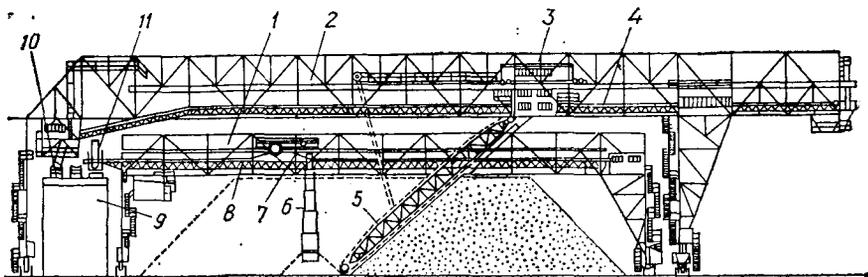


Рис. 8. Рудоусреднительный комплекс со штабелеукладчиком и машиной для забора руды из штабеля.

грузочной тележки 4. Во время работы машина передвигается по рельсам 10, расположенным по одну сторону от штабеля. Укладка и забор материала — автоматизированы.

Машина предназначена для работы на материалах с насыпным весом до 2700 кг/м^3 при размерах кусков не более 0,25 м. Производительность по укладке 346 кг/с, по забору — 208 кг/с, установленная мощность двигателей 420 кВт, масса машины 585 т.

В ЧССР применяют стационарные рудоусреднительные комплексы (рис. 8), состоящие из мостового штабелеукладчика 1 и портальной машины для забора руды из штабеля 2. Каждая из этих машин передвигается по отдельной колее, проложенной вдоль склада, причем колея штабелеукладчика проходит внутри колее для забора руды. Габариты данных машин таковы, что штабелеукладчик свободно перемещается под машиной для забора (когда ее стрела с черпаками находится в поднятом нерабочем положении).

Штабелеукладчик производительностью 139 кг/с оборудован ленточным конвейером 8 с разгрузочной тележкой 7 и телескопическим желобом 6, посредством которых материал складывается тонкими слоями. К машине руда подается ленточным конвейером 11, расположенным на мосту 9 и проходящим вдоль склада.

Машина для забора руды из штабеля (производительность 125 кг/с) оборудована наклонной стрелой с ковшовым элеватором 5. Угол ее наклона регулируется так, что элеватор можно класть на продольный откос штабеля. Тележка 3, несущая стрелу, передвигается по мосту машины, медленно перемещающейся вдоль склада. Ковши забирают руду в разрез штабеля и передают ее на горизонтальный конвейер 4, расположенный на мосту, с которого она поступает на отводящий конвейер 10.

В ЧССР созданы машины аналогичных конструкций производительностью 1111 кг/с, предназначенные для усреднения руды в штабеле высотой 20 м, длиной 1000 м и емкостью 1 млн/м³. Они оборудованы брызгалами для уменьшения количества пыли, образующейся в период работы. Стальные конструкции имеют решетчатую форму. Управление складом и машинами, действующими непрерывно, автоматизировано.

§ 3. Бункерное усреднение полезных ископаемых

Наряду со штабелированием на предприятиях находят применение усреднительные бункера. Схема их загрузки и разгрузки представлена на рис. 9. К недостаткам такого усреднения необходимо отметить:

— сегрегацию материала в процессе загрузки в бункер и при истечении из него;

— недостаточную однородность полезного ископаемого, поскольку в бункерах происходит частичное перемешивание лишь смежных слоев;

— значительные капитальные затраты при сооружении бункеров для больших объемов сырья.

Наибольшее распространение бункерное усреднение нашло на углеобогатительных фабриках. Поступающее сюда полезное ископаемое, как правило, представляет неоднородную смесь как по обогащенности и гранулометрическому составу, так и по зольности, влажности, выходу летучих, спекаемости и т. д. Колебания показателей качества угля наблюдаются даже в пределах одного горнодобывающего предприятия (при одновременной разработке нескольких угольных пластов на разных участках и горизонтах шахтного поля).

Для углеобогатительных фабрик при коксохимзаводах, а также для групповых и центральных, имеющих высокую производительность и, как следствие, — большое количество шахт-поставщиков, колебания качества рядового угля достигают значительной величины.

При бункерном усреднении осуществляется равномерное дозирование (шихтовка) углей различного качества из отдельных аккумулялирующих бункеров на сборный конвейер, подающий полезное ископаемое в технологический процесс обогащения.

При заполнении бункера наблюдается сегрегация, зависящая не только от ситового состава загружаемого материала, но и от плотности и формы его кусков. Так, крупный уголь скатывается к подошве образующегося в бункере конуса, а мелкий с потонувшими в нем большими пластинчатыми кусками породы остается в центре. При разгрузке бункеров сначала выходит этот (мелкий) уголь, а затем — крупный (плотность его кусков и зольность — минимальны). Таким

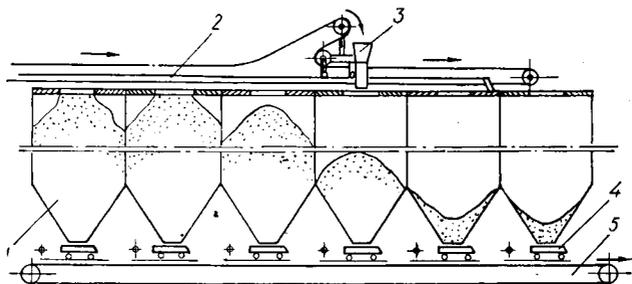


Рис. 9. Схема устройства усреднительных бункеров:

1 — бункер; 2 — загрузочный конвейер; 3 — разгрузочная тележка; 4 — питатель; 5 — сборный конвейер усредненного материала.

образом, сегрегация вызывает некоторое разусреднение материала, поэтому при определении эффективности данного процесса необходимо учитывать не только число бункеров, но и степень усреднения в каждом из них.

Математическая обработка результатов усреднения рядового угля рассматриваемым способом показала, что на эффективность процесса в большей степени сказывается не общая емкость бункеров, а количество дозаторов. С увеличением их числа суммарная эффективность усреднения возрастает. Оптимальным количеством отверстий принято считать 16—25. В практике, однако, режим усреднения осуществляется со значительно меньшим количеством одновременно работающих дозаторов.

§ 4. Усреднительные машины для смешения непрерывных потоков материалов

Для усреднения небольших по производительности потоков измельченных материалов могут применяться различные конструкции смесительных машин [59].

На рис. 10 показана схема барабанного смесителя непрерывного действия. Он состоит из трубчатого корпуса (барабана 1), к наружной поверхности которого жестко крепятся два (или более) бандажа 2 и 4, опирающиеся на опорные ролики 6 и 10, которые монтируются на двух радиальных сферических подшипниках, устанавливаемых в отдельных корпусах. Барабан вращается от электродвигателя 7 через редуктор 8 и зубчатую пару 9 и 3, малая шестерня которой расположена на выходном валу редуктора, а большая — на барабане. Последняя, называемая венцовым колесом, состоит из двух частей. Направление вращения малой шестерни обеспечивает разгрузку опорных роликов от составляющей окружной силы.

Корпусы подшипников — разъемные; закрепляются они на сварной раме. Ролики 6 и 10, их подшипники и рама составляют так называемую опорную станцию. При монтаже барабана на двух таких

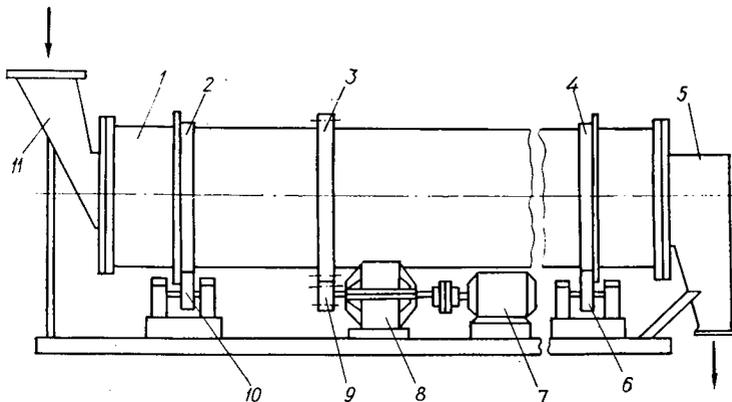


Рис. 10. Барабанный усреднитель непрерывного действия.

станциях одна из них делается опорной, а другая — упорно-опорной. Вторая (в отличие от первой) имеет два добавочных упорных ролика, которые фиксируют положение барабана в осевом направлении. Эти ролики устанавливаются так, чтобы касались боковой поверхности бандажа.

Материал, дозируемый питателями, поступает по наклонному желобу 11 в барабан. Готовая смесь выходит с противоположного его конца. Для поддержания необходимого уровня материала в барабане вваривают подпорное кольцо. Высыпавшееся через него сырье попадает в разгрузочную камеру 5, жестко закрепленную на станине.

Если в смеситель подавать отдельные компоненты поочередно с определенной частотой, то и в этом случае при наличии соответствующей длины барабана на выходе из него можно получить однородную смесь.

Зазоры между поверхностями вращающегося корпуса 1 неподвижных желоба 11 и разгрузочной камеры 5 уплотняются с помощью резиновых манжет.

Для увеличения продольного смещения материала внутри барабана иногда монтируют винтовую насадку, состоящую из спиральных лент, прикрепленных к внутренней стенке барабана.

В отечественной промышленности изучаемые машины применяют главным образом для смещения различного рода строительных растворов. В принципе же они могут быть использованы для усреднения порошкообразных материалов, в частности — конечных концентратов различного качества перед их металлургической переработкой.

Выпускаемые Уральским заводом тяжелого машиностроения барабанные смесители (масса 16 000 кг, диаметр барабана 2,8 м и длина 6 м) имеют производительность до 125 кг/с.

ГЛАВА II. МАШИНЫ ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

§ 1. Назначение, классификация и области применения дробильных машин

Дроблением называют процесс уменьшения размеров кусков сырья под действием внешних механических сил. При этом получают продукт преимущественно крупностью более 5 мм. Такая крупность граничного зерна принята условно и может колебаться в некоторых пределах — в зависимости от вида полезного ископаемого. Дальнейшее уменьшение крупности материала называют измельчением.

Процессы дробления применяются главным образом для подготовки сырья к дальнейшему измельчению с целью раскрытия рудной фазы перед непосредственным обогащением. Дробление довольно широко распространено в различных отраслях промышленности: в строительстве, металлургии, коксохимии и т. п.

Между дроблением и измельчением практически нет разницы. Конечная крупность полученных продуктов определяется требованиями-

Таблица 2. Предельные значения крупности по стадиям дробления

Стадия	Максимальная крупность материала, мм		Степень дробления ($i = D_{\max}/d_{\max}$)
	исходного (D_{\max})	дробленого (d_{\max})	
Дробление:			
крупное	1500—500	350—100	4,3—5,0
среднее	350—100	100—40	3,5—2,5
мелкое	100—40	30—10	3,3—4,5
Измельчение:			
грубое	30—10	5—2	6—5
тонкое	5—2	1—0,5 (и менее)	5—40 (и более)

ми последующей технологии обогащения. Эти два способа отличаются видами деформации материала. Процесс его разрушения может наступить в результате:

- раздавливания (напряжение сжатия превосходит предел прочности сырья на это сжатие);
- раскалывания и излома (расклинивающие и растягивающие усилия превышают предел прочности материала на растяжение);
- срезывания и истирания (касательные напряжения больше предела прочности сырья);
- динамического удара (сила его превосходит силу сцепления между отдельными частицами материала).

При динамическом ударе проявляется совокупность упругих деформаций: сжатия, растяжения, изгиба и сдвига.

В зависимости от крупности исходного материала и конечного продукта различают стадии дробления и измельчения (табл. 2).

По технологическому назначению все машины, применяемые для разрушения минерального сырья и других материалов, разделяются на две основные группы: дробилки и мельницы. Как те, так и другие могут работать в *открытом цикле*, когда сырье проходит через дробилку (мельницу) один раз, или в *замкнутом цикле с грохотом* (классификатором), когда надрешетный (крупный) продукт непрерывно возвращается в дробилку (мельницу) на додрабывание (доизмельчение).

Дробимость горных пород может характеризоваться коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова. Такой коэффициент составляет для пород: мягких — до 8, средней твердости — 8—15 и для твердых — свыше 15.

Применительно к технологии обогащения полезные ископаемые по прочности ориентировочно делят на три группы:

- 1) мягкие (например, глина);
- 2) средней твердости (сланец, известняк, уголь и др.);
- 3) твердые (кварцит, гранит, магнитный железняк).

Разрушающие напряжения раздавливания для перечисленных групп соответственно будут: не более $1 \cdot 10^6$ кг/м², от $1 \cdot 10^6$ до $5 \cdot 10^6$ кг/м² и свыше.

Общая классификация дробильно-размольных машин и устройств основана на принципах их действия, то есть на различиях в виде непосредственно используемой для разрушения материала энергии:

— сжатого воздуха, газа, пара или воды (взрывное дробление и измельчение);

— электрической (дробление искровым разрядом);

— тепловой (разрушение горных пород при нагревании).

В дробилках и мельницах энергия разрушения — результат механических воздействий рабочих органов. По видам последних и применяемых в данном случае методов указанные машины подразделяют на щековые, конусные, валковые, шнековые, роторные — ударные и метательные. Область их эксплуатации определяется главным образом прочностью дробимого материала и требующейся величиной i (см. табл. 2).

Целесообразно использовать дробилки:

а) для твердых пород — щековые и конусные (иногда валковые);

б) для сравнительно мягкого и хрупкого материала — валковые и роторные (последние особенно при необходимости получить бóльшую степень дробления).

§ 2. Щековые дробилки

По механико-конструктивным признакам щековые дробилки подразделяются на два типа: с простым и сложным движением щеки. В первых из них (рис. 11, а) подвижная щека, поворачиваясь вокруг своей оси на небольшой угол в ту и другую сторону, под воздействием эксцентриково-шатунного механизма, совершает сравнительно простые возвратно-поступательные перемещения, приближаясь и удаляясь от неподвижной щеки. При этом материал, попавший в рабочую зону, подвергается разрушению раздавливающими усилиями щек.

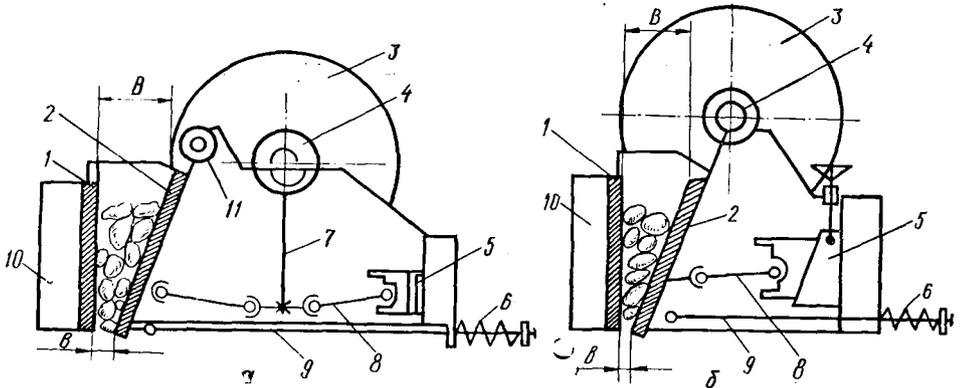


Рис. 11. Конструктивные схемы щековых дробилок с простым (а) и сложным (б) движением щеки:

1, 2 — неподвижная и подвижная щеки; 3 — маховик; 4 — эксцентриковый (главный) вал; 5 — устройство регулирования ширины разгрузочной щели; 6 — пружины замыкающего механизма; 7 — шатун; 8 — распорная плита; 9 — тяга замыкающего механизма; 10 — станина; 11 — ось подвеса подвижной щеки; a_0 — ширина разгрузочной щели (минимальная).

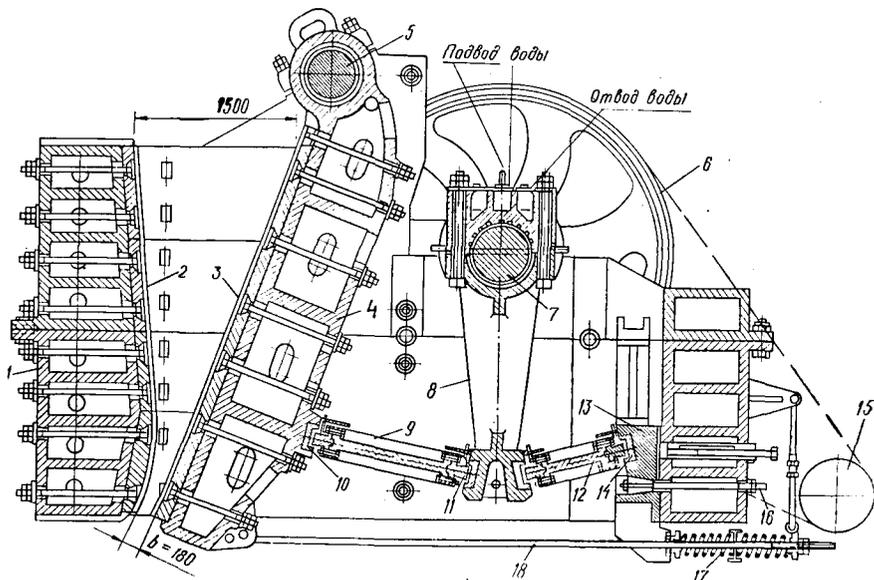


Рис. 12. Щековая дробилка ШДП-15 × 21 с простым движением щеки.

Во вторых дробилках (см. рис. 11, б) подвижная щека подвешена непосредственно на эксцентриковом приводном валу 4, а нижняя ее часть шарнирно соединяется с распорной плитой 8. Траектории движения точек щеки представляют собой овалообразные кривые со значительным вертикальным перемещением, что обуславливает не только раздавливающее, но и истирающее действие щеки.

В отечественной практике применяются преимущественно дробилки с простым движением щеки (прил. 2)*. На рис. 12 представлена одна из них — ШДП-15 × 21.

Корпус этой дробилки включает переднюю стенку 1, выполняющую роль неподвижной щеки. На ней закреплены броневые плиты 2. Подвижная щека 4 с футеровкой 3 подвешена на валу 5. Возвратно-поступательные перемещения щеки 4 происходят вследствие вращения вала 7, на котором эксцентрично посажена головка шатуна 8, совершающего такие же движения в вертикальном направлении и передающего через распорные плиты 9 и 12, а также вкладыши 11, 10 и 14 усилия на щеку 4 и упорную коробку 13. Последняя крепится с помощью винта 16 и может перемещаться в вертикальном направлении, тем самым изменяя ширину разгрузочной щели.

К нижнему концу щеки 4 крепится тяга 18 с буферной пружиной 17, что способствует отходу подвижной щеки от неподвижной при ходе шатуна вниз. На концах вала 7 насажены два маховика 6 (один из которых выполняет роль шкива) для выравнивания нагрузки

* Заводы, изготавливающие основное обогащающее оборудование, приведены в прил. 1.

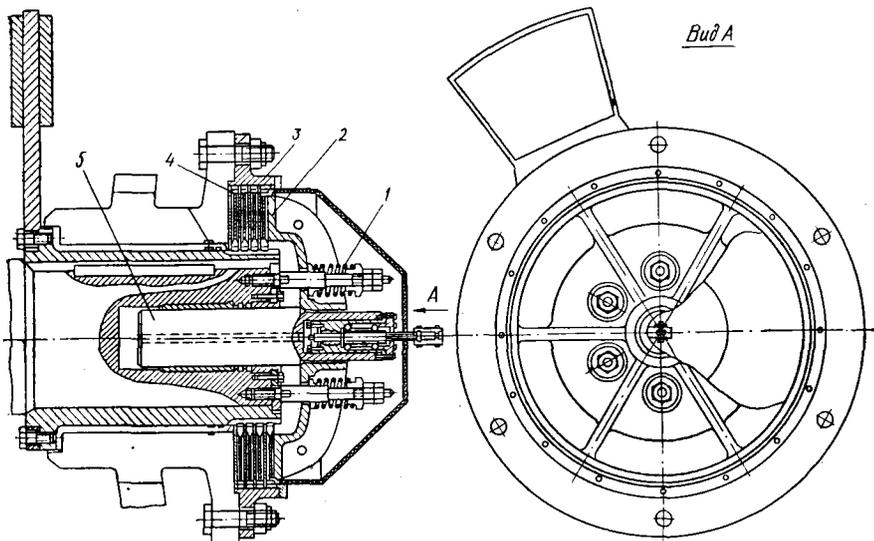


Рис. 13. Фрикционная муфта щековой дробилки.

электродвигателя, передающего вращательный момент на вал 7 посредством клиноременной передачи и приводного шкива 15.

В мощных щековых дробилках (с шириной загрузочной щели более 0,9 м) шкив и маховик 15 соединяются с валом специальными фрикционными муфтами, снижающими пиковые нагрузки при запуске машины.

Сцепление шкива с валом в фрикционной муфте (рис. 13) происходит за счет трения имеющих здесь дисков от усилий, передаваемых на опорную крышку 2 шестью пружинами 1. Ведущие диски 3 жестко соединены через корпус со шкивом, а ведомые 4 — через стальную втулку с главным валом. Муфта отключается при подаче масла под плунжер 5, который, перемещаясь, отжимает ее крышку, уменьшая тем самым сцепление дисков. Муфта способна передавать максимальный крутящий момент, равный 8 тм.

Расчет основных механических и технологических параметров щековых дробилок производится по следующим формулам:

— ширина разгрузочной щели (м) в фазе раскрытия профилей (при наибольшем удалении щек)

$$b = b_0 + S, \quad (12)$$

— средний размер кусков руды в разгрузке (м)

$$d_{cp} = b_0 + 0,5S, \quad (13)$$

— частота вращения эксцентрикового вала (рад/с)

$$n = 4,94K_{к.о} \sqrt{\frac{\lg \alpha}{S}}, \quad (14)$$

— производительность (кг/с) общая (теоретическая)

$$Q = 1,67\mu\delta L S n d_{cp} \operatorname{ctg} \alpha, \quad (15)$$

— производительность весовая расчетная по паспортным данным (кг/с)

$$Q_p^n = 0,27 K_{кр} K_{вл} K_{тв} Q_{пасп} \frac{b}{b_{пасп}} \frac{\gamma_n}{1,6 \cdot 10^3}, \quad (16)$$

— потребляемая мощность (кВт)

$$N_p = PLHSn, \quad (17)$$

— установочная мощность двигателя (кВт)

$$N_{дв} = 1,5N_p, \quad (18)$$

— максимальное и расчетное усиление дробления (тс)

$$R_{max} = 250LH, R_{расч} = 1,5R_{max}, \quad (19)$$

где

b_0 — ширина разгрузочной щели при наибольшем сближении щек (расстояние между выступами одной щеки и впадинами другой), м;

S — ход подвижной щеки в плоскости разгрузочной ($S = 0,03—0,035B$), м;

$K_{к.о}$ — коэффициент, учитывающий конструктивную особенность дробилки (при простом движении щеки $K_{к.о} = 0,97$, а при сложном $K_{к.о} = 1,25$);

α — угол захвата: между подвижной и неподвижной щеками ($\alpha = 0,31—0,38$ рад);

μ — коэффициент разрыхления руды ($\mu = 0,25—0,75$);

δ — плотность руды, кг/м³;

L — длина загрузочного отверстия, м;

$K_{кр}$, $K_{вл}$, $K_{тв}$ — соответственно коэффициенты крупности, влажности и твердости руды; принимаются в пределах: $K_{кр}$ — от 1,1 до 0,9 при изменении содержания класса крупнее половины ширины загрузочной щели от 5 до 80%, $K_{вл}$ — от 1 до 0,7 при изменении влажности руды от 4 до 12%, $K_{тв}$ — от 1,2 до 0,9 при изменении коэффициента крепости (по шкале М. М. Протодьяконова) от 5 до 20;

$Q_{пасп}$ — паспортное значение объемной производительности дробилки, м³/с;

b — ширина загрузочного отверстия, м;

$B_{пасп}$ — паспортное значение ширины разгрузочной щели (номинальное), м;

γ_n — насыпная масса руды, кг/м³;

P — удельная работа дробления (при простом движении щеки $P = 18 \cdot 10^{-6}$ Дж/м³, а при сложном $P = 16,2 \cdot 10^{-6}$ Дж/м³);

H — высота неподвижной щеки, м (зависит от ширины загрузочного отверстия дробилки: при значениях B , равных 0,4, 0,9 и 1,5 м, высота H соответственно равна 1,1, 2,7 и 3,6 м).

Показатели работы щековых дробилок зависят от физических свойств материала (крепости, крупности, текстурных особенностей), а также от условий эксплуатации этих машин. Средняя фактическая их производительность колеблется в широких пределах и может составлять 60—150% паспортной. Максимальная степень $i = 5—6$.

Основное условие высокой производительности дробилки при сохранении заданной крупности получаемого продукта—равномерная ее загрузка (желательно с предварительным грохочением исходного материала) и своевременная замена изнашивающейся футеровки.

Футеровочные плиты рабочего пространства машины, изготавливаемые из прочных сталей, обычно эксплуатируют до истирания продольных выступов, после чего плиты подвергаются реставрации или замене. Срок службы их колеблется в пределах 5—10 месяцев и зависит от физико-механических свойств руды, полноты загрузки дробилки и принятой величины i .

Надежность работы машины во многом обуславливается недопущением в ее рабочее пространство недробимых (металлических) предметов и исключением случаев запуска под нагрузкой. Для предохранения конструкции от разрушающих усилий служат распорные плиты. В момент стопорения хода дробилки одна из них (обычно малая) ломается, и машина продолжает работать на холостом ходу, при котором подвижная щека перестает качаться.

Расчетное критическое сечение малой (предохранительной) распорной плиты проверяется опытным путем. Произвольное увеличение ее сечения или замена материала более прочным недопустимы, поскольку это может привести к аварии. Существуют и другие способы предохранения дробилок от поломок.

Важное значение для эффективной эксплуатации машины имеет систематический контроль за циркуляцией и температурой слива масла подшипников эксцентрикового вала, а также охлаждающей воды. Для смазки трущихся поверхностей деталей применяют индустриальные масла и консистентные смазки.

Большие дробилки, как правило, комплектуются автоматическими (или ручными) станциями жидкой и густой смазки для соответствующей обработки главных подшипников, вкладышей распорных плит, подшипников приводного вала и оси подвеса подвижной щеки.

Автоматическая станция жидкой смазки состоит из бака-отстойника масла, главного электродвигателя привода дробилки, фильтра-холодильника, маслонасосов, контрольно-измерительной и пусковой аппаратуры (температурных реле, манометра и т. д.). Электродвигатели масляных насосов должны быть заблокированы с главным электродвигателем таким образом, чтобы при их внезапной остановке он отключался немедленно. При понижении давления масла ниже допустимого специальное реле включает сирену и красную сигнальную лампочку. В случае понижения уровня масла в отстойнике до предельной (красной) черты отключается главный электродвигатель, а затем — масляный насос.

Для выравнивания графика нагрузки в течение цикла дробления

применяются маховики, аккумулирующие при движении щеки назад энергию и возвращающие ее при ходе вперед (процесс дробления). За счет этого снижается неравномерность нагрузки, что дает возможность устанавливать двигатель несколько меньшей мощности.

Однако, хотя и имеются маховики, нагрузка на валу двигателя дробилки (особенно с простым качанием щеки) в период рабочего хода остается непостоянной. Она характеризуется резкими пиками, сменяющимися спадом нагрузки и даже работой вхолостую.

Для привода крупных щековых дробилок применяются асинхронные двигатели с фазным ротором в закрытом обдуваемом исполнении с одним свободным концом вала на двух щитовых подшипниках. Пуск двигателя осуществляется при помощи роторных станций в двойным номинальным моментом.

Заводы — изготовители дробилок комплектно поставляют блоки управления, обеспечивающие защиту низковольтных двигателей от перегрузок и коротких замыканий.

Совершенствование конструкций рассматриваемых машин происходит за счет улучшения отдельных узлов и деталей. В последних моделях увеличена глубина камеры дробления, что на 20—30% повышает их производительность. Установка гидравлического привода позволяет автоматизировать регулировку выходной щели и исключает поломки при попадании в камеру недробимых предметов.

Для снижения динамической неуравновешенности дробилок и уменьшения нагрузок на станину разработана конструкция машины с так называемым медиальным расположением щек (подвижная из них подвешивается в качестве уравнивающего маятника).

Тем не менее указанные конструктивные усовершенствования позволяют устранить лишь отдельные недостатки щековых дробилок, не приводят к существенному улучшению их технических характеристик. Качественное изменение процесса дробления материала в данном случае связано с созданием инерционных машин, особенностью которых является использование для привода щек дебалансных вибраторов.

Конструктивные схемы таких машин отличаются значительным разнообразием по типу связи вибраторов со щеками, числу камер дробления и подвижных щек, по конструкции узла их подвески, степени динамической уравновешенности установки, а также по другим признакам.

Инерционная дробилка с верхней подвеской щек (рис. 14) состоит из симметрично расположенных относительно ее вертикальной оси рессор 1, на концах которых закреплены подвижные щеки 2 и 5. Нижние их концы стянуты пружинами 4. В колебательные движения щеки приводятся самосинхронизирующимися однодебалансными вибраторами 3.

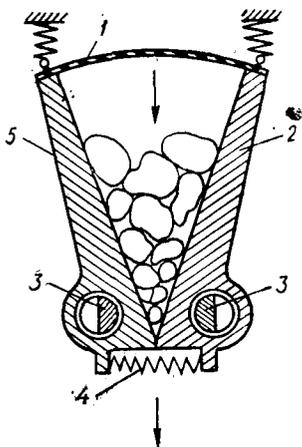


Рис. 14. Принципиальная схема инерционной дробилки.

Установка подобного типа с частотой качания щек порядка 1000 в минуту создана в институте «Механообр». Испытания показали, что эффективность работы инерционной дробилки по сравнению со щековой выше в 4—7 раз, величина i возрастает почти втрое, а удельный расход энергии на единицу получаемого продукта в полтора—два раза ниже.

В дробилках инерционных объединяются достоинства щековых (обеспечивающих уменьшение крупности высокопрочных и абразивных материалов) и ударных (отличающихся более эффективным характером приложения нагрузки). Высокая частота колебаний щек увеличивает производительность данных установок при загрузке вязких материалов, не допускает налипания их частиц на дробящие плиты.

Инерционная связь дебалансного привода со щеками исключает его поломку при попадании в камеру дробления металлических предметов, делает возможным запуск машины при загруженной этой камере, причем такой режим является оптимальным.

Специфика инерционного привода позволяет создавать полностью уравновешенные щековые дробилки, не требующие фундамента, а также машины с высокой степенью i . Одна подобная установка может заменить несколько стадий дробления.

Перечисленные достоинства инерционных щековых дробилок свидетельствуют об их перспективности и целесообразности разработки и внедрения промышленных конструкций.

§ 3. Конусные дробилки для крупного дробления

С целью крупного дробления руд используют в основном два типа конусных дробилок: с подвесным валом для первичной «обработки» сырья — ККД и для вторичной — КРД (редукционные). В последнем случае — четырехстадиальная схема уменьшения размеров кусков полезного ископаемого (эти же машины в принципе можно применять и для первой стадии).

Дробилка типа ККД (рис. 15, а) состоит из станины 1 с размещенным на ней неподвижным конусом 2, внутри которого расположен вал 5, где жестко закреплен дробящий конус 3. Верхний конец вала шарнирно подвешен на консоле 4, а нижний — свободно вставлен в эксцентриковый стакан 6. Ось $O'-O'$ вала 5 незначительно наклонена к оси симметрии корпуса дробилки (следовательно, и к оси упомянутого стакана). Таким образом обеспечивается определенная величина эксцентриситета e .

Стакан 6 посредством конических шестерен 7 вращается в центральном вертикальном подшипнике 8 корпуса дробилки. При этом ось вала 5 описывает коническую поверхность, вследствие чего подвижный конус (3) совершает внутри неподвижного (2) круговые движения, приближаясь или удаляясь за каждые пол-оборота к той или иной (противоположно расположенной) стороне конуса 2. Дробление материала, загружаемого в верхнюю часть установки, происходит, следовательно, в кольцевом рабочем пространстве между неподвижным и подвижным конусами.

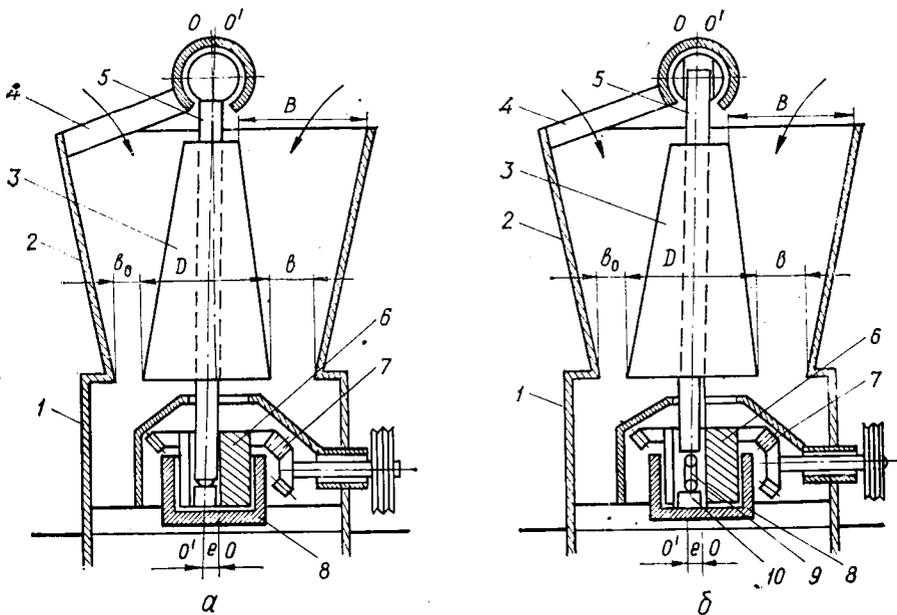


Рис. 15. Принципиальные конструктивные схемы конусных дробилок: *а* — с верхним подвесом дробящего конуса; *б* — с нижней опорой вала этого конуса и гидравлическим регулированием разгрузочной щели (редукционные).

Принципиальное отличие дробилки типа КРД (см. рис. 15, б) заключается в том, что вал 5 ее дробящего конуса не подвешивается в верхней части, а нижним своим концом опирается посредством стойки 9 на плунжер 10, который может перемещаться в вертикальном положении, тем самым изменяя ширину разгрузочной щели.

Размер установки для крупного дробления определяется шириной загрузочного отверстия B и разгрузочной щели b . Данные величины входят в обозначение типоразмера дробилки (например, ККД-1200/50 или КРД-700/75). Параметр b определяется как наибольшее расстояние между футеровками конусов в плоскости щели (по основанию неподвижного конуса).

Дробилки типа ККД выпускают как с механическим, так и с гидравлическим регулированием разгрузочной щели. В последнем случае схема установки аналогична приведенной на рис. 15, б. Дробилки типа КРД изготавливаются только с гидравлическим регулированием указанной щели.

Основные параметры изучаемых дробилок даны в прил. 3. Одна из них (ККД-1500/180) представлена на рис. 16.

Дробление руды, заполняемой сверху конической чаши, производится раздавливающими и истирающими усилиями подвижного конуса 8. Разгрузочное отверстие здесь имеет кольцеобразную форму; обходящийся продукт падает вниз под машину. Конус 8 движется благодаря эксцентриковому стакану, получающему вращательный момент от одного или двух (для больших дробилок) электродвигателей.

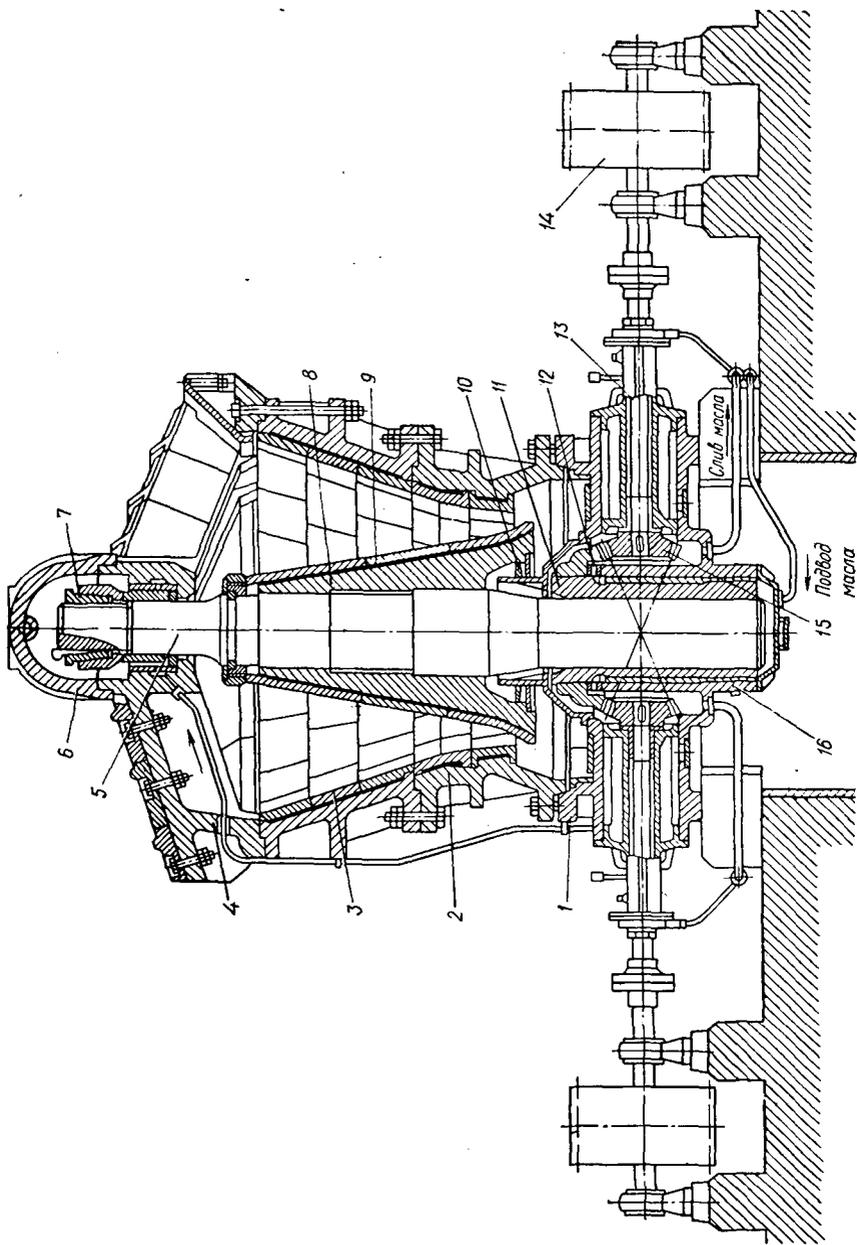


Рис. 16. Конусная дробилка для крупного дробления ККД-1500/180:

1 — станина (нижний пояс); 2, 3 — неподвижный конус и его футеровка; 4 — траверса подвеса вала; 5 — вал дробящего конуса; 6 — защитный колпак; 7 — гайка подъема (опускания) дробящего конуса; 8, 9 — дробящий конус и его футеровка; 10 — патрубок пылевого уплотнения; 11 — эксцентриковый стакан; 12 — подпятник большой конической шестерни; 13 — горизонтальный приводной вал; 14 — приводной шкив; 15 — малая коническая шестерня; 16 — центральный патрубок.

Рассматриваемые конструкции не имеют маховика и работают при малом числе оборотов эксцентрикового стакана. При попадании недробимых предметов они легко останавливаются, ввиду чего предохранительные устройства отсутствуют.

Ширина разгрузочного отверстия регулируется поднятием или опусканием дробящего конуса с помощью гайки 7, навинчиваемой

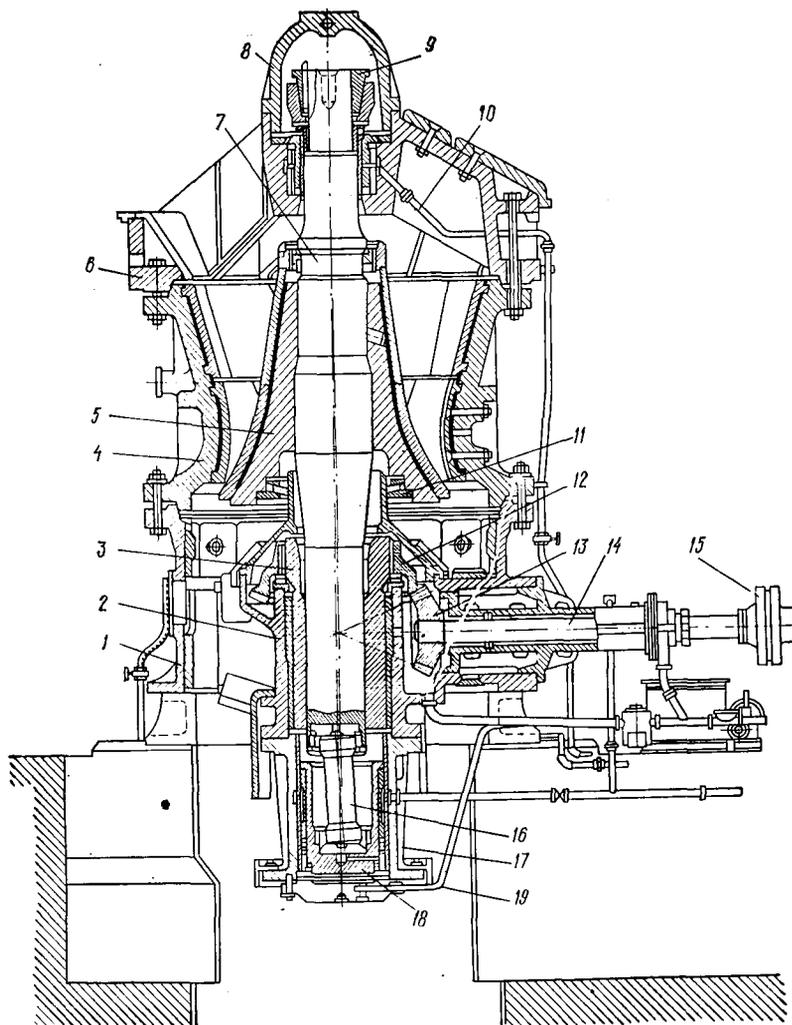


Рис. 17. Конусная дробилка КРД-900/100:

1 — станина; 2 — цилиндрический стакан (центральный патрубок); 3 — эксцентриковый стакан; 4 — неподвижный конус (корпус); 5 — дробящий конус; 6 — загрузочная чаша с траверсой; 7 — вал дробящего конуса; 8 — предохранительный колпак; 9 — гайка; 10 — трубопровод подачи консистентной смазки; 11 — пылезащитное уплотнение; 12 — шестерня эксцентрикового стакана; 13 — ведущая шестерня; 14 — приводной вал; 15 — муфта электродвигателя; 16 — опорная стойка (пест); 17 — гидравлический домкрат; 18 — плунжер гидравлического домкрата; 19 — трубопровод подвода масла под плунжер.

на резьбовое соединение вала 5. В некоторых конструкциях данного типа эти движения осуществляются гидравлической системой.

В дробилке типа КРД (рис. 17) ширина разгрузочной щели регулируется с помощью гидравлического домкрата 17, состоящего из цилиндрического стакана, внутри которого расположен подвижный плунжер 18. На его дно опирается посредством стойки 16 нижний конец вала 7. Положение дробящего конуса и ширина разгрузочной щели определяются перемещением вверх и вниз плунжера вследствие подачи масла по трубопроводу 19 и изменения давления в камере, ограничиваемой днищами плунжера и цилиндрического стакана, а также стенками последнего.

Основные механические и технологические параметры конусных дробилок рассчитываются по следующим формулам:

а) ширина разгрузочной щели (м) в фазе раскрытия профилей (на открытой стороне)

$$b = b_0 + S, \quad (20)$$

б) средний размер кусков руды в разгрузке (м)

$$d_{\text{ср}} = b_0 + 0,5S \approx 1,36e, \quad (21)$$

в) частота вращения эксцентрикового стакана (рад/с)

$$n = 21 - 8,4B, \quad (22)$$

г) критическая частота вращения эксцентрикового стакана (рад/с)

$$n_{\text{кр}} = 6,98 \sqrt{\frac{\text{tg } \alpha_1 + \text{tg } \alpha_2}{S}}, \quad (23)$$

д) производительность (кг/с):

— общая (теоретическая)

$$Q = \frac{94,4\mu\delta e D_{\text{н}} b}{\text{tg } \alpha_1 + \text{tg } \alpha_2} \quad (24)$$

— весовая расчетная

$$Q_{\text{р}} = 10K_{\text{кр}}K_{\text{пл}}K_{\text{тв}}D_{\text{н}}^2 e n \alpha \gamma_{\text{н}}, \quad (25)$$

— весовая расчетная по паспортным данным

$$Q_{\text{р}}^{\text{п}} = K_{\text{кр}}K_{\text{пл}}K_{\text{тв}}Q_{\text{пасп}} \frac{b}{b_{\text{пасп}}} \frac{\gamma_{\text{н}}}{5,76 \cdot 10^3}, \quad (26)$$

е) потребляемая мощность (кВт)

$$N_{\text{п}} = K_{\text{н}} D^2 e n, \quad (27)$$

ж) установочная мощность двигателя (кВт)

$$N_{\text{дв}} = 1,5N_{\text{п}} \approx 36D^2 e n, \quad (28)$$

з) усилие дробления (тс)

$$R_{\text{max}} = 92F, \quad (29)$$

где e — эксцентриситет вала в плоскости разгрузочного отверстия, м;

α_1 — угол наклона образующей неподвижного конуса к вертикали, рад;

α_2 — то же для подвижного конуса в фазе закрытия профилей, рад;

D_n, D — диаметры оснований неподвижного и подвижного конусов, м;

K_N — коэффициент мощности, учитывающий крепость руды ($K_n = 180—240$);

F — площадь боковой поверхности подвижного конуса, м².

Изучаемые конусные дробилки имеют более высокую производительность по сравнению со щековыми, надежнее в работе, отличаются спокойным ходом, относительно меньшим расходом энергии на 1 т получаемого продукта и более равномерной его крупностью. Заданая степень i и гранулометрический состав дробленой руды достигаются регулированием разгрузочной щели, увеличивающейся по мере износа футеровки. Содержание избыточного продукта, размер кусков которого больше ширины b , может составлять 10—30% (в зависимости от крепости руды).

Нормальная работа дробилки обеспечивается соответствующей настройкой сопряженных деталей и узлов. В хорошо отрегулированной установке подвижный конус на холостом ходу вращается по часовой стрелке (вид сверху) вокруг своей оси с частотой около 1,05 рад/с, а под нагрузкой — с частотой 0,315—0,420 рад/с в противоположном направлении.

Рабочие поверхности машины в зонах приема руды и дробления подвергаются интенсивному ударно-абразивному воздействию. Эти поверхности защищаются износостойкой футеровкой (броней) из высокопрочных сталей.

Футеровка подвижного конуса набирается из отдельных отливок, устанавливаемых последовательно на его корпус. Плотность их посадки обеспечивается заливкой металлического расплава (например, цинка) в пространство между корпусом и футеровкой.

Неподвижный конус покрывается футеровочными плитами в виде сегментов отдельными поясами по периметру корпуса. Каждый из этих поясов расклинивается клинообразной плитой, которая крепится болтами. В свободное пространство между футеровкой и корпусом заливается раствор, составленный из цемента марки не ниже 500 и песка в соотношении 1 : 3 по массе.

В дробилках имеются система консистентной смазки, предназначенная для верхнего подвеса подвижного конуса и подшипников качения промежуточного вала привода, и система жидкой смазки — для подпятника, эксцентрикового стакана, конической зубчатой передачи и подшипников скольжения вала. Жидкая смазка подается циркуляционными централизованными станциями. При хорошо смонтированных этих системах и соблюдении правил технической эксплуатации срок службы масла составляет 5—6 мес.

В связи с тем, что процесс уменьшения крупности материала в конусных дробилках происходит непрерывно, нагрузка на их привод более равномерная, чем в щековых. Пуск изучаемых машин также

несколько легче. Но и здесь приходится устанавливать двигатели с большим запасом мощности для преодоления значительных маховых масс и сил трения.

После непредвиденной остановки нормальный первоначальный пуск крупной дробилки — загруженной или вхолостую — обеспечивается благодаря двум двигателям: запускаются оба. По окончании разгона один из них отключают. Данное техническое решение не только облегчает пуск и улучшает энергетические показатели машины, но и приводит к уменьшению размеров редуктора, создает возможность резервирования двигателей.

Для обеспечения необходимого начального и опрокидывающего моментов приводного двигателя (асинхронного с фазным ротором напряжением 3—6 кВ), улучшения условий пуска и преодоления возможных при работе пиков нагрузки мощность его обычно выбирают с запасом в 30—50% по сравнению с расчетной.

Отличительной особенностью схем управления установками при указанном приводе является применение в цепях роторов обоих двигателей общей роторной станции.

Надежная и безаварийная работа конусных дробилок в значительной степени обеспечивается блокировкой цепей включения двигателей и управления автоматической станции смазки.

§ 4. Конусные дробилки для среднего и мелкого дробления

Конусные дробилки среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления предназначены соответственно для его 2-й и 3-й стадий (трехстадиальная схема) или 3-й и 4-й стадий (четырёхстадиальная схема) с пределами

прочности руд при сжатии до $3 \cdot 10^7$ кгс/м².

Дробилки КСД и КМД (прил. 4) в принципе аналогичны установке типа ККД. Их основное конструктивное отличие определяется способом размещения подвижного конуса.

Интересующая нас дробилка (рис. 18) состоит из станины 2, имеющей в центральной части цилиндрический стакан 1, внутри которого вращается эксцентриковый стакан 12. Сверху на амортизаторах 3 установлена коническая чаша 4. Внутри нее расположен дробящий конус 5, опирающийся на сферический подшипник 7. Вал 8 нижним

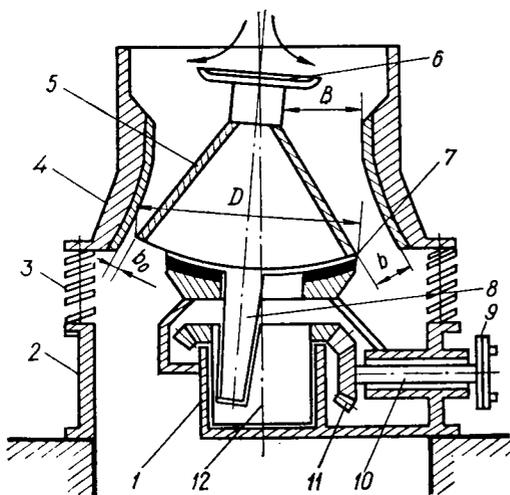


Рис. 18. Принципиальная конструктивная схема конусной дробилки для среднего и мелкого дробления.

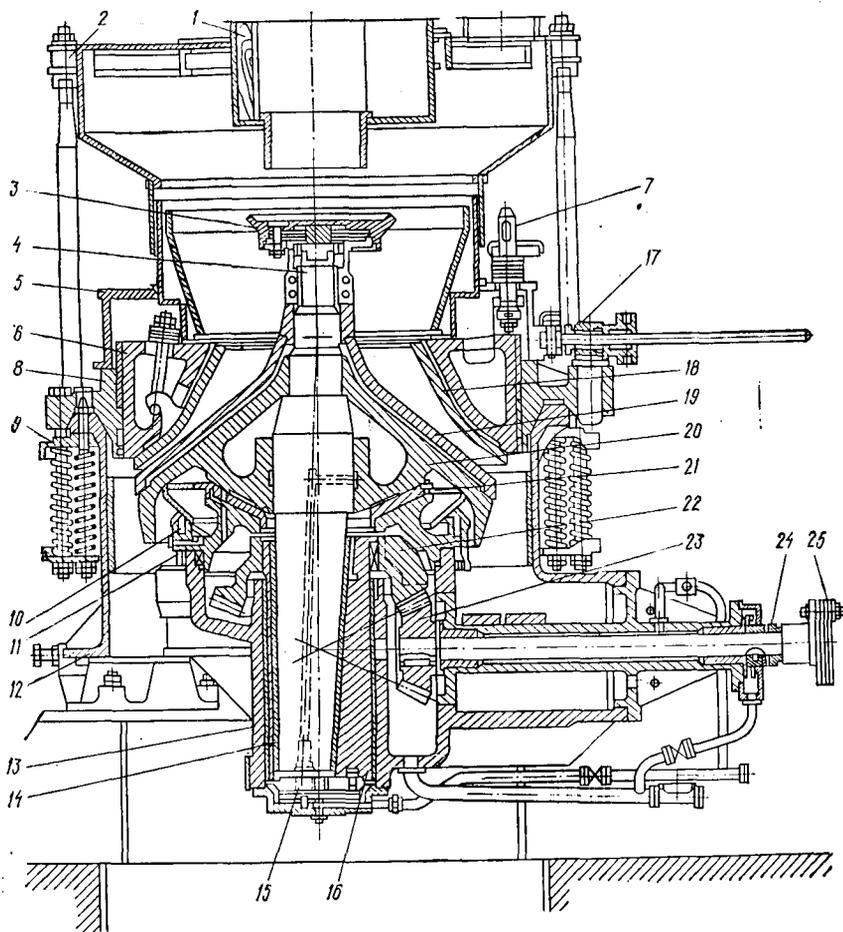


Рис. 19. Конусная дробилка для среднего дробления КСД-2200.

концом входит в гнездо эксцентрикового стакана и при вращении последнего совершает круговые движения внутри чаши 4. Стакан 12 вращается от электродвигателя через муфту 9, приводной вал 10 и конические шестерни 11.

Дробилка загружается сверху посредством распределительной тарелки 6. При приближении конуса 5 к чаше 4 происходит дробление материала раздавливанием и истиранием, поскольку этот конус вращается не только вокруг оси конической чаши, но и вокруг своей собственной.

Размер дробилок КСД и КМД характеризуется диаметром основания подвижного конуса (D). В соответствии с ГОСТ 6937—69 они изготовляются в двух исполнениях: грубого (Гр) и тонкого дробления (Т).

Конструктивно эти машины отличаются профилем дробящей зоны, размерами загрузочного отверстия и разгрузочной щели. Паспортное значение последней (в сравнении, например, с дробилками типа ККД или КРД) определяется как минимальное расстояние между футеровками подвижного и неподвижного конусов (b_0).

У дробилок КСД и КМД подвижный конус совершает качания, угол отклонения которого от вертикальной оси установки колеблется в пределах $3,5 \cdot 10^{-2}$ — $4,37 \cdot 10^{-2}$ рад.

На рис. 19 представлена дробилка КСД-2200. В верхней ее части расположена приемная коробка 1 загрузочного устройства 2 для равномерного заполнения руды посредством распределительной тарелки 3. Уменьшение крупности материала производится раздавливанием в результате колебательных движений дробящего конуса 20, масса которого (он напрессован на главный вал 4), а также вертикальная и горизонтальная составляющие усилий дробления воспринимаются подпятником 21. Нижняя поверхность конуса 20 имеет форму сферы с тонкой бронзовой прокладкой. Чаша 11, служащая опорой для указанной поверхности, насажена на стенку картера, составляющего одно целое со станиной 12.

В массивную цилиндрическую втулку 13, отлитую заодно с нижней частью картера, запрессована тонкостенная бронзовая втулка 14, внутри которой вращается эксцентриковый стакан 16, опирающийся на плоский подпятник 15. Нижняя хвостовая часть вала 4 входит в полость стакана 16, получающего от электродвигателя вращательный момент через зубчатую пару 22 и 23, вал 24 и муфту 25.

Неподвижный конус 18 (с футеровкой) крепится к регулировочному кольцу 6, которое, в свою очередь, соединяется трапецеидальной резьбой с опорным кольцом 8, лежащим на верхнем фланце станины 12. Перемещением по высоте кольца 6 (посредством устройств 7 и 17) достигается наибольшая ширина разгрузочного отверстия b_0 .

Для предохранения машины от поломок при попадании в нее недробимых предметов конструкция снабжена системой пружин 9, расположенных по внешнему периметру установки. Они надеты на болты, притягивающие опорное кольцо к станине и работающие на сжатие. Сила прижатия в данном случае составляет 400—600 т.

При попадании в рабочую зону металлического предмета неподвижный конус вместе с опорным и регулировочным кольцами приподнимается, и этот предмет вываливается через разгрузочное отверстие, если его размер не превышает ширину щели при размыкании. Затем пружины возвращают кольцо 6 и конус 18 в прежнее положение.

Для предохранения поверхности сферического подпятника и внутренней полости картера дробилки от попадания пыли предусмотрено специальное гидравлическое уплотнение 10 (пылевой затвор). В опорной чаше проточена канавка, заполняемая водой или незамерзающей жидкостью. На конусе 20 имеется так называемый воротник, нижняя кромка которого погружается в воду канавки.

Дробилки типа КМД (рис. 20) и КСД — в принципе аналогичны. Первые из них имеют только меньшую длину образующей подвижного конуса и значительно большую (в 1,5—2 раза) длину параллельной

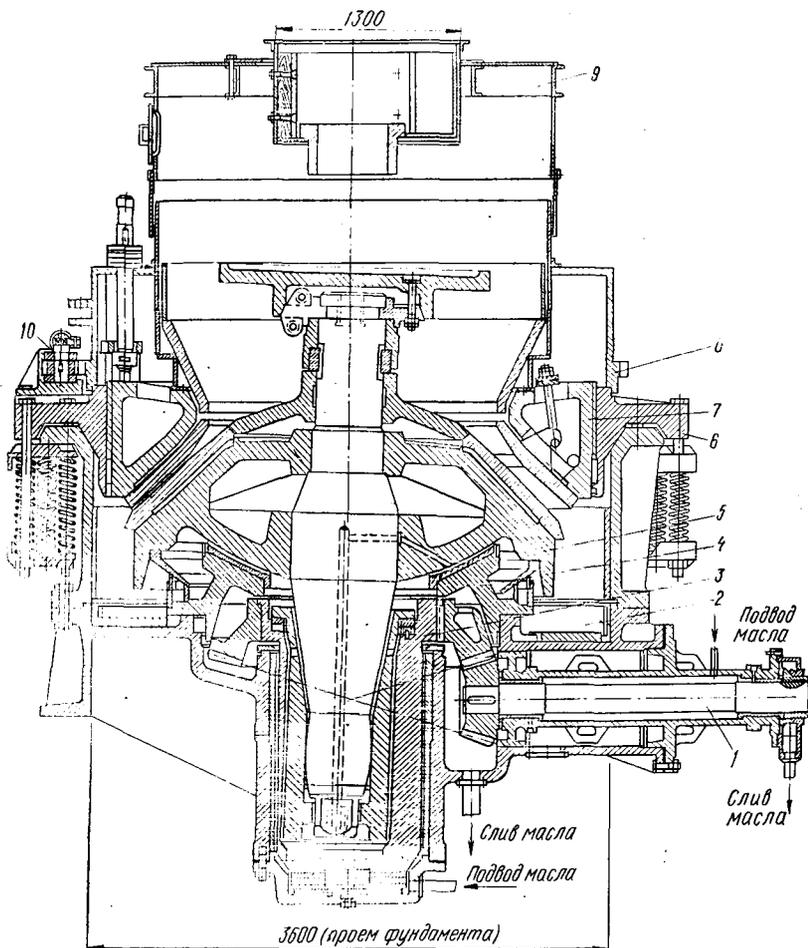


Рис. 20. Конусная дробилка для мелкого дробления КМД-3000Т:

1 — приводной вал; 2 — станина; 3 — эксцентриковый стакан; 4 — опорная чаша; 5 — дробящий конус; 6 — амортизатор; 7 — регулирующее кольцо; 8 — кожух; 9 — загрузочное устройство; 10 — механизм поворота дробящего конуса.

рабочей зоны между образующими дробящего и неподвижного конусов.

В некоторых конструкциях вместо пружинного применяют гидравлический или пневмогидравлический способ прижатия неподвижного конуса и регулирования размера разгрузочного отверстия. Так, в дробилке КСД-2500 установлены пневматические амортизаторы, состоящие из цилиндров с поршнями, тяги которых шарнирно соединены с опорным кольцом. Амортизаторы заполнены азотом, сжатым до 9810 Па.

Основные механические и технологические параметры конусных дробилок типа КСД и КМД рассчитываются по следующим формулам:

а) ширина разгрузочной щели в фазе раскрытия профилей (м)

$$b = b_0 + S, \quad (30)$$

б) ход подвижного конуса в плоскости разгрузочной щели (м)

$$S = 2 \cdot 10^{-3} L_0 \beta, \quad (31)$$

в) максимальная крупность дробленой руды (м)

$$d_{\max} = K_t (2r + b) 10^{-3}, \quad (32)$$

г) минимально допустимая теоретическая частота вращения эксцентрика (рад/с)

$$n_{\min} \geq 13,8 \sqrt{\frac{\sin \alpha - f \cos \alpha}{t_n}}. \quad (33)$$

д) число качаний подвижного конуса в минуту для дробилок:
— при $D \geq 1,2$ м

$$n' = 350 - 50D, \quad (34)$$

— при $D = 1,2$ м

$$n' = 390 - 70D, \quad (35)$$

е) производительность (кг/с) дробилок КСД (в открытом цикле):
— при $b_0 \leq 0,025$ м

$$Q = 0,0095 K_{\text{тв}} D^2 n' b_0 \gamma_{\text{н}}, \quad (36)$$

— при $b_0 > 0,025$ м

$$Q = (D^2 n' b_0 + P) \gamma_{\text{н}} 0,27, \quad (37)$$

ж) производительность (кг/с) дробилок КМД в циклах:
— открытом

$$Q_{\text{от}} = (0,0058 \div 0,0064) K_{\text{тв}} D^2 n' b_0 \frac{\gamma_{\text{н}}}{10^3}, \quad (38)$$

— замкнутом

$$Q_{\text{з}} = 0,5 Q_{\text{от}}, \quad (39)$$

з) потребляемая мощность (кВт) *

$$N_{\text{потр}} = \frac{3,4 Fr_{\text{ср}} n'}{\eta} \approx 0,021 D^2 n', \quad (40)$$

и) установочная мощность двигателя (кВт)

$$N_{\text{дв}} = 3 N_{\text{потр}}, \quad (41)$$

к) усилие (тс) дробления (полное равнодействующее)

$$R = 46F \approx 42D^2, \quad (42)$$

где L_0 — полная длина образующей подвижного конуса (до точки ее пересечения с вертикальной осью дробилки), м;

β — угол между этой осью и осью подвижного конуса ($\beta \approx 3,5 \times 10^{-2}$ рад);

* Теоретическая формула.

- r — эксцентриситет вала на уровне основания подвижного конуса, м;
- K_t — коэффициент, характеризующий степень дробления в зависимости от конструктивных особенностей машины (при увеличении параметра D от 0,6 до 2,2 м изменяется от 0,3 до 0,13);
- α — угол наклона образующей подвижного конуса к горизонтالي (на закрытой стороне): для дробилок КСД и КМД он равен соответственно $68,3 \cdot 10^{-2}$ и $84 \cdot 10^{-2}$ рад;
- l_p — длина параллельной зоны; м;
- P — постоянная объемной производительности (при $D = 0,6, 0,9, 1,2, 1,75$ и $2,22$ м она соответственно равна 20, 50, 65, 80 и 90 м³/ч;
- r_{cp} — эксцентриситет вала на середине высоты подвижного конуса, м;
- η — к. п. д. передаточного механизма ($\eta \approx 0,55$).

Эксплуатация дробилок типа КСД и КМД обуславливается уже известными нам правилами (см. § 3 данной главы). Эти установки — быстроходнее дробилок ККД, имеют большие размах качаний конуса и угол наклона образующей к вертикали, что определяет четырех-, пятикратное зажатие кусков руды в рабочем пространстве (в том числе не менее одного раза в параллельной зоне), а также более высокие степени показателя i .

Основное технологическое требование правильной эксплуатации дробилок КСД и КМД — равномерная их загрузка исходным сырьем в центр распределительной тарелки. При этом надо учитывать возможности сегрегации материала при движении его по загрузочному желобу и заполнение участков приемной воронки полезным ископаемым различной крупности.

Руда, подаваемая в дробилку КМД, не должна содержать свыше 25—30% кусков, размер которых менее размера загрузочной щели установки на закрытой стороне. При $b_0 = 0,005—0,006$ м выход класса — 0,012 м для руд неплитняковой структуры составляет 65—92%. Для получения относительно равномерного по крупности продукта необходимо, чтобы пределы отклонений ширины загрузочной щели по длине параллельной зоны были минимальными.

Дробилки оборудованы станциями централизованной смазки. Температура масла на сливе не должна превышать 60° С, а при выходе из холодильника 45° С. Применяются масла с температурой вспышки не менее 200° С.

Все движущиеся части установок надо ограждать соответствующим образом. Для предохранения обслуживающего персонала от поражения выброшенными из дробилки кусками материала загрузочное отверстие должно быть также ограждено.

Системы автоматизации работы изучаемых машин (в том числе и циклов дробления) предусматривают:

— пуск и остановку дробилок, а также вспомогательных механизмов в определенной последовательности (с учетом наличия руды в бункерах, на ленточных конвейерах и в питателях);

— регулировку загрузки сырья, осуществляемую по заданной активной мощности, потребляемой электродвигателем установки, и воздействием на регулируемый привод питающего устройства;

— ряд приборов и механизмов для контроля и стабилизации процесса уменьшения крупности материала.

Установлено, что незначительные увеличения мощности при дроблении носят кратковременный характер — в зависимости от твердости и вязкости исходного сырья. Наиболее приемлемым является электропривод переменного тока с асинхронным двигателем (при короткозамкнутом роторе), а перспективным — с синхронным. Последний, как показывают расчеты, даже при максимально тяжелых режимах будет функционировать устойчиво [6].

В зависимости от свойств дробимого материала могут возникать условия, когда двигатели станут работать в режиме, близком к критическому. Для предотвращения завала применяют защиту их от длительных перегрузок или предусматривают автоматическую регулировку подачи сырья в машину.

Электродвигатель главного привода заблокирован с системой смазки, при неисправностях которой (падение давления, повышение температуры сверх предельных норм и др.) он автоматически отключается.

Конусные инерционные дробилки — новое направление отечественного горно-обогачительного машиностроения. Повышение производительности обычных конусных дробилок связано с увеличением их размеров, что обуславливается рядом трудностей как в технологии изготовления данных машин, так и в эксплуатации. Достижимые при этом величины i (от 3 до 6) являются низкими. Необходим процесс уменьшения крупности в 3—4 стадии с применением замкнутых циклов, что вызывает рост объемов строительства в дробильных цехах, а также потребность в дополнительном транспортном и другом вспомогательном оборудовании.

Созданные институтом «Механобр» и производственным объединением «Уралмаш» высокоэффективные конусные инерционные дробилки КИД-600 и КИД-1750 позволяют получать в открытом цикле (при дроблении крепких абразивных руд) степень сокращения до 15 (по средневозвешенному размеру кусков).

Принципиальная конструктивная схема такой дробилки показана на рис. 21. Она состоит из корпуса 1, внутри которого расположен дробящий конус 2, опирающийся на сферическую опору 4. Возмущающая сила и инерционное круговое движение конусу 2 сообщается двумя дебалансными вибраторами 3, размещенными на концах горизонтального коромысла 5, ось которого связана с валом 11 конуса 2 с помощью сферического шарнира 6.

Оба вибратора совершают обороты синхронно и синфазно благодаря явлению самосинхронизации. Вращение дебалансам передается через карданные валы 8 от двух электродвигателей 10, установленных на опорной раме 9.

Основная отличительная особенность данных машин заключается в том, что дробящая сила в них возникает за счет быстрых оборотов неуравновешенного груза, а не из-за вращения эксцентрикового при-

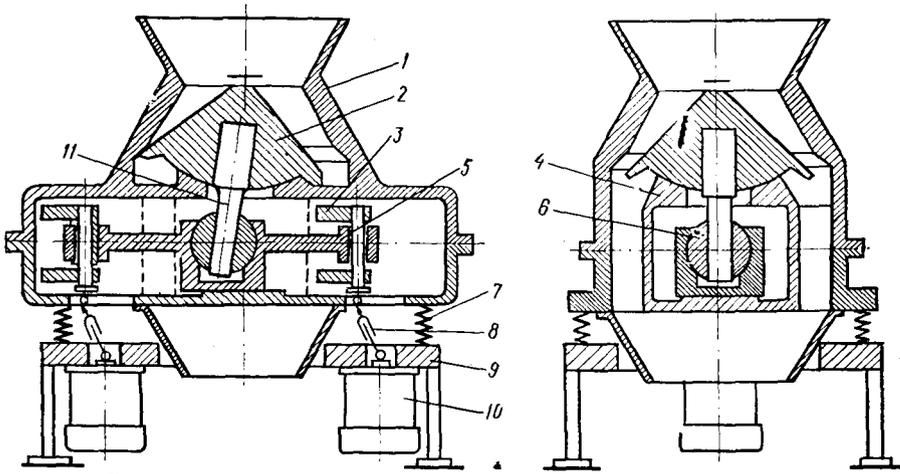


Рис. 21. Конусная инерционная дробилка.

вода, как в обычных дробилках. Эта конструктивная особенность позволяет:

- в два раза повысить число качаний конуса;
- существенно увеличить дробящее усилие;
- обеспечить высокую степень i , а также независимость крупности продукта от размеров разгрузочной щели (что характерно для обычных конусных дробилок);
- сократить удельный расход энергии на единицу степени дробления;
- применить эффективную систему виброизоляции; существенно облегчающую фундаменты;
- исключить перегрузки привода и поломки деталей при попадании металлических предметов.

Дробилки КИД-1750 производительностью 41,7 кг/с успешно эксплуатируются в промышленности. Создаются установки КИД-2200 производительностью 69,5 кг/с.

§ 5. Валковые дробилки

Действие валковых дробилок основано на принципе раздавливания и раскалывания материала, находящегося в рабочем пространстве между движущимися гладкими, рифлеными или зубчатыми поверхностями валков.

В зависимости от конструктивных особенностей и назначения применяют дробилки следующих типов (прил. 5):

- а) одновалковые — для агломерата и угля;
- б) двухвалковые с гладкими и рифлеными валками — для горных пород и руд;
- в) двухвалковые с зубчатыми валками — для угля и мягких пород;
- г) четырехвалковые с гладкими валками — для кокса и известняка (на аглофабриках).

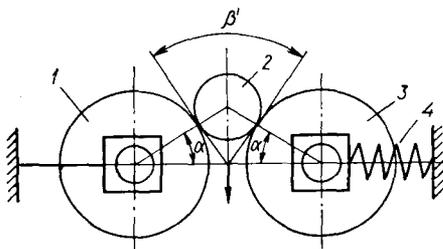


Рис. 22. Кинематическая схема двухвалковой дробилки.

Наибольшее распространение получили двухвалковые дробилки (рис. 22). Основные рабочие элементы здесь — два валка: неподвижный 1 и подвижный 3, вращающиеся навстречу друг другу. Последний благодаря упругой связи 4 может перемещаться в горизонтальном направлении, если усилия дробления куска материала 2 не превосходят предел его прочности.

В этом случае ширина разгрузочной щели увеличивается и недробимый кусок проходит вниз, что предохраняет машину от поломок.

Двухвалковая зубчатая дробилка (рис. 23) имеет раму 1, на которой устанавливаются в подшипниках 12 и 3 валы зубчатых валков 10. Корпуса подшипников 3 могут перемещаться по специальным направляющим в горизонтальном направлении. Усилие дробления регулируется затяжкой пружинных амортизаторов 2. Вращение валков осуществляется от электродвигателя посредством клиноременной передачи шкива 6, вала 7 и шестерен 8, 9 и 11. На раме находятся металлический кожух 4, покрывающий валки, и загрузочная воронка 5. Перемещение подшипника 3 ограничивается упором 13.

Каждый валок состоит из вала и жестко насаженного на него многогранника, к которому болтами крепятся сменные зубчатые сегменты (бандажи) в виде отливок из марганцовистой стали. Набор их образует валок цилиндрической формы.

Преимуществом данных машин, простых по конструкции, является незначительный выход мелких классов крупности вследствие того, что при вращении ряды зубьев одного валка заходят между рядами другого, и процесс уменьшения размеров кусков сырья происходит главным образом за счет раскалывания. К недостаткам этих установок относятся: низкая производительность, большой удельный расход электроэнергии, неравномерный быстрый износ бандажей валков.

Расчет основных технологических и механических параметров валковых дробилок производится по следующим формулам:

— угол захвата (рад)*

$$\beta' = 2\alpha' \leq 2\varphi, \quad (43)$$

— наибольший кусок дробимого материала (м)

$$d_{\max} = \frac{1}{20} D, \quad (44)$$

— максимальная частота вращения валков (рад/с)

$$n_{\max} = 0,065m \sqrt{\frac{f}{\delta D d}}, \quad (45)$$

— производительность дробилки (кг/с)

$$Q = 0,064 \mu \delta n_1' L' D l, \quad (46)$$

* См. рис. 23.

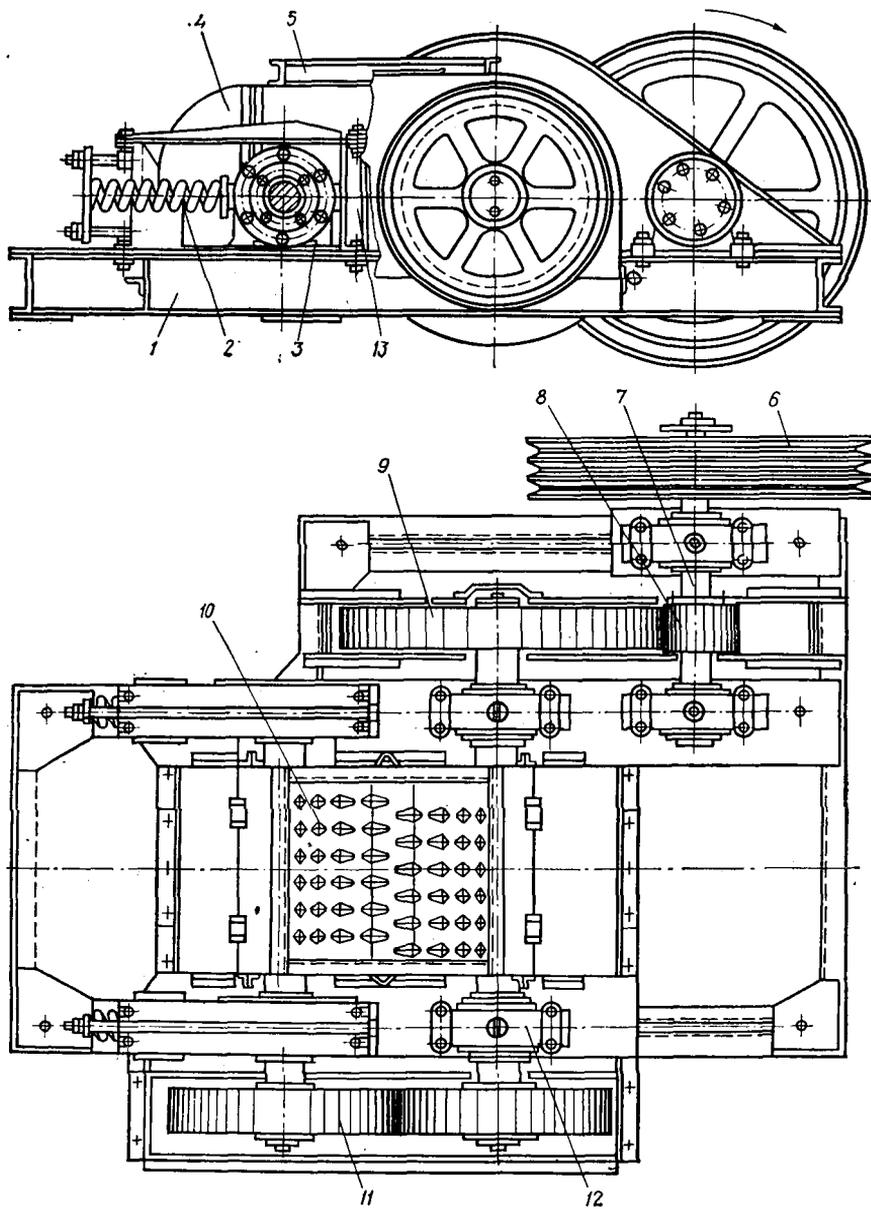


Рис. 23. Двухвалковая дробилка зубчатая ДДЗ-6.

— мощность двигателя (кВт)

$$N_{\text{дв}} = \frac{Q^2 L' n_1^2 K}{1090 E d}, \text{ или } N_{\text{дв}} \approx 10 D L' n_1, \quad (47)$$

где D — диаметр валка, м;

m — коэффициент, равный 0,4—0,7 (уменьшается с увеличением значений D , d и δ);

f — коэффициент трения исходного материала о валок;

δ — плотность дробимого материала, кг/м³;

μ — коэффициент разрыхления (для крепких пород 0,2—0,3, для влажных и вязких 0,5—0,6);

n_1 — частота вращения валков, рад/с;

L' — длина валка, м;

l — расстояние между валками (щель), м;

K — коэффициент, учитывающий недогрузку валков ($K = 0,2$ —0,6);

E — модуль упругости дробимого материала, Н/м².

Перед пуском производят осмотр дробилки, в частности определяют натяжение приводных ремней и наличие смазки (консистентной). Периодичность ее смены при хорошем уплотнении корпусов подшипников качения валков — два раза в год.

Ширину разгрузочного отверстия регулируют установкой прокладок между корпусом подвижного подшипника и упором.

Не допускается износ бандажей на толщину более чем 0,01—0,012 м.

Режим работы дробилок можно характеризовать как спокойный, без резких пиков и спадов нагрузки. Выравниванию последней способствуют маховые массы вращающихся валков, шкивов и шестерен зубчатых передач.

Отмеченным особенностям электропривода удовлетворяют асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором. Значительные маховые массы вызывают при запуске дробилки пик, достигающий 270% номинальной мощности. Как только начинается разгон, она резко снижается, достигая величины, обусловленной трением в системе при холостом ходе машины.

В качестве максимальной защиты используются автоматические выключатели или плавкие предохранители, устанавливаемые перед магнитными пускателями. Предусматривается также дистанционное и местное заблокированное управление валковыми дробилками.

§ 6. Молотковые и роторно-бильные дробилки

Все дробилки с вращающимся ударным ротором (прил. 6) подразделяются в основном на два типа: молотковые — с шарнирно-подвешенными ударными молотками и роторно-бильные — с жестко закрепленными лопатками (билами). Каждый из этих типов машин, в свою очередь, можно классифицировать: на одно- и двухроторные; реверсивные и нереверсивные (в зависимости от возможности работы при изменении направления вращения ротора); с колосниковыми решетками и без них; с неподвижными и подвижными отбойными плитами (рис. 24).

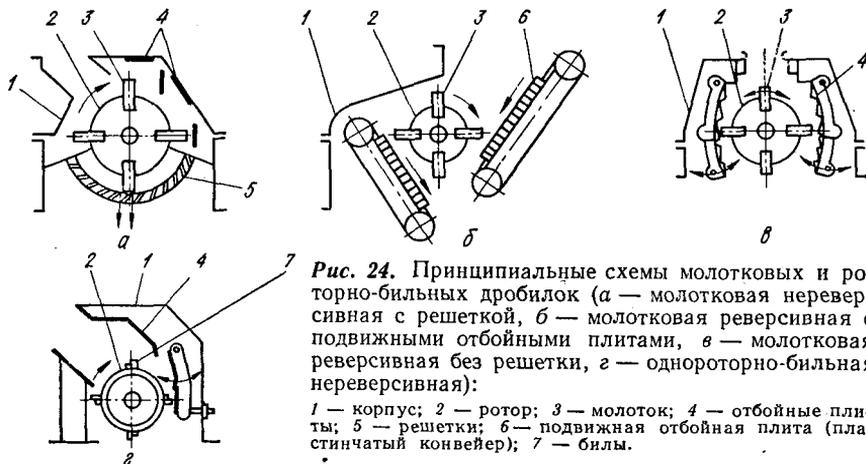


Рис. 24. Принципиальные схемы молотковых и роторно-бильных дробилок (а — молотковая неревверсивная с решеткой, б — молотковая реверсивная с подвижными отбойными плитами, в — молотковая реверсивная без решетки, г — однороторно-бильная неревверсивная):

1 — корпус; 2 — ротор; 3 — молоток; 4 — отбойные плиты; 5 — решетки; 6 — подвижная отбойная плита (пластинчатый конвейер); 7 — билы.

Молотковая реверсивная дробилка с решеткой (рис. 25) состоит из сварного корпуса 1 и ротора 2. Для предотвращения износа торцовые стенки корпуса защищены футеровочными плитами 16. Решетка 9, набранная из отдельных колосников, располагается внизу, где они укладываются в пазы рычагов 4, расположенных попарно с каждой стороны ротора.

Рычаги подвешены шарнирно на осях 3, а в средней части соединены стержнями 6. Своей нижней частью рычаги опираются на эксцентрики 8, попарно закрепленные на валах 13. Замыкающий механизм, включающий тягу 11 и пружины 12, прижимает рычаги к эксцентрикам. Поворотом последних, а также вала 13 можно приближать колосниковую решетку к вращающемуся ротору или удалить ее от него, регулируя зазор между концами молотков и этой решеткой.

Ротор дробилки состоит из вала 19 с неподвижно укрепленными здесь дисками 22. По их периметру расположены отверстия, через которые продеты стержни 20 с подвешенными на них молотками 21. Вал опирается на подшипники качения, помещенные в корпусах 18. Свободным концом он посредством муфты 17 соединяется с валом электродвигателя.

Для улавливания металлических предметов, случайно попавших в дробилку, внизу между колосниковыми решетками установлен карман 10, разгружаемый поворотом на некоторый угол вокруг оси тягой 7. Для осмотра и ремонта решеток предусмотрены открывающиеся люки 5.

Материал, подаваемый в дробилку через загрузочное отверстие 15, встречается с быстро вращающимися молотками, разбивается или отбрасывается на футеровочные плиты 14. В результате удара о них происходит дальнейшее уменьшение крупности. Окончательное додрабывание сырья осуществляется в кольцевом зазоре между концами молотков и решеткой, а разгружается оно через зазоры между колосниками.

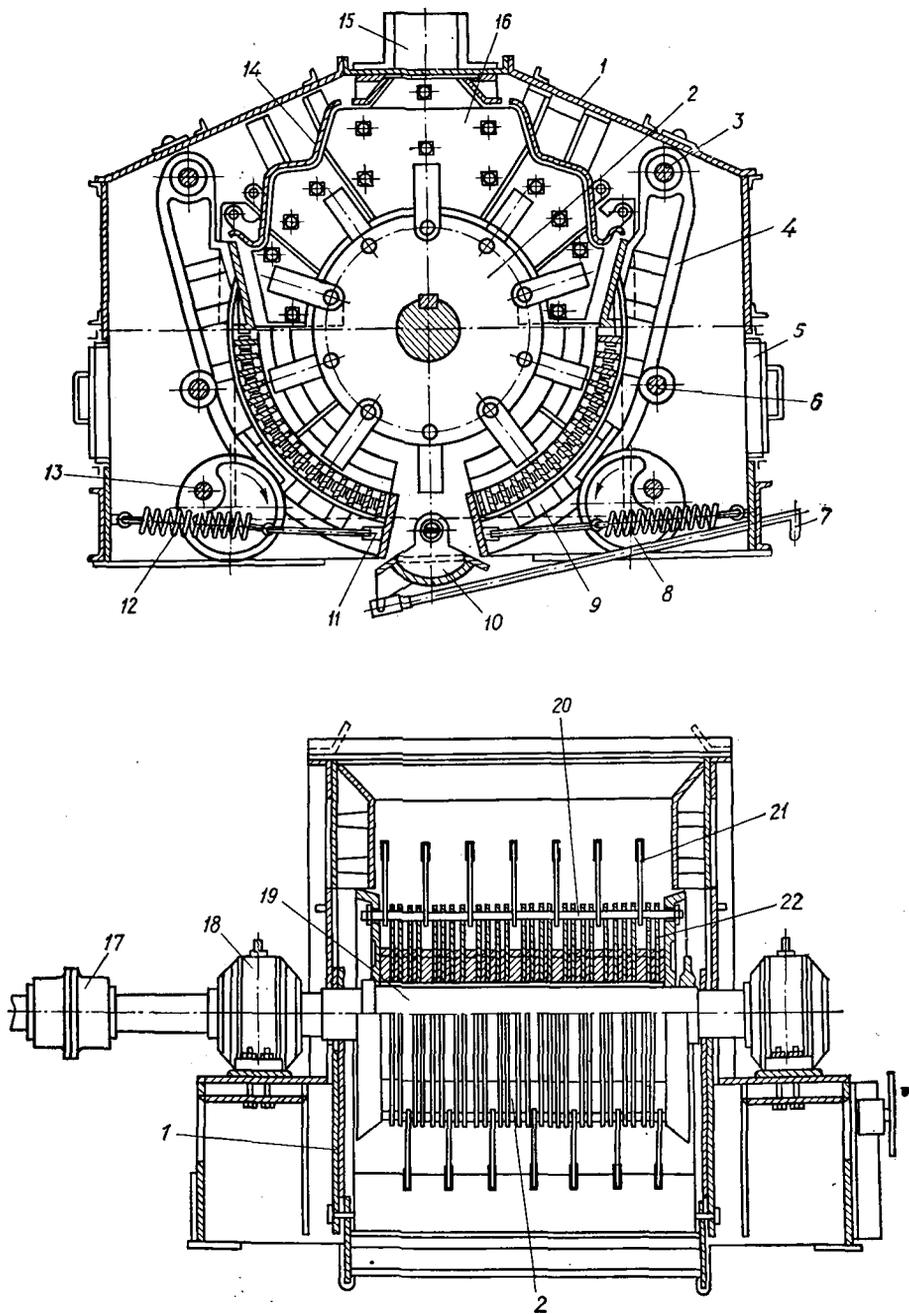


Рис. 25. Молотковая реверсивная дробилка.

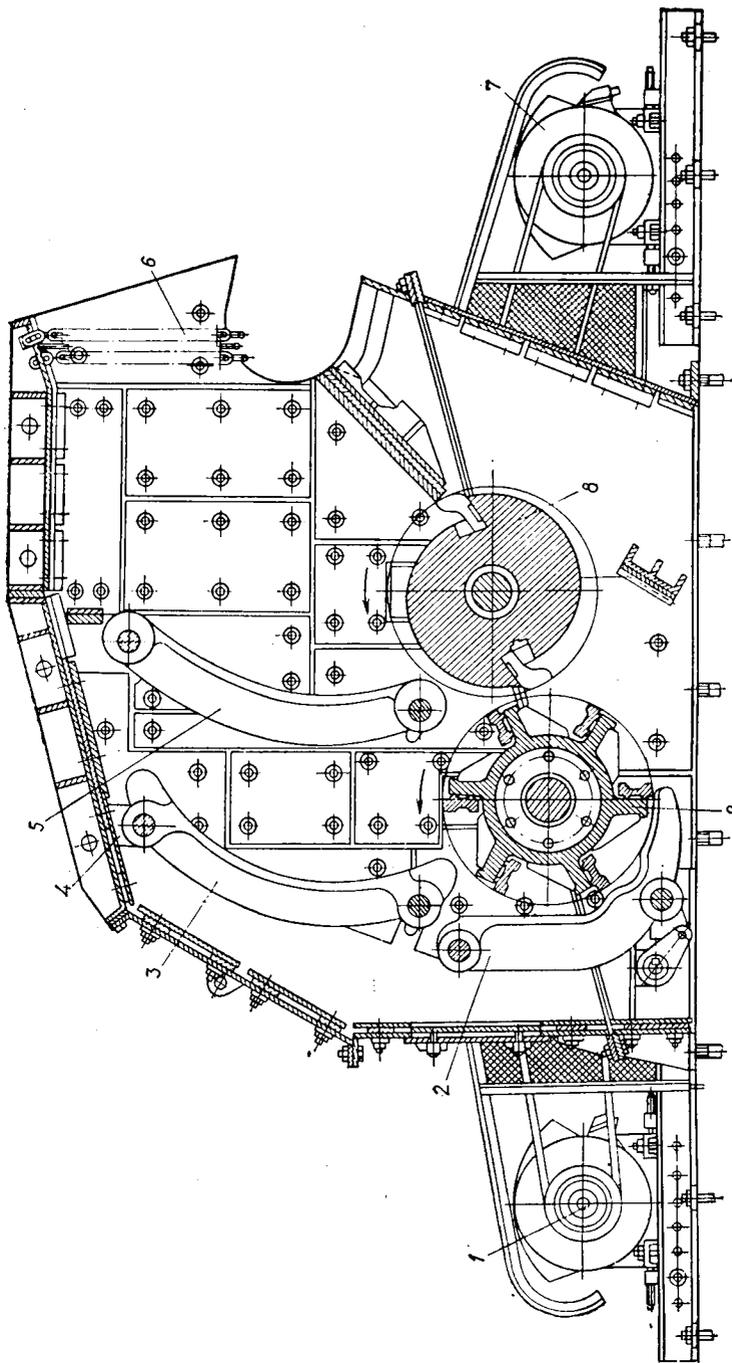


Рис. 26. Двухрогортная (роторно-билльная) дробилка.

Центральное размещение загрузочного люка, симметрично расположенные отбойные плиты и колосниковые решетки позволяют производить дробление с изменением направления вращения ротора в зависимости от износа молотков и колосников.

Двухроторная бильная дробилка (рис. 26), предназначенная для горных пород крупностью до 0,6 м с крепостью до 15 по шкале М. М. Протодьяконова, состоит из сварного корпуса 4, внутри которого расположены два вращающихся в одном направлении ротора 8 и 9. Дробление производится ударом жестко закрепленных лопаток и отбрасывания материала на отбойные решетки 5, 3 и 2. Последние крепятся на шарнирном подвесе так, что нижние их части могут перемещаться в горизонтальном направлении на некоторое расстояние, изменяя зазор между билами и этими решетками. Данное обстоятельство по мере износа тех и других позволяет регулировать изменяющуюся крупность сырья.

Вращение роторов осуществляется через клиноременную передачу от электродвигателей 7 и 1. Для предотвращения выброса материала из машины служит цепной затвор 6, состоящий из одного и более рядов свободно висящих цепей.

Основные технологические и механические параметры рассматриваемых установок вычисляются следующим образом:

— производительность молотковой дробилки, работающей в открытом цикле (кг/с),

$$Q_m = \frac{0,076 K_{pc} N_{дв}}{\lg \frac{100}{R_{гот}} - \lg \frac{100}{R_{пит}}}, \quad (48)$$

— диаметр ротора (м)

$$D_p = 3d_{max} + 0,55, \quad (49)$$

— дробящий эффект молотка (Дж)

$$E' = \frac{Gv^2}{2g} 9,81, \quad (50)$$

— мощность двигателя (кВт)

$$N_{дв} = 0,016 D_p L_p n'', \quad (51)$$

— производительность роторно-бильных дробилок (м³/с) по среднестатистическим данным [10]

$$Q_{max} = (0,6 \div 1,3) S_{пр}^{1,6} 0,013, \quad (52)$$

$$Q_{min} = (0,6 \div 1,4) S_{пр}^{1,3} 0,006, \quad (53)$$

где K_{pc} — коэффициент разломоспособности материала (для углей равен 1—1,7, известняка — 0,3);

$R_{гот}$, $R_{пит}$ — остаток на сите в готовом (дробленом) продукте и в питании (исходном материале), %;

G — масса молотка, кг;

v — окружная скорость вращения ротора, м/с;

g — ускорение свободного падения, 9,81 м/с²;

L_p — длина ротора, м;

n'' — частота его вращения, рад/с;

$S_{пр}$ — проекция ротора ($S_{пр} = D_p L_p$).

Молотковые и роторно-бильные дробилки применяются для крупного, среднего и мелкого дробления различных полезных ископаемых: хрупких, мягких и средней твердости. Достоинства этих машин заключаются в простоте их конструкции, компактности, надежности и относительно высокой степени i , равной 10—20 и более. Основным недостатком — относительно быстрый износ молотков, бил и решеток, отчего долговечность установок снижается.

Применяются молотки различных форм и массы (от 3 до 180 кг) — в зависимости от крупности и твердости полезного ископаемого. Изготавливаются они из стали с наваркой твердых сплавов.

Правильная эксплуатация роторных дробилок обеспечивает их надежную и высокоэффективную работу. Перед пуском машины необходимо проверить состояние отдельных узлов и деталей: исправность приводных ремней, полумуфт и их ограждения, а также загрузочных и разгрузочных желобов, плотность закрытия смотровых люков и др.

Уход за установкой в период работы сводится в основном к наблюдению за равномерностью загрузки и температурой подшипников. При появлении ненормального стука или других неисправностей надо немедленно отключить электродвигатель.

При дроблении очень влажных материалов или с большим содержанием мелочи следует периодически проверять и очищать колосниковую решетку (разумеется, только после полной остановки ротора).

Мощность, потребляемая дробилками, расходуется на восстановление энергии, теряемой молотками (или билами) при ударах по куску сырья, истирание его на колосниковой решетке и преодоление трения в узлах установки.

Изучаемые машины не требуют регулирования скорости вращения ротора в процессе работы. Но двигатели должны обладать определенной устойчивостью к возможной динамической (пиковой) нагрузке, хоть в целом она и равномерная. У крупных дробилок из-за больших маховых масс ротора пуск тяжелый, поэтому для электропривода используют асинхронные двигатели с фазным или короткозамкнутым ротором.

Так как мощность двигателя выбирается чаще всего по средней потребляемой энергии, из-за неравномерной подачи материала случается иногда перегрузка дробилки, в результате чего ротор может остановиться при заполненной приемной камере. С целью не допустить подобных явлений двигатель питателя блокируют с электродвигателем установки таким образом, что при перегрузке последнего до 80% от номинальных (при определенной длительности) двигатель питателя отключается и подача сырья прекращается.

После падения потребляемой электродвигателем дробилки мощности до 0,5 номинального значения двигатель питателя автоматически включается. Кроме того, система электропривода оборудуется тепловой защитой и другими средствами автоматизации.

Молотковые и роторно-бильные дробилки более экономичны, чем щековые и валковые. Удельный расход электроэнергии при уменьшении крупности материалов средней прочности составляет от 0,6 до 2,5 кВт · ч/т (при степени i от 8 до 32).

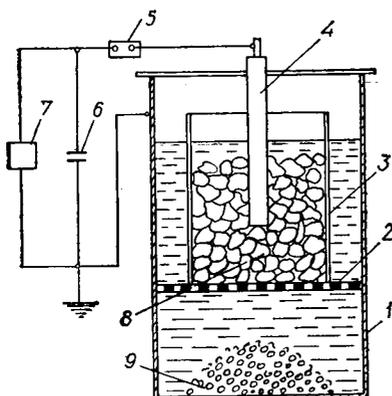


Рис. 27. Принципиальная схема установки для электрогидравлического дробления.

здесь осуществляется избирательное разрушение — преимущественно по плоскостям спаянности и трещинам в горной породе.

Установка электрогидравлического дробления (рис. 27) состоит из барабана 1, в центральной части которого располагаются исходный материал 3 на решетке 2 и электрод 4. При подаче электрического импульса от высоковольтного генератора 7 через конденсатор 6 и прерыватель 5 в камеру, заполненной водой, происходит разряд, и в зоне 8 образуется ударная волна. Разрушенный материал 9, пройдя отверстия решетки, собирается в нижней части камеры.

Работа экспериментальных установок показала, что при электрогидравлическом методе раскрытие рудных минералов происходит более эффективно в сравнении с обычным дроблением, однако удельный расход энергии в данном случае остается пока значительно выше (на порядок).

Электрогидравлическое дробление полезных ископаемых при подготовке их к обогащению может быть особенно эффективным, если требуется исключить загрязнение материала примесями железа или добиться высокой избирательности процесса с минимальным переизмельчением хрупких, легко шламующихся ценных компонентов.

ГЛАВА III. МАШИНЫ ДЛЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

§ 1. Назначение, классификация и области применения мельниц

Назначение мельниц — доведение размеров кусков исходного сырья до конечной крупности, обусловленной последующей технологией его использования. При обогащении полезных ископаемых эта крупность определяется вкрапленностью ценных (рудных) минералов и требуемой полнотой их раскрытия. Так, при измельчении угля на

§ 7. Специальные методы дробления

В настоящее время усилия по созданию новых процессов дробления сосредоточены главным образом на исследовании электрогидравлического эффекта и разработанного на его основе метода разрушения (того же названия).

Сущность эффекта заключается в том, что при прохождении кратковременного электрического разряда через жидкость образуются ударные волны, под действием которых и происходит дробление находящегося в ней материала. Достоинством данного метода является прежде всего то, что

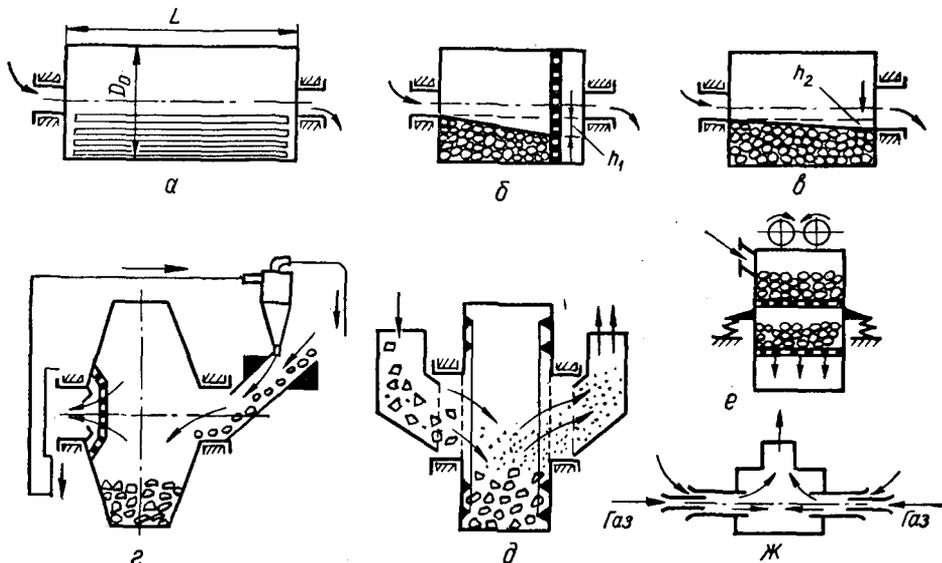


Рис. 28. Принципиальные схемы мельниц:

а — стержневая мельница; б, в — шаровые мельницы с удалением продуктов через решетку и с центральной разгрузкой; г, д — мельницы для мокрого и сухого самоизмельчения; е — вибрационная мельница с шаровой загрузкой; ж — струйная мельница.

тепловых электростанциях конечная крупность его помола обуславливается требованиями эффективного сжигания полезного ископаемого в пылевидных топках.

Измельчение материалов в большинстве случаев осуществляется барабанными мельницами (рис. 28), реже — вибрационными, струйными, планетарными и др.

Барабанная мельница представляет собой цилиндрический (иногда конический) барабан, заполненный до определенного уровня измельчающими телами — металлическими шарами (рудной галей), стержнями или относительно крупными кусками полезного ископаемого. При вращении барабана подаваемый в него материал вместе с измельчающими телами поднимается на некоторую высоту, а затем сползает или падает вниз, подвергаясь тонкому дроблению за счет силы ударов и трения в слоях измельчающей среды.

Процесс уменьшения зерен ископаемого сырья происходит непрерывно при движении его вдоль барабана от загрузки (с одного конца) до выгрузки (с другого) через пустотелые цапфы.

Удаление продуктов измельчения может осуществляться за счет перепада уровней загрузки и разгрузки, выноса водным (воздушным) потоком или через решетку.

Конструктивно и технологически мельницы различают по форме барабана, виду измельчающих тел, используемому способу тонкого дробления и принципу разгрузки образующегося продукта. Форма барабана обуславливается соотношением D/L (диаметра барабана к его длине).

Стержневые мельницы с центральной разгрузкой МСЦ (см. рис. 28, а) используются при первой стадии измельчения руды до крупности $(1-5) \cdot 10^{-3}$ м. Длина стальных стержней здесь на $(2,5-5) \cdot 10^{-2}$ м меньше внутренней длины барабана.

Шаровые мельницы с решеткой МРШ (см. рис. 28, б) применяются в основном для той же цели. Измельченный продукт проходит через отверстия решетки, поднимается лифтерами и направляется в разгрузочную цапфу. Установка работает таким образом, что разность уровней пульпы между загрузочным и разгрузочным концами барабана h_1 сохраняется значительной, поэтому скорость движения материала вдоль мельницы сравнительно высокая. Это предопределяет получение относительно грубого помола (40—60% класса — 0,074 мкм).

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой МШЦ (см. рис. 28, в) используются преимущественно на второй и третьей стадиях измельчения для получения продуктов тонкого помола, содержащих более 80—90% класса — 0,074 мкм. Здесь разность уровней пульпы h_2 в загрузочном и разгрузочном концах незначительна; материал перемещается вдоль установки сравнительно медленно, благодаря чему помол более тонкий, чем в машинах с решеткой.

В мельницах мокрого самоизмельчения типа «Каскад» (см. рис. 28, г) измельчающей средой служит руда крупностью до 0,35 м. В данном случае получают готовый продукт, содержащий 60—70% класса — 0,074 мкм. Эти установки применяются для первичного самоизмельчения руд. Они обычно работают в замкнутом цикле с классификатором (в качестве такового на рис. 28, г принят гидроциклон).

Мельницы типа «Аэрофол» (см. рис. 28, д) используются для сухого самоизмельчения руд с максимальной крупностью кусков до 1200 мкм. Удаление образующегося продукта осуществляется циркуляцией воздушного потока в системе с пневматическим классификатором.

Вибрационные мельницы (см. рис. 28, е) еще не нашли широкого распространения. Применяются в лабораторных условиях для получения сверхтонких порошков различных материалов. Измельчение происходит вследствие вибраций шаров, помещенных в корпус, установленный на амортизаторах и получающий от вибратора колебания определенной частоты и амплитуды.

Струйные мельницы (см. рис. 28, ж) также нашли ограниченное применение — главным образом при сверхтонком измельчении небольших количеств сырья. Сущность их работы заключается в том, что помол происходит в соударяющихся потоках материала, разогнанного до определенной скорости с помощью газа или пара.

§ 2. Конструкции барабанных шаровых и стержневых мельниц

Шаровые мельницы получили наибольшее распространение вследствие высокой их эффективности, простоты устройства и возможностей непрерывной догрузки измельчающих тел в процессе работы.

Шаровая мельница с решеткой (рис. 29) состоит из цилиндрического барабана 2 с двумя торцовыми крышками 1 и 3, имеющими загруз-

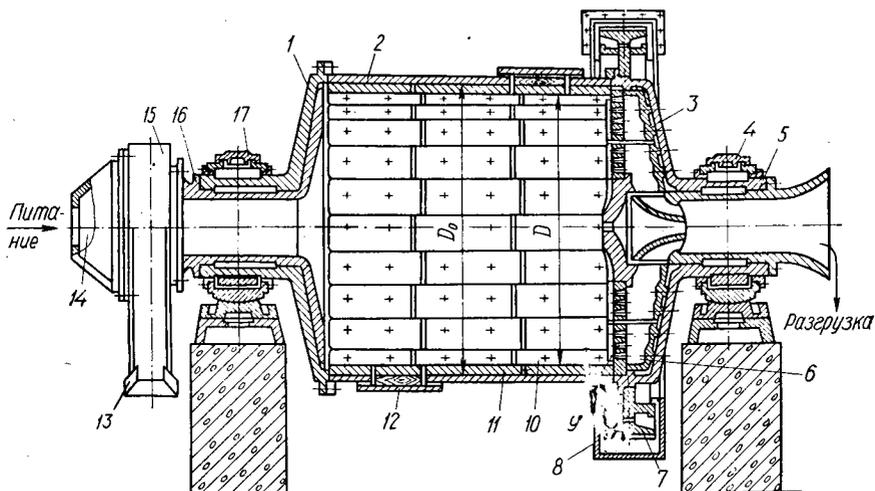


Рис. 29. Шаровая мельница с решеткой.

зочную и разгрузочную цапфы — 16 и 5, которые опираются на подшипники скольжения 17 и 4. На барабан посажен зубчатый венец 7, посредством которого он приводится во вращательное движение от шестерни, закрытой кожухом 8.

Барабан имеет люки 12 для осмотра его внутренней поверхности, замены футеровки, удаления изношенных шаров и др. Для загрузки исходного материала и измельчающих тел служит питатель 15, состоящий из загрузочного конуса с отверстием 14 и улиткового черпака с козырьком 13, с помощью которого подаются пески классификатора (циркулирующая нагрузка).

Внутренняя поверхность барабана для предохранения от износа футеруется броневыми плитами 11, закрепляемыми болтами 10. Аналогично производится футеровка торцовых крышек барабана и внутренней части пустотелых цапф профилированными отливками и съемными воронками.

В разгрузочной части барабана установлена решетка 9. Пространство между ней и торцовой крышкой 3 разделено радиальными перегородками (лифтерами 6) на секторные камеры, сообщающиеся с цапфой 5. При вращении мельницы эти лифтеры поднимают пульпу до уровня цапфы 5, через внутреннюю полость которой она удаляется из установки. Таким образом, наличие решетки и секторных камер позволяет осуществлять принудительную разгрузку измельченного продукта, а также поддерживать низкий уровень пульпы.

Барабан сваривают из листовой стали, а торцовые крышки отливают из чугуна (или стали). Между собой они соединяются болтами.

Сменные броневые плиты (футеровка) изготавливаются обычно из марганцовистой стали. Перспективными являются футеровки из износостойких материалов, например безникелевого чугуна, содержащего 2,6—3% углерода, 0,8% кремния, 4,5—5,2% марганца, 0,1% фосфора, 0,06% серы и 12—18% хрома [62].

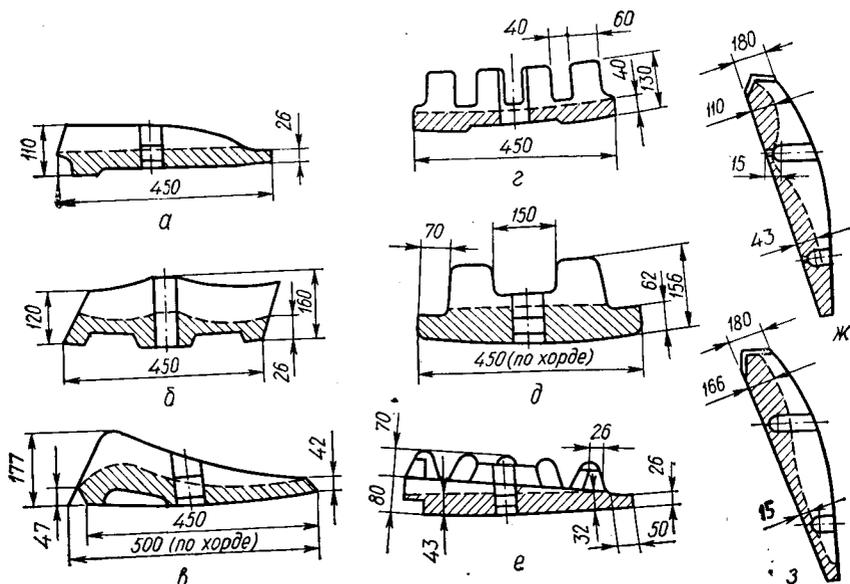


Рис. 30. Профили футеровок рудоразмельных мельниц:

а — ступенчатый; б — волновой; в — клиновой; г, д — ребристый; е — шарошипный; зс, з — футеровка торцевой крышки. (Штриховыми линиями показаны профили изношенных футеровок).

Форма профиля и толщина футеровочных плит, вид измельчающих тел нагрузки влияют на характер движения последних, а также на рабочий объем барабана, износ футеровки, производительность мельницы, удельные расходы энергии и металлических тел.

Измельчающая загрузка занимает примерно половину объема барабана. Используются стальные или чугунные шары начальной крупностью от 40 до 150 мм. В последние годы вместо них начинают применять тела цилиндрической формы — цилипебсы.

Существуют различные профили футеровок — в зависимости от типа установки и режима ее работы (рис. 30). Для мельниц первой стадии тонкого дробления, загружаемых шарами крупностью 100—125 мм, целесообразно использовать ребристый или клиновидный профиль, обеспечивающий их надежное сцепление с футеровкой и подъем на большую высоту, а также равномерный и сравнительно медленный износ плит, повышение производительности, снижение удельного расхода металла и электроэнергии.

При выборе футеровок для шаровых мельниц второй и третьей стадий измельчения (более тонкий помол) предпочтение отдается ступенчатому или волновому профилю. Торцевые крышки предохраняются от износа сравнительно простой футеровкой (см. рис. 30, ж, з).

В последние годы все большее распространение находит резиновая футеровка, позволяющая значительно повысить износостойкость мельниц, сократить безвозвратные потери легированной стали, увеличить межремонтные сроки (в 2—2,5 раза) и намного снизить уровень шума при работе установки.

Использование на одной из железорудных обогатительных фабрик резиновой футеровки шаровых мельниц повысило срок ее службы на 35% в сравнении с применением броневых плит. Она проработала более 11 тыс. часов, что соответствует измельчению примерно 2,2 млн. тонн железной руды.

Тем не менее резиновая футеровка пока используется только для второй и третьей стадий измельчения с загрузкой шаров диаметром не больше 80 мм. Такая футеровка нежелательна при щелочных ($pH > 10$) и окисных ($pH < 4$) средах.

Основными элементами изучаемой футеровки (рис. 31) являются резиновые плиты 2, укладываемые на внутреннюю поверхность барабана 1, и лифтеры 3 (также из резины), во внутренние пазы которых вставляются металлические планки 4 с болтами 5. Последние пропускают сквозь отверстия в барабане, а затем к его поверхности гайками плотно прижимают лифтеры и плиты.

Таким же образом футеруют торцовые крышки барабанов, укладывая секторные плиты и радиально располагая крепящие их лифтеры. Из резины, кроме того, изготавливают разгрузочные решетки, опыт эксплуатации которых показал, что они забиваются рудой значительно меньше, чем металлические.

Толщина резиновых плит (см. рис. 31), расстояние между лифтерами l , ширина их b и высота h определяются размерами установки и условиями ее эксплуатации. Так, для мельницы второй и третьей стадий измельчения, загруженной шарами диаметром до 50 мм (частота вращения барабана — 80% критической), толщина плиты составит 0,05 м, $b = 0,14$ м, $h = 0,135$ м, $l = 0,25—0,3$ м [20].

Шаровая мельница с центральной разгрузкой не имеет решетки. Удаление измельченного продукта из машины осуществляется свободным сливом через пустотелую цапфу (см. рис. 28, в), где на внутренней поверхности есть спираль, направление витков которой способствует возврату в мельницу случайно попавших сюда шаров. В остальном данная установка конструктивно аналогична мельнице с решеткой.

Работа мельниц с центральной разгрузкой характеризуется более тонким помолом. Они предназначаются, к примеру, для весьма

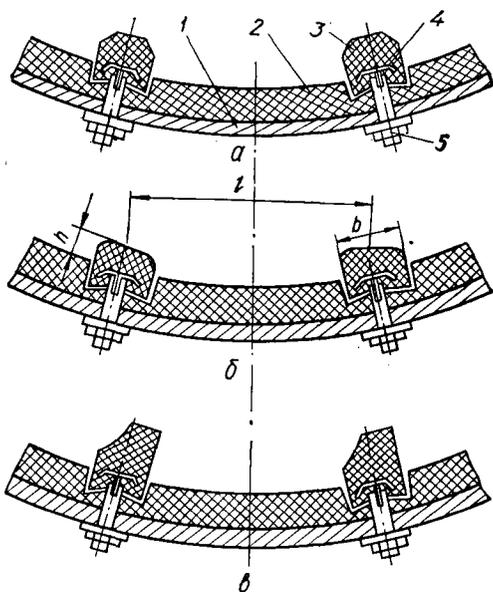


Рис. 31. Резиновые футеровки с различными профилями (а, б — для шаровой и стержневой мельниц, в — для мельниц самоизмельчения):

1 — барабан; 2 — резиновая плита; 3 — лифтер; 4 — металлическая планка; 5 — болт.

мелковкрапленных руд, если неизбежное их переизмельчение (ошламование) существенно не влияет на показатели обогащения.

Стержневая мельница конструктивно идентична предыдущей. Измельчающими телами здесь служат металлические стержни. Разгрузочная цапфа характеризуется увеличенным диаметром (для повышения скорости прохождения исходного материала и облегчения условий переклассификации стержней). Футеровка в данных установках имеет ступенчатый или волновой профиль. Эти мельницы обычно используются при первой стадии тонкого дробления или как самостоятельные машины для грубого одностадиального измельчения в период подготовки мелковкрапленных руд к гравитационному обогащению.

Основные технические параметры барабанных шаровых и стержневых мельниц приведены в прил. 7.

§ 3. Конструкции барабанных мельниц самоизмельчения

Мельницы самоизмельчения позволяют отказаться от сооружения фабрик для мелкого, среднего, а в ряде случаев и крупного дробления (для руд низкой крепости или при соответствующей организации буровзрывных работ в карьерах). Кроме того, появляется возможность полностью или в значительной мере не использовать металлические измельчающие тела, а также улучшить технологические показатели обогащения вследствие большей избирательности процесса и меньшего ошламования материала.

Капитальные затраты на строительство фабрик с мельницами самоизмельчения при больших диаметрах барабана (более 8 м) ниже, чем при сооружении предприятий с обычными технологическими схемами.

Характерной конструктивной особенностью таких мельниц является увеличенное отношение диаметра барабана к его длине. Для установок типа «Каскад» $D/L = 2 \div 3$, рудногалечных мельниц $D/L = 1,5 \div 2$, а для конструкций типа «Аэрофол» $D/L = 3 \div 4$.

Мельницы типа «Каскад» (рис. 32 и прил. 8) предназначена для первичного мокрого самоизмельчения руд. Она состоит из барабана 4, опирающегося загрузочной и разгрузочной цапфами на подшипники 3 и 6. Исходное сырье в машину поступает из приемного устройства 1 с помощью спиральных лопастей 2, смонтированных внутри загрузочной цапфы.

Внутренняя поверхность барабана футеруется броневыми плитами, закрепленными лифтерами и болтами с потайными головками. Лифтеры выполняют функцию транспортирования руды на большую высоту с целью увеличения живой силы удара при падении кусков руды.

На разгрузочной стороне барабана вдоль всего периметра установлены решетки 5 с 20-миллиметровой щелью, через которые измельченная руда и вода поступают в пространство между этими решетками и торцевой стенкой барабана, разделенное радиальными перегородками.

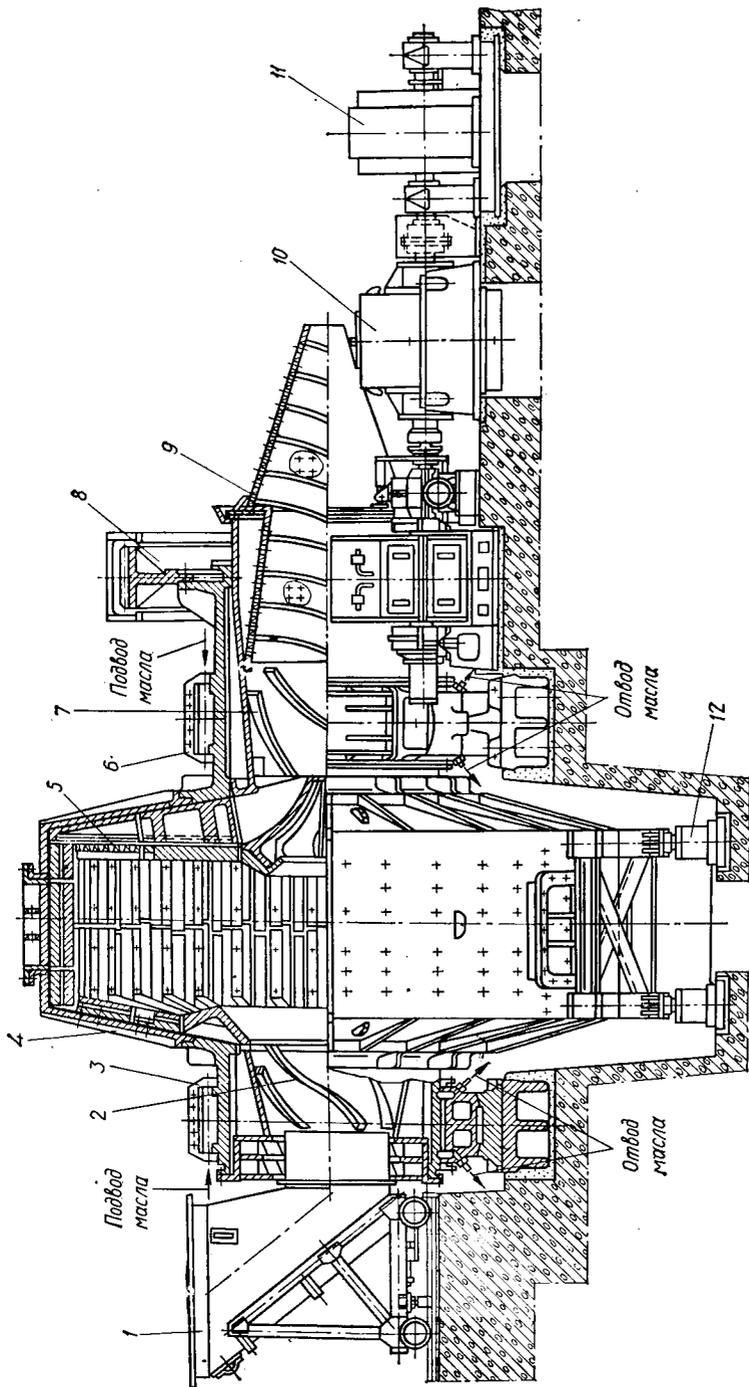


Рис. 32. Мельница типа «Каскад» для мокрого самоизмельчения руд (ММС-70—23).

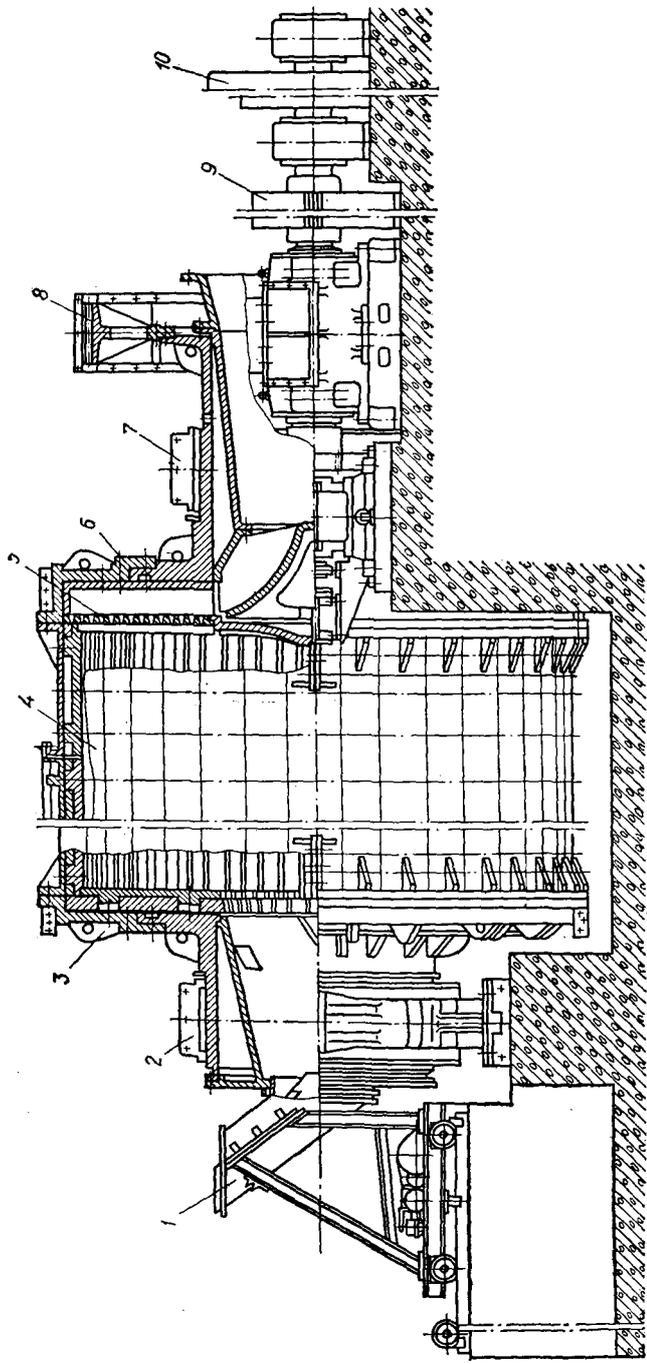


Рис. 33. Рудногалечная мельница МРГ-55—75А:

1 — загрузочное устройство; 2, 7 — скользящие подшипники; 3, 6 — крышки с цапфами; 4 — барабан; 5 — решетка; 8 — венцовая шестерня; 9, 10 — электродвигатели.

В дальнейшем измельченное сырье попадает в разгрузочную цапфу и транспортируется посредством спиральных лопастей 7 в бугару 9, где происходит его классификация. Частично готовый продукт удаляется через центральное разгрузочное отверстие. Надрешетный материал (рудная галля) возвращается в машину или направляется в качестве измельчающей среды.

Барабан вращается благодаря венцовой шестерне 8, установленной на разгрузочной цапфе и приводимой в движение шестернями от двух электродвигателей 11 через редукторы 10. Под барабаном смонтированы гидродомкраты 12 для подъема его при ремонтах машины.

Рудногалечная мельница МРГ-55—75А (см. рис. 33 и прил. 8) конструктивно аналогична шаровой (с разгрузкой через решетку). Установку типа МРШ можно переоборудовать для работы в рудногалечном режиме. В качестве измельчающей среды применяют куски полезного ископаемого крупностью 0,1—0,025 м, выделяемые из исходного сырья грохочением или получаемые в процессе первичного самоизмельчения на установке типа «Каскад». Характерной особенностью мельницы МРГ-55—75А является наличие двухдвигательного безредукторного привода.

Рудногалечное самоизмельчение широко распространено на обогащательных фабриках в СССР и за рубежом, так как характеризуется хорошей избирательностью при раскрытии рудных минералов, полным или значительным сокращением стальных шаров, надежностью конструкций и простотой эксплуатации, а также снижением в целом стоимости производимых работ.

Поскольку же в рудногалечной мельнице плотность измельчающих тел (гали) в сравнении со стальными шарами ниже, размеры этой машины должны быть больше, чем установки МРШ (при одинаковой потребляемой мощности). Капитальные затраты, естественно, увеличиваются, но они быстро окупаются за счет экономии на эксплуатационных расходах.

Мельница для сухого самоизмельчения руд типа «Аэрофол» (рис. 34) состоит из барабана 1 (внутри его установлены лифтеры 2), торцовых крышек 3 с отбойными кольцами 4 (дефлекторами), загрузочной и разгрузочной цапф 6 и 5, которыми барабан опирается на подшипники.

У мельницы типа «Аэрофол» привод работает от одного электродвигателя через зубчатый венец 7, закрепленный на барабане, при вращении которого куски руды под действием центробежных сил и благодаря лифтерам 2 поднимаются на сравнительно большую высоту и, падая вниз, дробят куски меньшей крупности, а также самоизмельчаются. Отбойные кольца 4 служат для предотвращения сегрегации материала и направления дробящего потока в центр мельницы, что увеличивает ее производительность.

Данные установки оборудуются системой воздушной классификации, состоящей из воздухопроводов, вентиляторов (экспаустеров), сепараторов, циклонов и фильтров.

Крупность измельченного продукта регулируется изменением скорости воздушного потока, которым он выносится из барабана

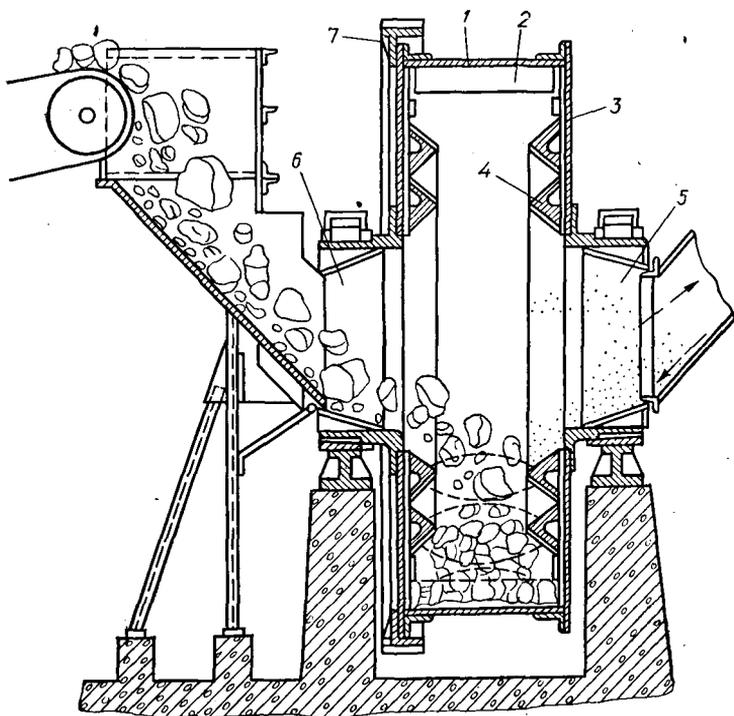


Рис. 34. Схема мельницы типа «Аэрофол».

через разгрузочную цапфу. Этот поток с измельченными частицами материала попадает в классификатор, где улавливаются более крупные зерна, возвращаемые в мельницу. Более мелкие частицы сырья (готовой крупности) с тем же потоком направляются в циклоны, где происходит их осаждение и улавливание.

В дальнейшем поток с тончайшими зернами материала засасывается вентилятором и частично через загрузочную цапфу нагнетается в мельницу по рециркуляционной системе. Избыточный воздух из нее очищается в фильтрах и выбрасывается в атмосферу.

При работе установки типа «Аэрофол» наблюдается значительное нагревание ее корпуса, а также измельчающей среды, вследствие чего повышается температура циркулирующего воздушного потока и может происходить частичная подсушка исходной руды.

§ 4. Элементы механики барабанных мельниц

Механизм движения измельчающих тел в данных машинах определяется частотой вращения барабана, величиной загрузки мельницы дробящей средой и характером ее взаимодействия с футеровкой барабана. При небольших этих частотах указанные тела поднимаются в сторону вращения на угол α , равный $0,7—0,86$ рад (рис. 35, а), после чего скатываются параллельными слоями вниз. Такой режим движения

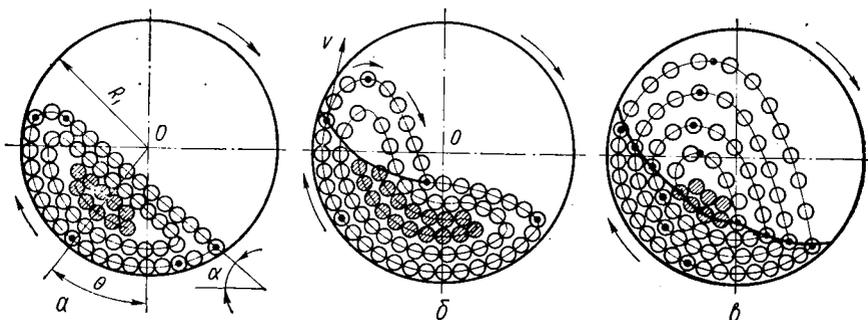


Рис. 35. Схемы движения измельчающих тел в барабане мельницы при каскадном (а), смешанном (б) и водопадном (в) режимах.

мельющих тел называют к а с к а д н ы м: он обуславливает измельчение материала в основном за счет сил раздавливания и истирания.

Каскадный режим применяется при работе стержневых мельниц, а также сухом шаровом и тонком мокром (рудногалечном) помолах на - второй и последующих стадиях.

Увеличение частоты вращения барабана приводит к отрыву мелющих тел (и измельчающей среды) от его стенки в верхней точке и дальнейшему движению их вниз по параболическим траекториям (см. рис. 35, в). При данном, так называемом в о д о п а д н о м р е ж и м е, материал измельчается главным образом ударами падающих тел.

Водопадный режим характерен для мельниц первой стадии измельчения, а также установок типа «Каскад» и «Аэрофол».

При переходе от каскадного режима к водопадному отмечается смешанный режим, при котором одни мелющие тела движутся с перекатыванием, а другие — свободным полетом (см. рис. 35, б).

При всех режимах работы мельницы в центральной части ее загрузки имеется так называемая мертвая зона, где наблюдается незначительное перекатывание измельчающих тел (на рис. 35 они заштрихованы).

Дальнейшее увеличение частоты вращения барабана приводит к тому, что внешний слой мелющих тел начинает вращаться вместе с ним, не отрываясь от его поверхности. Такая частота вращения называется критической скоростью. Ее величина (рад/с)

$$n_{кр} = \frac{3,15 \sqrt{2g}}{\pi \sqrt{D}} = \frac{4,43}{\sqrt{D}}, \quad (54)$$

где g — ускорение свободного падения, м/с²;

D — диаметр барабана в свету, м.

Основными параметрами механического режима установок являются относительная частота вращения барабана ψ и относительное заполнение барабана измельчающими телами ϕ^* .

* Далее сокращенно — заполнение.

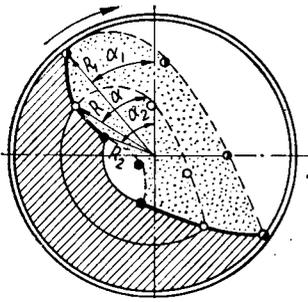


Рис. 36. Эпюра заполнения барабана мельницы шарами при водопадном режиме.

Величина ψ — это отношение действительной частоты вращения n к условной критической скорости $n_{кр}$:

$$\psi = \frac{n}{n_{кр}} 100. \quad (55)$$

Параметр φ — отношение объема V_n , занятого измельчающими телами (до начала движения), к общему рабочему объему барабана V :

$$\varphi = \frac{V_n}{V} 100. \quad (56)$$

Величины ψ и φ выражаются в процентах или долях единицы.

Теоретический анализ механизма отрыва внешнего слоя измельчающих тел (шаров) позволяет получить зависимость, связывающую угол отрыва α_1 и относительную скорость ψ при водопадном режиме (рис. 36):

$$\cos \alpha_1 = \psi^2, \quad (57)$$

то есть косинус угла отрыва мелющих тел наружного слоя численно равен квадрату относительной скорости.

Рассматривая аналогично условия движения любого шара в слое на расстоянии R от центра барабана с целью определения угла α , получим

$$\cos \alpha = \psi^2 \frac{R}{R_1} = \psi^2 K_p, \quad (58)$$

где α — угол отрыва шара (точка перехода его движения с круговой траектории на параболическую), рад;

R — радиус круговой траектории шара, м;

R_1 — радиус барабана (радиусом шара пренебрегаем), м;

K_p — относительный безразмерный радиус (отношение переменного радиуса R к наибольшему R_1).

Для внутреннего слоя измельчающих тел справедливо выражение

$$\cos \alpha_2 = \psi^2 K_p, \quad (59)$$

где $K_p = R_2/R_1$ (здесь R_2 — радиус внутреннего слоя шаров).

При заданной относительной частоте вращения барабана ψ величина K_p зависит от степени заполнения φ : чем больше шаровая нагрузка, тем меньше как радиус внутреннего слоя измельчающих тел R_2 , так и значение K_p (и наоборот).

Пользуясь приведенными обусловленностями, можно определить углы отрыва шаров наружного и внутреннего слоя α_1 и α_2 , а с учетом зависимости параметра α от заполнения φ построить для последнего теоретическую эпюру (см. рис. 36).

Величину относительного радиуса ($K_p = R_2/R_1$) необходимо знать для теоретического определения радиуса, потребляемой установкой при водопадном режиме [4].

Общая мощность, потребляемая барабанной мельницей (кВт),

$$N_0 = N + N_x + N_{\text{п}}, \quad (60)$$

то есть она включает мощности:

а) полезную N — для приведения массы дробящей загрузки (стержней, шаров, руды) в рабочее состояние;

б) холостого хода N_x — для приведения в движение массы барабана;

в) теряемую $N_{\text{п}}$ — на преодоление сил трения в цапфах мельницы.

Мощность на валу двигателя (кВт)

$$N_{\text{в.д}} = N_0 / \eta, \quad (61)$$

где η — к. п. д. привода (ориентировочно $\eta = 0,8$).

Установленная (номинальная) мощность электродвигателя (кВт)

$$N_{\text{дв}} = K_3 N_{\text{в.д}}, \quad (62)$$

где K_3 — коэффициент запаса (ориентировочно $K_3 = 1,1$).

Полная мощность, потребляемая из сети (кВт),

$$N_3 = N_{\text{дв}} / \eta_3, \quad (63)$$

где η_3 — электрический к. п. д. (принимается в среднем $\eta_3 = 0,92$).

Наибольшее слагаемое в формуле (60) — это полезная мощность N . Она может определяться по формуле С. Е. Андреева [4]:

$$N = 1 \cdot 10^{-3} A \gamma_{\text{ш}} V \sqrt{D} S_A, \quad (64)$$

где A — постоянная величина, равная $2,31 \text{ м}^{1/2} \text{ с}^{-1}$;

$\gamma_{\text{ш}}$ — объемная масса мелющих тел (шаровой или стержневой загрузки), $\text{кг}/\text{м}^3$;

V — рабочий объем барабана, м^3 ;

S_A — безразмерный коэффициент полезной мощности, зависящий от параметров механического режима φ и ψ и коэффициента трения мелющих тел о футеровку.

Для каскадного режима работы (по С. Е. Андрееву)

$$S_A = 2\psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \Theta, \quad (65)$$

где Ω и Θ — углы (рад): центральный кругового сегмента и поворота (параметры положения шаровой загрузки — рис. 37);

ψ — относительная скорость, доли.

Формула (65) практически дает приемлемые результаты и для смешанного режима (см. рис. 35, б).

Для водопадного режима безразмерный коэффициент может быть найден по формуле В. А. Олевского [77]:

$$S_A = 0,94\psi^7 [16(1 - K_p^6) - 36\psi^4(1 - K_p^8) + 28,8\psi^8(1 - K_p^{10}) - 8\psi^{12}(1 - K_p^{12})]. \quad (66)$$

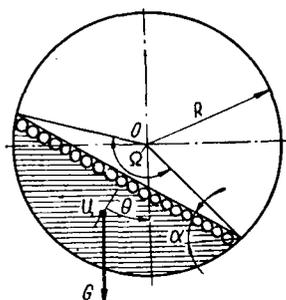


Рис. 37. Положение шаровой загрузки в барабане мельницы при каскадном режиме (R — радиус барабана, Ц — центр тяжести шаровой загрузки, Ω — центральный угол сегмента, Θ — угол поворота).

При постоянных параметрах работы мельницы потребляемая ею мощность N вычисляется как

$$N = K_1 D^{2,5} L, \quad (67)$$

где K_1 — коэффициент пропорциональности;

L — длина барабана, м.

Входящие в формулу (60) слагаемые N_x и N_n рассчитываются с помощью выражений, полученных в результате испытаний мельниц:

$$N_x = 3 \sqrt{2D} L \psi, \quad (68)$$

$$N_n = K_{ш} N_x, \quad (69)$$

где $K_{ш}$ — коэффициент, зависящий от размера мельницы и ее заполнения (изменяется в пределах 0,2—0,6 при увеличении диаметра этой мельницы от 0,9 до 2,7 м [94]).

Производительность мельницы (кг/с) ориентировочно устанавливается следующим образом*:

$$Q = 0,28 K_{из} D^{2,5} L, \quad (70)$$

где $K_{из}$ — коэффициент измельчаемости, равный для руд: мягких — $1,5 \div 2,0$, средней твердости — 1,0, твердых — $0,5 \div 0,7$.

Более точно показатель Q определяется методом подобию по удельной производительности или эффективности процесса уменьшения размеров зерен ископаемого сырья. При этом учитываются крупность исходной руды, ее измельчаемость, требуемая крупность готового продукта, размеры эталонной и рассчитываемой мельниц и способы их разгрузки [4; 89; 94].

Стержневые и шаровые мельницы относятся к категории машин, работающих при большой потребляемой мощности в длительном режиме без значительных перегрузок. Максимальные из них привод установок испытывает во время пуска.

Для привода указанных машин преимущественно используются синхронные двигатели. Это объясняется тем, что они способны генерировать реактивную энергию.

«Основные требования, предъявляемые к приводу мельниц, следующие:

1) начальный момент синхронного двигателя для привода стержневых мельниц должен быть не ниже 1,4—1,5, а для шаровых мельниц 1,2—1,3 номинального момента двигателя;

2) если номинальный момент синхронного двигателя и установившийся статический момент мельницы равны, то входной момент двигателя должен быть не менее номинального;

3) момент при скольжении $s = 0,05$ для мельниц обоих типов не должен быть меньше 1,1—1,2 номинального момента двигателя» [6, с. 206].

В настоящее время возбуждение синхронного двигателя осуществляется при помощи теристорных устройств; позволяющих автоматически поддерживать реактивную мощность и коэффициент последней на определенном уровне.

* Формулы (67) — (70) — эмпирические.

Перспективной является бесщеточная полупроводниковая система возбуждения, применение которой снизит эксплуатационные расходы, связанные с коммутирующими элементами, а также повысит надежность работы и упростит такую систему.

Схема управления приводами стержневых и шаровых мельниц предусматривает защиту двигателей от токов короткого замыкания, снижения напряжения, перегрузок и замыкания на землю. Эта схема сблокирована со схемой автоматической станции смазки. Если последняя не подается в установку, двигатель отключается.

§ 5. Эксплуатация барабанных мельниц

Измельчение полезных ископаемых может производиться в открытых, замкнутых или полузамкнутых циклах при одно- и многостадийных схемах процесса.

При открытом цикле материал подвергается одноразовому измельчению и по выходе из мельницы может направляться на обогащение или во вторую стадию тонкого дробления. Обычно здесь применяются стержневые мельницы, обеспечивающие сравнительно высокую производительность и эффективность при относительно грубом помоле (до 3—5 мм). Но эксплуатация данных установок затруднена из-за необходимости периодических остановок для так называемой переклассификации и догрузки стержней — замены износившихся, искривленных или изломанных. Такая операция мало механизирована и очень трудоемка.

Шаровые мельницы в этом отношении выгодно отличаются от стержневых: менее трудоемка переклассификация измельчающих тел. Износившиеся из них в процессе работы частично выходят через разгрузочную цапфу, а пополнение новыми шарами производится автоматически специальными дозаторами.

При замкнутых или полузамкнутых циклах измельченный продукт полностью или частично поступает в классификатор, который делит его на слив и пески. Последние возвращаются в машину многократно для доизмельчения, а слив направляется на обогащение или классификацию и тонкое дробление последующей стадии.

При установленном режиме работы мельницы количество оборотных песков, называемых циркулирующей нагрузкой, стабилизируется. Технологическое назначение данной нагрузки заключается в увеличении скорости прохождения материала через мельницу, что способствует повышению эффективности действия шаров (стержней) и уменьшению переизмельчения материала. В конечном итоге это вызывает рост производительности установки по готовому классу крупности. Оптимальное значение циркулирующей нагрузки (по отношению к массе исходной) лежит в пределах 200—400%.

Шаровые и бесшаровые мельницы мокрого измельчения, как правило, работают в замкнутом цикле с классифицирующими устройствами. Схема потоков руды, воды и пульпы в измельчительном агрегате с элементами регулирования и автоматизации процесса представлена на рис. 38.

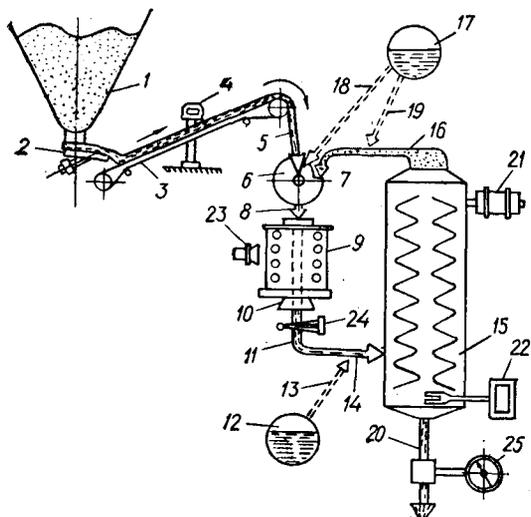


Рис. 38. Схема потоков в измельчительном агрегате с замкнутым циклом.

На выходе к тонкодробленому продукту 11 добавляется из системы водоснабжения 12 техническая вода 13. Разбавленная пульпа 14 подается в классификатор 15, пески которого направляются в циркуляцию, а слив 20 поступает на последующую стадию измельчения или непосредственно на обогащение. Механические речные или спиральные классификаторы оборудуются электроприводом 21.

Для контроля, регулирования и автоматизации работ замкнутого цикла могут быть установлены: на сливе классификатора — плотномер пульпы 22, у мельницы — электроакустический измеритель шума 23, на сливе машины — гамма-плотномер 24, на выходе из системы — измеритель объема пульпы 25.

Задача ручного и автоматического регулирования процесса сводится к поддержанию максимальной производительности установки по исходной руде или готовому продукту в точном соответствии с заданной крупностью этого продукта (слива), а также с учетом измельчаемости ископаемого сырья.

Постоянство крупности питания мельниц обеспечивает устойчивость принятого режима измельчения и исключает необходимость частой перерегулировки аппаратуры. Важное технологическое значение имеет циркулирующая нагрузка, величина которой (%)

$$C = 100 \frac{\beta_c - \alpha}{\alpha - \beta_n}, \quad (71)$$

где β_c , α , β_n — содержание готового класса крупности (обычно — 0,074 мм) в сливах классификатора и мельницы, а также в песках.

Расход воды в агрегате, кроме того, определяет технологические параметры процесса измельчения: содержание твердого в сливах

мельницы и классификатора. При отсутствии автоматической системы регулирования цикла целесообразно устанавливать соответствующие приборы для регулярного наблюдения за расходом воды. При этом напор ее должен оставаться постоянным (во избежание нарушения технологического процесса).

Показатели измельчения во многом зависят от характера шаровой и стержневой загрузки (степени ее износа), профиля футеровочных плит и др. Удельный расход шаров на тонну измельчаемой руды колеблется в довольно широких пределах: от 0,5—1,5 кг при грубом измельчении (первая стадия) до 0,3—0,6 кг при тонком (третья стадия). Расход стержней составляет 0,5—1,0 кг/т, а стальной футеровки — 0,1—0,2 кг/т.

Эксплуатация бесшаровых мельниц имеет некоторые особенности. Мокрое самоизмельчение производится при загрузке в агрегат неклассифицированной руды с максимальной крупностью кусков 0,25—0,5 м. Готовый продукт должен содержать материал размером до $5 \cdot 10^{-4}$ м. Оптимальные технологические показатели могут быть получены при определенном гранулометрическом составе исходного сырья. Однако регулирование этого состава путем предварительного грохочения связано с большими трудностями и практически не применяется.

Эффективность работы данных установок снижается по мере накопления в них так называемых критических классов крупности, то есть материала, который сам плохо дробится и в то же время не может быть измельчающей средой из-за сравнительно мелкокускового состава. Для предотвращения накопления таких классов применяют различные мероприятия: догружают мельницу некоторым количеством (3—5% объема барабана) металлических шаров диаметром 0,1—0,15 м, частично или полностью выводят из циркуляции окатанную рудную галю, которую используют затем с другой какой-нибудь целью (в отдельных циклах).

Повышение эффективности, надежности и долговечности рудоразмольных барабанных мельниц может осуществляться:

— изменением конфигураций поверхностей футеровок (решеток и пр.), контактирующих с перерабатываемым материалом;

— применением износостойких металлов и резины для футеровок, клинового их крепления, комбинированных резинометаллических бутар и др.

Особое внимание следует уделять смазочному хозяйству, используемому при этом материалом и приспособлениям. По некоторым данным принято считать, что не менее 30% всех аварий и случаев преждевременного износа деталей и узлов оборудования вызывается недостаточной или неправильной смазкой [90].

Для главных (коренных) подшипников и подшипников качения (вала шестерни, редукторов) рудоразмольных мельниц пригодны индустриальные масла, соответствующие ГОСТ 1707—51. Станция централизованной циркуляционной системы смазки может обслужить в данном случае от 3 до 12 машин одновременно. При такой системе расход масел значительно сокращается.

Для открытой зубчатой пары барабана мельниц применяются консистентные смазки — в основном графитовые (УС_сА) с большим числом пенетрации. Эффективным при этом является метод распыления масел через форсунки (сопла) сжатым воздухом.

§ 6. Новые машины и устройства для измельчения

Вибрационные мельницы получают все большее распространение при измельчении различного минерального сырья. Их преимущества по сравнению с обычными шаровыми установками проявляются на тонком и особенно сверхтонком дроблении. Как правило, крупность материала, подаваемого в вибромельницы, не более 2—3 мм, а для готового продукта она измеряется микронами.

Вибрационные мельницы в СССР и за рубежом находят широкое применение в химической промышленности, при производстве строительных материалов, металлургических, силикатных и других изделий. В горнорудной отрасли они пока не получили распространения главным образом из-за трудности создания установок с большими объемами помольных камер, способных удовлетворить по производительности требования современных горно-обогатительных предприятий.

Одной из конструкций является непрерывно действующая вертикальная вибрационная мельница МВВ-2 (рис. 39). Она состоит из загрузочной, помольных и разгрузочной камер — 1, 2, и 3, приводной секции 4, установленной на резиновые амортизаторы 5.

Исходный материал поступает в камеру 1 через центральную трубу 6 на распределительное устройство 7 и подвергается последовательному измельчению в помольных камерах. Готовый продукт разгружается через отверстие 8.

Мельница приводится в колебательное движение вдоль вертикальной оси двухвальным инерционным вибратором, состоящим из валов-дебалансов 9, соединенных с синхронизаторами упругими муфтами 10. Последние выполнены в виде резинокордного сплошного баллона и допускают несоосность дебалансов до 10 мм. Вал двигателя 12 посредством шкива и клиноременной передачи соединен с валом синхронизатора оборотов.

Под действием знакопеременной силы вибратора корпус мельницы и помольные шары совершают колебания в вертикальной плоскости. При достаточно интенсивном движении камеры 2 амплитуда ускорений корпуса составляет (5÷7) g, шары отрываются от рабочей поверхности и при последующем их соударении с дном указанной камеры и между собой разрушают частицы материала. Объем шаровой загрузки установки МВВ-2 равен 2 м³.

В ФРГ для измельчения кварцевого песка применяются вибрационные мельницы типа «Палла-У». Агрегат состоит из двух труб, горизонтально расположенных одна над другой и соединенных траверсами, которые привариваются к трубам или крепятся болтами. Между трубами горизонтально размещен привод с дебалансами, соединенный с электродвигателем упругой муфтой.

Специальные резиновые прокладки предотвращают передачу вибраций мельницы на фундамент. Частота вращения дебалансов 105 рад/с, амплитуда колебаний 0,01 м. Габариты мельницы: диаметр труб 0,65 м, длина 43 м; масса 20 000 кг; потребляемая мощность при непрерывной работе 38 кВт · ч. Трубы примерно на 70% заполняются измельчающими телами.

Струйные мельницы предназначены для особо тонкого дробления материалов в химической, лакокрасочной, фармацевтической и других отраслях. Ведутся научно-исследовательские и промышленные работы по эксплуатации этих машин при измельчении руд [34; 47].

Принцип действия струйных мельниц основан на применении энергии сжимаемого вещества: воздуха, пара, газовых продуктов сго-

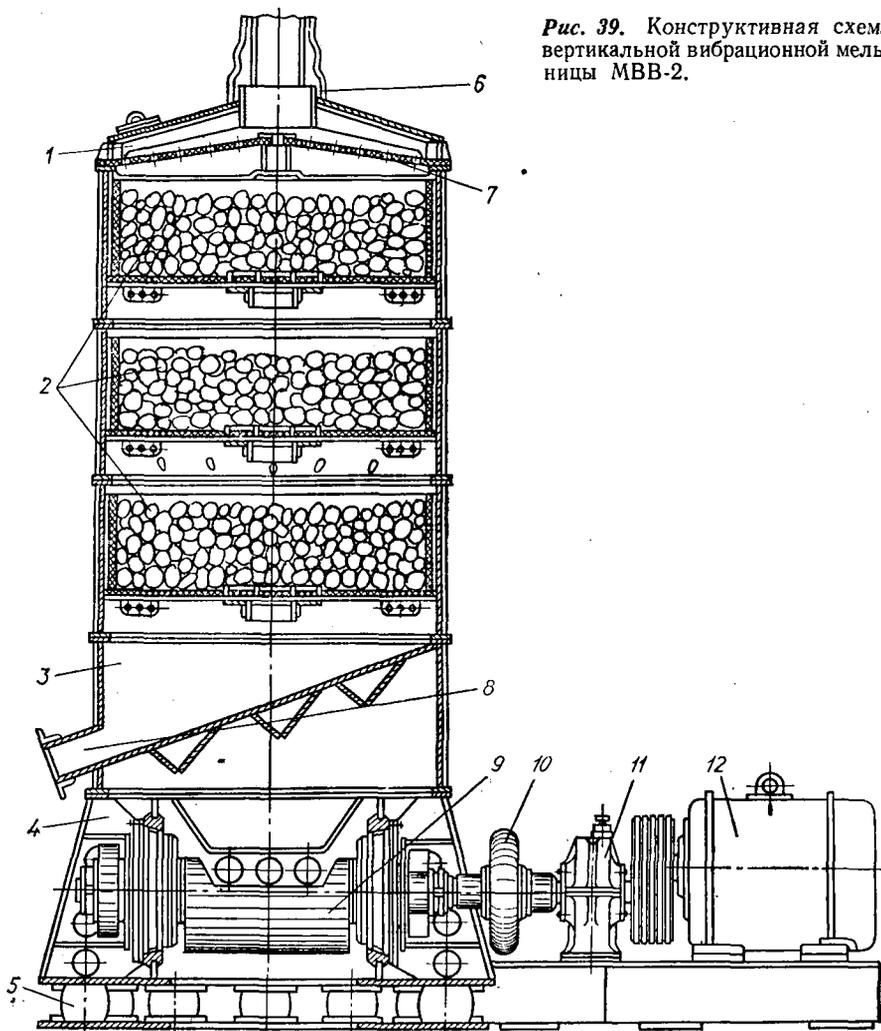


Рис. 39. Конструктивная схема вертикальной вибрационной мельницы МВВ-2.

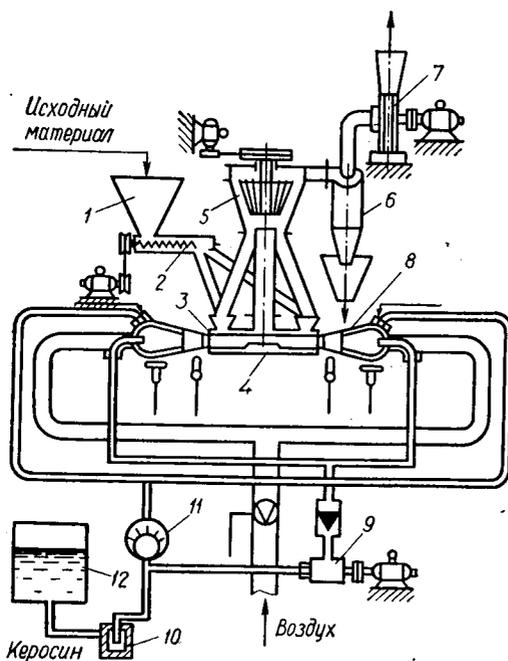


Рис. 40. Схема газоструйной помольной установки.

ствами перед шаровым измельчением: высокой интенсивностью разрушения материала, низкой металлоемкостью, четкой классификацией частиц по размерам, однородной крупностью и минимальной степенью загрязнения продукта, возможностью совмещения измельчения с другими процессами (химическая обработка, сушка, обжиг) и др. Основной недостаток при этом — значительная энергоемкость.

Новым перспективным направлением в данной области измельчения является газоструйный метод, основанный на использовании газового энергоносителя высокой температуры. Преимущество такого метода перед паро- и воздушоструйным доказано на основании термодинамического анализа процесса подготовки энергоносителя и газодинамического ускорения частиц измельчаемого материала [34].

На рис. 40 показана схема газоструйной помольной установки. Она состоит из бункера 1, откуда исходное сырье посредством шнекового питателя 2 подается в смешительные устройства 3 помольной камеры 4. Измельченный здесь продукт газовым потоком транспортируется в классификатор 5, откуда недоизмельченные зерна возвращаются в камеры смешения 3. Готовый по крупности продукт выделяется в циклоне 6, а газы после очистки вентилятором 7 выбрасываются в атмосферу.

Подготовка газовой смеси (энергоносителя) производится в камерах сгорания 8, куда, кроме атмосферного воздуха, насосами (рабочим

рания. Последние при расширении в соплах приобретают большую скорость, используемую для разгона частиц измельчаемого материала, которые, получив ускорение, разрушаются и одновременно классифицируются по крупности под действием сил — лобового сопротивления и центробежных.

В струйных мельницах сырье разрушается при ударе о специально установленную преграду, а также вследствие взаимного столкновения частиц при тангенциальной подаче потока газа в помольную камеру и в результате их соударения при движении в противоположно направленных трубах.

Опыт промышленного применения струйного метода показал, что в ряде случаев он обладает многими преимуще-

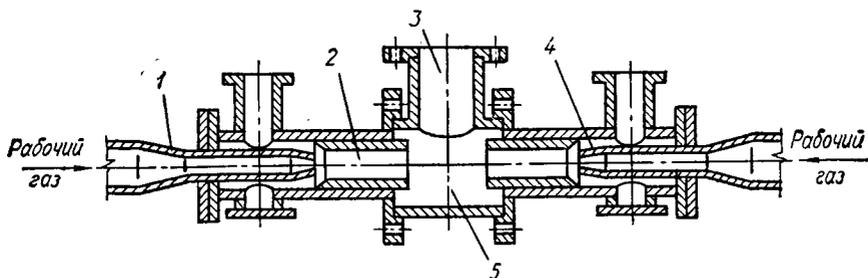


Рис. 41. Устройство помольной камеры газоструйной установки.

9 и пусковым 11) подается по трубопроводам керосин (или другое жидкое топливо). В установку входят также топливный бак 12 и фильтр 10.

Помольная камера газоструйной мельницы (рис. 41) включает сопла 1, разгонные трубки 2, смесительные устройства 4 и вытяжную трубу 3. Перерабатываемый материал эжектируется из устройства 4 газовым потоком, разгоняется в трубках 2 до скорости 50—100 м/с и выбрасывается в зону помола 5.

Газоструйный метод может применяться для измельчения руд и огнеупорного сырья, при производстве цемента и стеклошлакобетона, в редкометальной и керамической промышленности.

Взрывной метод измельчения — один из новых специальных. Основан на использовании эффекта распада под действием внутренних сил растяжения твердых полезных ископаемых при быстром (практически мгновенном) снятии с них внешнего давления. За рубежом этот способ называется процессом (методом) Снайдера — по имени автора запатентованного аппарата [101].

Принцип работы установки взрывного метода измельчения (рис. 42) и последовательность отдельных операций данного процесса заключаются в следующем.

Исходная руда поступает в загрузочную воронку 1 и далее посредством клапана 2 дозируется в камеру для сжатия материала 3, внутри которой имеются затвор загрузочного отверстия 4 и механизм для предотвращения этой камеры от забивания сырьем 5. После заполнения ее материалом до определенного уровня, зависящего от плотности и хрупкости полезного ископаемого (гранулометрической

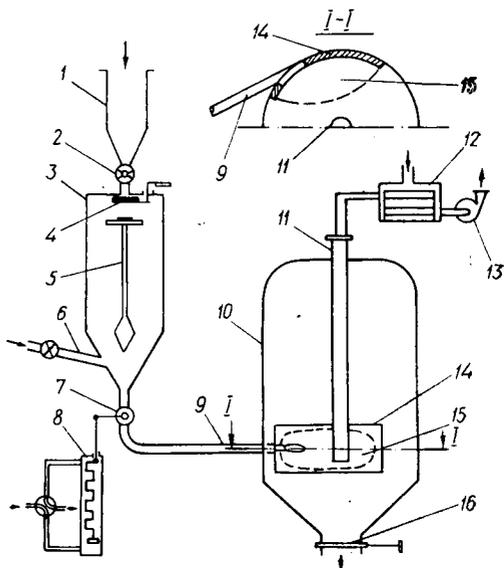


Рис. 42. Принципиальная схема установки взрывного метода измельчения.

характеристики и пр.), затвор 4 плотно закрывается, и по специальной трубе 6 подается пар в камеру (до нужного здесь давления). Во избежание конденсации пара время его поступления должно быть минимальным. С этой же целью исходный материал целесообразно предварительно подогреть.

После прекращения подачи пара с помощью автомата 8 открывается быстродействующий клапан 7 (время его срабатывания до $15 \cdot 10^{-6}$ с) по трубопроводу 9 содержимое камеры сжатия выбрасывается в камеру низкого давления 10 (вакуумную), объем которой примерно в 50 раз больше.

Скорость движения материала на разгрузочном конце трубопровода 9 достигает скорости звука. Здесь смесь пара и твердых частиц попадает в зону пониженного давления 15, где пар начинает расширяться до максимального объема, вызывая взрывное расщепление сырья. Разрушению частиц способствуют также ударные волны, возникающие в зоне взрыва и столкновения частиц с отражательной пластиной 14.

Из камеры 10 пар и газы по выхлопной трубе 11 направляются в конденсатор 12 и отсасываются эксгаустером 13. Измельченный материал падает в нижнюю часть камеры 10 и по мере накопления удаляется через выпускное отверстие с помощью разгрузочного затвора 16.

Данный метод измельчения опробовался на различных типах руд. Для медных, например, лучшие результаты получены при следующих параметрах процесса: степень заполнения рудой камеры сжатия — 0,6, давление пара — 60 кг/см^2 , время его подачи — 5 с, давление в вакуумной камере — $0,6 \text{ кг/см}^2$.

Таким образом, благодаря взрывному методу можно измельчать различные материалы с использованием разрывающих напряжений. Это в принципе позволяет сокращать расход энергии на тонкое дробление и осуществлять избирательное раскрытие руд по плоскостям спаянности минералов, что является важным технологическим преимуществом процесса. Однако создание крупных промышленных установок для взрывного измельчения связано с рядом трудноразрешимых технических проблем.

ГЛАВА IV. МАШИНЫ ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПО КРУПНОСТИ (ГРОХОТЫ)

§ 1. Назначение и классификация грохотов

В практике обогащения полезных ископаемых применяют процесс разделения сыпучего кускового материала на отдельные классы крупности путем просеивания его через одну или несколько (установленных последовательно) просеивающих поверхностей. Данный процесс называют грохочением, а используемые для этих целей машины — грохотами. Известно большое количество их типов. Они отличаются принципом работы, конструктивными параметрами, характеристикой просеивающей поверхности и т. д.

Детальная классификация грохотов по указанным признакам представляется довольно громоздкой и нечеткой. Для упрощения систематизации можно ограничиться подразделением машин на следующие группы: колосниковые, валковые, барабанные вращающиеся, плоские качающиеся, вибрационные (в том числе полувибрационные) и грохоты специальной конструкции.

Колосниковые грохоты представляют собой неподвижные решетки со шелевидными отверстиями, собранные из отдельных колосников. Благодаря определенному углу наклона грохота, материал, загружаемый на верхний конец решетки, движется по ней под действием равнодействующей сил тяжести и трения. В процессе перемещения часть материала в зависимости от содержания в нем крупных и мелких классов проваливается через щели (подрешетный продукт), а оставшаяся часть (в основном крупный класс) сходит ниже (надрешетный продукт).

Данные машины используются для выделения крупнокускового материала в операциях предварительного грохочения. Размер щели между колосниковыми обычно составляет не менее 50 мм. Эти грохоты имеют низкую эффективность (особенно при влажном материале) и, несмотря на предельную простоту конструкции, применяются крайне редко.

Валковые грохоты также предназначаются для предварительного разделения сырья на отдельные (крупные) классы, главным образом каменных и бурых углей. Установка состоит из слегка наклонной рамы, на которой параллельными рядами размещены вращающиеся валки с эксцентрично насаженными на них круглыми или фигурными дисками. Размеры отверстий в просеивающей поверхности определяются расстоянием между валками и этими дисками.

Движение материала по грохоту происходит благодаря наклону просеивающей поверхности в сторону разгрузки ($0,21-0,26$ рад) и вращению дисков в том же направлении. За счет их эксцентричной насадки или специальной формы (например, сферического треугольника) происходит разрыхление материала и повышается эффективность процесса (по сравнению с колосниковыми грохотами). Тем не менее данные машины в силу значительной своей металлоемкости, низкой надежности в эксплуатации, дополнительного измельчения материала в процессе грохочения и недостаточной производительности не находят широкого применения.

Барабанный грохот представляет собой вращающийся барабан цилиндрической или конической формы, ось которого соответственно наклонена под углом $0,07-0,12$ рад или же располагается горизонтально.

Боковая поверхность барабана, образованная перфорированными стальными листами (либо сеткой), является просеивающей поверхностью. Исходное сырье загружается с приподнятого конца внутрь барабана и вследствие вращения и наклона продвигается вдоль его образующей. Мелкий материал проваливается через отверстия, а крупный удаляется из барабана на разгрузочном торце.

Основные недостатки этих машин — громоздкость, малая удельная производительность и низкая эффективность. Простота

конструкции позволяет применять их чаще всего как промывочные аппараты (бутары), а также для выделения скрапа из мельниц (см. рис. 32).

В угольной промышленности повсеместно используются усовершенствованные установки подобного типа — так называемые цилиндрические грохоты (см. далее — § 2).

Плоские качающиеся грохоты представляют собой систему из неподвижной рамы и подвешенного на ней или расположенного на стойках короба с просеивающей поверхностью, совершающего принудительные колебания благодаря жесткой кинематической связи между ним и движущим механизмом (эксцентриком).

Величина хода и траектории движения точек короба определяются конструктивными параметрами и не зависят от скорости вращения эксцентрика, а также нагрузки на машину.

Данные установки, обладая рядом недостатков (относительно низкие эффективность, надежность и др.), исключены из типажа: они вытесняются *вибрационными грохотами*, получившими преимущественное применение в практике обогащения.

У этих грохотов отсутствует жесткая кинематическая связь между движущим механизмом и коробом. Амплитуда (половина хода) рабочих колебаний (вибраций) зависит от динамических факторов: сил инерции, величины движущихся масс, жесткости пружин (резиновых амортизаторов) и пр.

Типоразмеры выпускаемых в СССР виброгрохотов стандартизованы по ГОСТ 5526—67. Их наименование включает три буквы, означающие тип и исполнение машины, а также двухзначную цифру, показывающую ширину просеивающей поверхности и количество ярусов сит. Первая буква Г — это грохот, вторая — тип (Г — гирационный или полувибрационный, И — инерционный, С — самобалансный, Р — резонансный), третья — исполнение (Л — легкое, С — среднее, Т — тяжелое).

Грохоты легкого, среднего и тяжелого исполнения предназначены для материалов с насыпной массой соответственно в пределах 1000, 1600 и 2000 т/м³.

Каждой ширине просеивающей поверхности присваивается определенная цифра: 0,75 м — 1; 1,0 м — 2; 1,25 м — 3; 1,5 м — 4; 1,75 м — 5; 2,0 м — 6; 2,5 м — 7; 3,0 м — 8. Например, ГИЛ-42 означает: грохот инерционный, в легком исполнении, шириной просеивающей поверхности 1,5 м, двухситный.

После двухзначного числа типоразмера иногда стоят буквы, указывающие на специализированное применение данной машины: А — для антрацита и охлажденного (до 200°С) агломерата, С — горячего (до 800°С) продукта, Б — сырых окатышей и т. д.

Некоторые агрегаты отличаются оригинальностью конструкции или специфичностью назначения. Это, к примеру, установки с магнитными вибраторами, гидрогрохоты для выделения твердой фазы из пульпы и тонкой переработки материала. Последние представляют собой неподвижные аппараты, просеивающей поверхностью которых являются так называемые шпальтовые сита.

К разновидности дуговых грохотов можно отнести сита типа ОСО для предварительного обезвреживания продуктов обогащения (см. гл. XIII).

Ниже дано описание наиболее распространенных и перспективных конструкций грохотов.

§ 2. Цилиндрические грохоты

Эти машины (прил. 9), относящиеся к типу барабанных, но имеющих ряд конструктивных особенностей (что повышает надежность и эффективность работы), предназначены для предварительного грохочения углей с целью выделения классов крупностью более 50 мм.

Грохот ГЦЛ (рис. 43) включает: раму 5; установленные на ней четыре опорных ролика, два из которых (4 и 8) соединяются промежуточным валом и являются ведущими; кожух 10 и вращающийся барабан 1. Боковая поверхность последнего выполнена в виде многозаходной спирали, витки которой имеют Т-образный профиль. Расстояние между ними может быть от 0,05 до 0,2 м — в зависимости от требуемой крупности подрешетного продукта.

Вращается барабан от электродвигателя 3 через редуктор 6 и ведущую роликкоопору. Исходный уголь по загрузочной тещке 2 поступает вовнутрь барабана и при его оборотах перемещается к разгрузочному концу. Подрешетный продукт просеивается через спиральную поверхность и попадает в приемную тещку 7, а надрешетный — выводится спиралью и направляется в тещку 9. Кожух 10 имеет отверстия для подсоединения и вытяжной вентиляции.

Цилиндрические грохоты отличаются простотой конструкции, отсутствием динамических нагрузок на перекрытие здания, меньшим переизмельчением крупных классов. При грохочении угля и антрацитов влажностью 4—7% удельная производительность машины (при расстоянии между спиралью 0,1 м) достигает $19,4 \text{ кг/м}^2 \cdot \text{с}$, а эффективность — 97—98%.

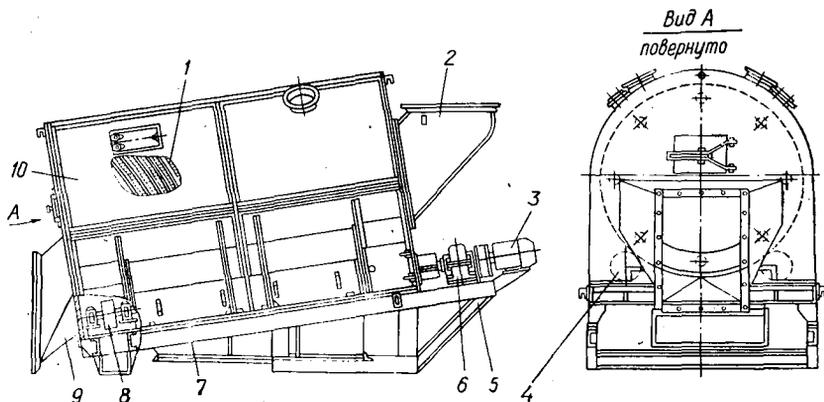


Рис. 43. Цилиндрический грохот типа ГЦЛ.

§ 3. Полувибрационные (гирационные) грохоты

Характерная особенность гирационных грохотов — кинематическая их устойчивость (постоянство траекторий и амплитуд) для средней части короба и относительно произвольное колебание для его концов, подвешенных на упругих подвесках.

Грохот (рис. 44) состоит из неподвижной рамы 1, на которой посредством упругих связей 4, стоек 2 и подвесок 5 закреплен короб 3. В подшипниках 11 горизонтально расположен вал 8, соединенный эксцентрично установленными подшипниками 10 с коробом грохота. На концах вала укреплены диски 6 с контргрузами 7, смещенными относительно его эксцентриситета на 180° . Вал вращается от электродвигателя 13 через клиноременную передачу и шкив 12. В коробе грохота жестко закреплены одна или две просеивающих поверхности 9.

При оборотах эксцентрикового вала короб, перемещаясь в средней части по круговым траекториям, развивает переменную по направлению центробежную силу, для уравнивания которой служат диски с контргрузами. Масса последних и их расстояние от центра вращения подбираются таким образом, чтобы соблюдалось следующее равенство:

$$Me = 2mr', \quad (72)$$

где M — масса короба грохота и материала;

e — эксцентриситет вала (амплитуда колебаний короба в средней части);

m — масса одного контргруза;

r' — радиус вращения центра тяжести контргрузов.

Отечественная промышленность выпускает гирационные грохоты типов ГГС-32, ГГС-42, ГГС-52 и ГГТ-42. В основном они используются при производстве строительных материалов, а также для отмывки суспензии при обогащении руд в тяжелых суспензиях. Динамическая неуравновешенность и сложность конструкции не позволяет данным машинам конкурировать на обогатительных фабриках с грохотами чисто вибрационного типа: инерционными, самобалансными и резонансными.

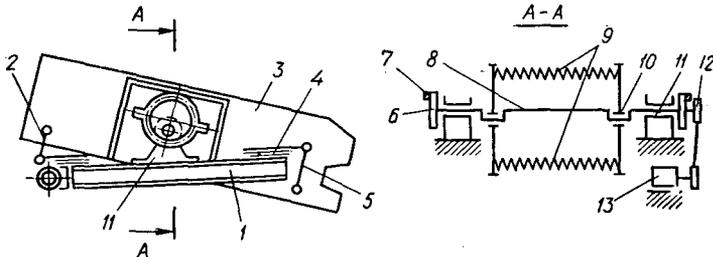


Рис. 44. Схема гирационного грохота.

§ 4. Инерционные грохоты

Такие аппараты (прил. 10) распространены главным образом на обогатительных фабриках. Они обладают простотой конструкции и легкостью регулирования, надежны в работе. Установки данного типа изготавливаются в опорном и подвесном вариантах. В обоих случаях применение амортизаторов небольшой жесткости обеспечивает значительное уменьшение динамических нагрузок на раму грохота и перекрытие здания фабрики.

Инерционный грохот (рис. 45) состоит из наклонно расположенного короба с ситами 1, дебалансного вибратора 2, пружинных амортизаторов 3, электродвигателя 4 и клиноременной передачи 5.

Вибратор представляет собой вал с дебалансами 7, подшипники которого укреплены в коробе. При вращении вала на эти подшипники действует переменная по направлению центробежная сила дебалансов, вызывающая колебания короба, что в свою очередь приводит к колебаниям поверхности сит 6, встряхиванию и подбрасыванию перерабатываемого материала. Последний благодаря наклону сит продвигается вперед (вниз) и просеивается сквозь их отверстия.

На одном конце вала вибратора размещен шкив 8 клиноременной передачи. Центр тяжести дебалансов расположен на расстоянии $R_0 + r$ от оси вала, а центр шкива смещен от оси подшипников на расстояние (эксцентриситет) r , близкое по величине к радиусу круговой траектории точек короба, то есть амплитуде его колебаний. Благодаря этому ось обода шкива при работе остается практически неподвижной в пространстве, что дает повод называть данные грохоты «самоцентрирующимися» (клиноременная передача приобретает хорошую устойчивость).

С достаточной степенью точности амплитуда колебаний грохота определяется по формуле

$$A \approx r = R_0 \frac{m}{M}, \quad (73)$$

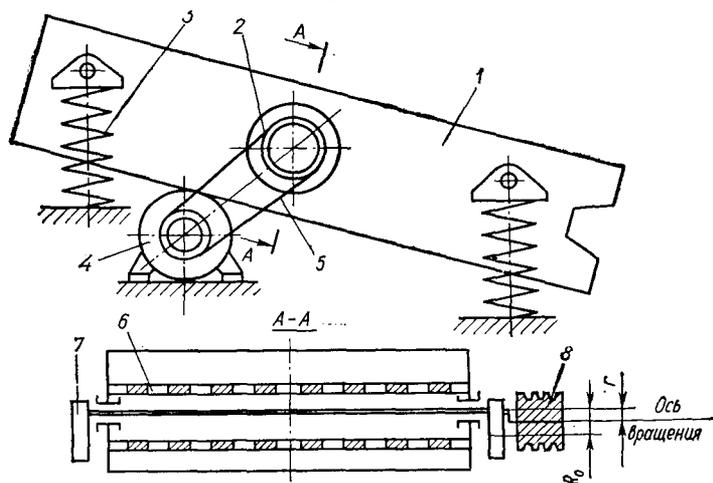


Рис. 45. Принципиальная схема инерционного наклонного грохота.

где R_0 — расстояние от оси вращения до центра тяжести дебалансов (см. рис. 45);

m, M — массы дебалансов и короба.

Отсюда видно, что увеличение или уменьшение указанной амплитуды может быть осуществлено соответствующим изменением массы дебаланса или расположения его центра тяжести.

При нецентральной размещении вибратора — снизу или сверху короба — точки последнего, близкие к его центру, имеют круговые траектории, а точки по краям этого короба — овалы.

При запуске грохота с повышением частоты вращения вала вибратора (от состояния покоя до рабочего числа оборотов) амплитуда колебаний короба существенно изменяется. Вначале она быстро возрастает и достигает максимальной величины, когда частота вращения вала совпадает с частотой собственных колебаний короба на пружинах (это момент резонанса). Так как жесткость пружин незначительна, данная величина соответствует сравнительно небольшой частоте вращения вала. При пуске он стремительно набирает обороты, а потому резонансные колебания длятся недолго и выглядят как несколько бросков короба. Затем амплитуда уменьшается и доходит до рабочей величины.

При остановке грохота частота вращения вала после выключения электродвигателя снижается до нуля за определенный промежуток времени. При этом изменение амплитуды колебаний короба происходит так же, как описано выше, но в обратном порядке. Появление момента резонанса и нарушение равновесной работы грохота возможны, кроме того, вследствие неравномерной загрузки грохота рудой, плохой регулировки подвесок или опор и др.

Максимальные амплитуды колебаний короба при резонансных режимах могут достигать 8—10-кратной величины рабочей амплитуды. Соответственно возрастают и динамические нагрузки на детали грохота и его опоры. Поэтому резонансные колебания в данном случае вредны, и чем они короче по длительности, чем меньше их амплитуда, тем лучше.

Наименьшая продолжительность резонансных колебаний короба при пуске и остановке грохота обеспечивается минимальным временем его разгона и остановки, которое определяется маховым моментом инерции вращающихся частей.

Для стабилизации работы и уменьшения резонансных колебаний в некоторых типах тяжелых инерционных грохотов используются вибраторы с самоустанавливающимися дебалансами (рис. 46). Конструктивные особенности этих вибраторов заключаются в следующем.

В трубчатом корпусе 1, жестко прикрепленном к коробу 2, располагается вал 3, на две концевые шейки которого эксцентрично насажены приводные шкивы 4. Внутри последних смонтированы дебалансы 6, свободно висящие на кронштейне 7 и опирающиеся на пружину 5.

При запуске грохота в начальный момент дебалансные грузы удерживаются в нейтральном положении пружинами 5 до тех пор, пока вал вибратора не наберет определенной угловой скорости. В дальнейшем дебалансы под действием центробежной силы преодоле-

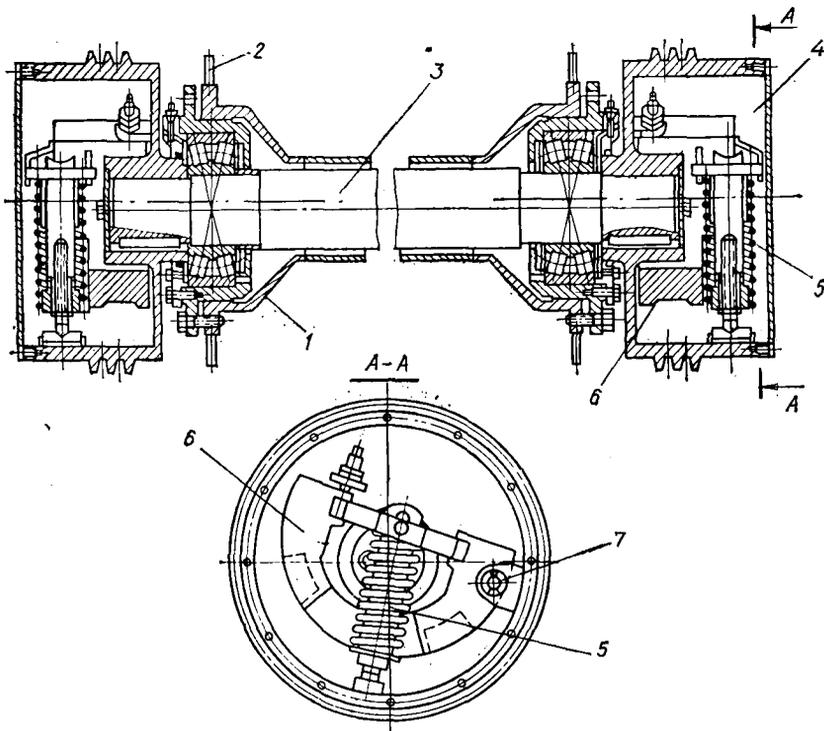


Рис. 46. Вибратор с самоуставливающимися дебалансными грузами.

вают силу упругости пружин, отходят от центра вращения и, прижимаясь к внутренней поверхности обода шкива, занимают рабочее положение. Автоматическая настройка машины на самоцентрирующий режим при изменяющейся скорости вращения эксцентрикового вала определяется в основном жесткостью пружин.

Основным параметром инерционного грохота является его динамическая характеристика — произведение двойной амплитуды $2e$ (м) на частоту вращения вала n (рад/с). Величина этого параметра влияет на производительность агрегата, его эффективность, а также на способность к самоочистке просеивающей поверхности. В современных конструкциях значение $2en$ принимается равным не менее 0,105.

В СССР выпускается значительное количество типоразмеров инерционных грохотов (ГОСТ 10745—69), применяющихся:

а) ГИЛ-32, ГИЛ-42 и ГИЛ-52 — для подготовительного и окончательного грохочения каменных углей, антрацитов и других материалов с аналогичными свойствами (имеющих насыпную массу до 1000 кг/м^3);

б) ГИС — для нерудного сырья (в основном);

в) ГИТ-41А — при отсеве мелочи из охлажденного агломерата;

г) ГИТ-51А — для предварительного разделения кусков сырья по крупности (углей, антрацитов и других материалов с такими же свойствами);

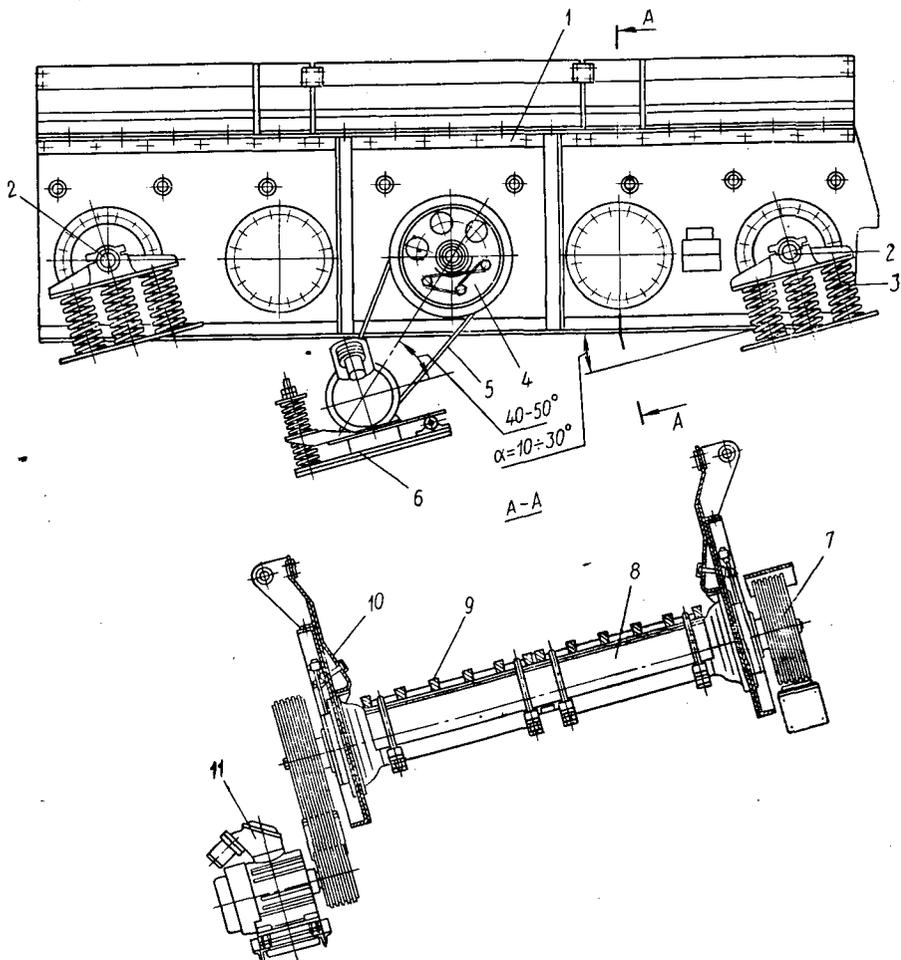


Рис. 47. Инерционный грохот тяжелого типа ГИТ-71Н.

д) ГИТ-32Н, ГИТ-42Н, ГИТ-51Н и ГИТ-52Н — при сухом грохочении руды с размером кусков до 0,4 м (на обогатительных и дробильно-сортировочных фабриках цветной и черной металлургии, а также в других отраслях);

е) ГИТ-61, ГИТ-61А и ГИТ-71Н — с той же целью (включая руду крупностью более 0,4 м)

На рис. 47 показана конструкция грохота ГИТ-71Н, предназначенного для разделения по крупности руд черных и цветных металлов с насыпной массой до 2500 кг/м^3 , а также нерудных материалов в различных технологических процессах. Чтобы обеспечить необходимую классификацию влажных глинистых материалов, данная установка может работать с пароподогревом поперечных труб короба и предусмотренных для этих целей полых колосников.

Грохот ГИТ-71Н включает следующие основные узлы: короб в сборе 1, пружинные опоры (или подвески) 3, электропривод 11, вибратор 8. Короб служит каркасом, на котором укрепляются главные узлы и детали. Он состоит из двух бортовых листов толщиной 0,012 м и жестко соединенных с ними пяти поперечных связей-балок.

При конструкции установки с пароподогревом в коробе предусмотрены металлические трубы диаметром 60 и толщиной стенок 8 мм с приваренными к ним ниппелями для присоединения гибких паропроводных рукавов.

С целью предохранения элементов короба от износа бортовые листы и поперечные связи-балки защищены сменными металлическими футеровками 10, которые закрепляются болтами на бортах и скобами на указанных балках вместе с просеивающими поверхностями 9.

Для возможности классификации материалов с различными физическими свойствами предусмотрены три типа таких поверхностей:

1) решета (литые) с постоянными (неизменными по ширине) щелями шириной 0,06, 0,1, 0,125 и 0,15 м;

2) колосники (литые) с расширяющимися к месту разгрузки щелями средней шириной 0,06, 0,1, 0,125 и 0,15 м;

3) колосники (трубчатые полые) с подобными же щелями, но шириной 0,05 и 0,12 м.

Литые просеивающие поверхности выполнены со щелями, расширяющимися в поперечном сечении сверху вниз. Полые колосники, изготовленные из двух секций (правой и левой), имеют элементы для присоединения гибких шлангов, проводящих и отводящих пар.

Внутри средней связи-балки на двух роликовых подшипниках установлен вал вибратора с двумя шкивами 7 по сторонам, где крепятся при помощи болтов дебалансные пластины 4.

При вращении вибратора дебалансная часть вала и пластины 4 развивают центробежную силу инерции, возбуждающую плоские круговые колебания короба, на котором расположены четыре цапфы 2, служащие для его удерживания либо непосредственно на упругих опорах, либо через канаты на подвесках. Каждая такая опора или подвеска содержит по три цилиндрические витые пружины.

Привод грохота состоит из клиноременной передачи 5 и трехфазного асинхронного взрывозащищенного электродвигателя. Последний закрепляется на подмоторной раме 6, установленной рядом с машиной. Электродвигатель снабжен тремя сменными шкивами диаметром 0,25, 0,315 и 0,355 м. Их пары подбираются в зависимости от необходимой частоты колебаний короба.

Так как процесс классификации материала нередко сопровождается значительным выделением пыли, в комплект поставки может быть включено (по заказу потребителя) пылезащитное укрытие.

Грохот типа ГИСЛ (новый универсальный инерционный с самобалансным самосинхронизирующимся вибратором) предназначен для сухого и мокрого грохочения углей, антрацитов и сланцев, а также обезвоживания, обесшламливания и отмыва суспензии от продуктов обогащения.

Результаты испытаний грохотов ГИСЛ в различных условиях показали их большую технологическую эффективность по сравнению с самобалансными (ГСЛ) и резонансными (ГРД). При этом они менее трудоемкие в изготовлении и значительно проще при монтаже и обслуживании.

Примененный в грохотах типа ГИСЛ новый мощный самосинхронизирующийся вибратор с возмущающим усилием до 30 т обеспечивает их повышенную динамическую характеристику, а высокий уровень унификации деталей и узлов значительно снижает трудоемкость ремонтных работ.

При выборе грохотов инерционного типа предпочтение следует отдавать спорным — как более простым и надежным в эксплуатации по сравнению с подвесными.

§ 5. Самобалансные грохоты

Наибольшее распространение они получили на углеобогачительных фабриках для обезвоживания продуктов, отделения шлама и отмывки утяжелителя. Находят также применение в рудной практике. Отличаются высокой надежностью и эффективностью.

Грохот с самобалансным вибратором (рис. 48, а) имеет горизонтальный короб 1, который с помощью амортизаторов 2 подвешивается к опорной конструкции 3 (или непосредственно устанавливается на нее).

На коробе укреплен вибратор 4 таким образом, что направление действия силы инерции этого вибратора составляет примерно 50° к плоскости сита 6. Материал по нему движется с подбрасыванием и энергичным встряхиванием. Траектории перемещения сырья складываются из отдельных прямолинейных и параболических участков.

Самобалансный вибратор состоит из двух одинаковых дебалансов 5, вращающихся на параллельных валах с идентичной скоростью в противоположные стороны.

Ось $x-x$ (см. рис. 48, б) расположена под углом к просеивающей поверхности. При параллельном действии сил инерции P_0 (положения 1 и 3) возникает максимум их различных направлений P_x . Если центры тяжести масс дебалансов находятся на оси $y-y$ (полож. 2), эти силы уравновешиваются: $P_x = 0$.

В любом другом промежуточном положении силы инерции всегда уравниваются, а соответствующие им величины P_x складываются. Равнодействующая $2P_x$ выглядит как

$$2P_x = 2R_0 \cos \varphi = 2 \frac{G}{g} \omega^2 r' \cos \varphi, \quad (74)$$

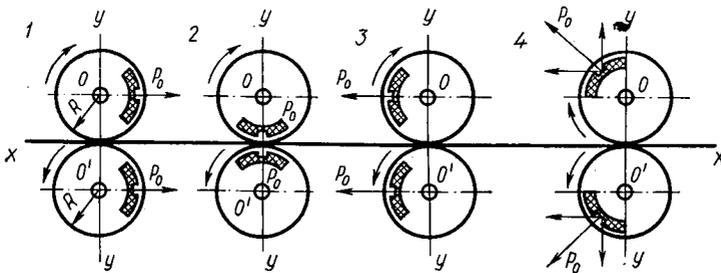
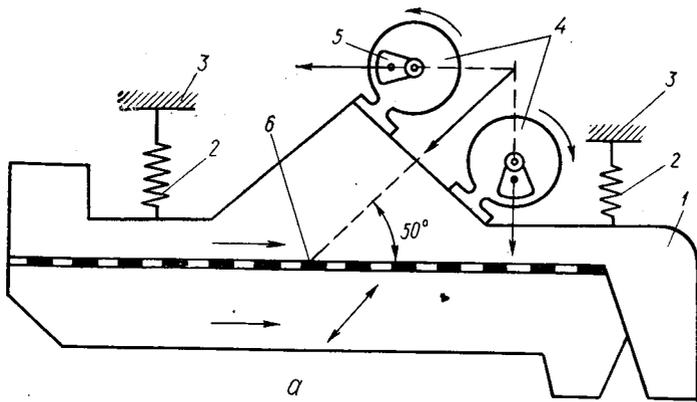
где φ — угол поворота вала каждого дебаланса, град;

G — вес одного дебаланса, кгс;

ω — угловая скорость, c^{-1} ;

r' — расстояние от центра тяжести дебаланса до оси вращения, м.

Таким образом, значение равнодействующей силы инерции вибратора изменяется: по величине — от 0 до $2P_0$, по направлению — через каждые пол-оборота дебаланса.



б

Рис. 48. Принципиальные схемы действия самобалансного грохота (а) и вибраторов (б).

В настоящее время применяется ряд типоразмеров самобалансных грохотов (прил. 11):

а) ГСЛ-42, ГСЛ-62, ГСЛ-72 — для обезвоживания, обесшламливания и отмыва суспензии на углеобогатительных фабриках;

б) ГСС-22, ГСС-32, ГСС-42 — при разделении материалов на сорта по крупности;

в) ГСТ-41, ГСТ-42, ГСТ-51, ГСТ-61 — для обезвоживания, промывки, классификации материалов и отмыва суспензии на рудообогатительных фабриках.

Грохот ГСЛ-72 (рис. 49) в отличие от ГСЛ-42 и ГСЛ-62 изготавливается только в опорном исполнении. Он состоит из корпуса 1, расположенного на шести опорах 2, в каждой из которых имеется по две цилиндрические пружины 3. Короб этот — жесткая сварно-клепаная металлоконструкция с применением высокопрочных болтов. У него — две боковины, соединенные поперечными связями. Нижний пояс последних служит опорой для сита.

На боковинах корпуса сверху крепятся два вибратора 4. Их ведущие валы, соединенные промежуточным валом 6, получают вращение через клиноременную передачу 5 от электродвигателей 7, установленных на подмоторных рамах 8.

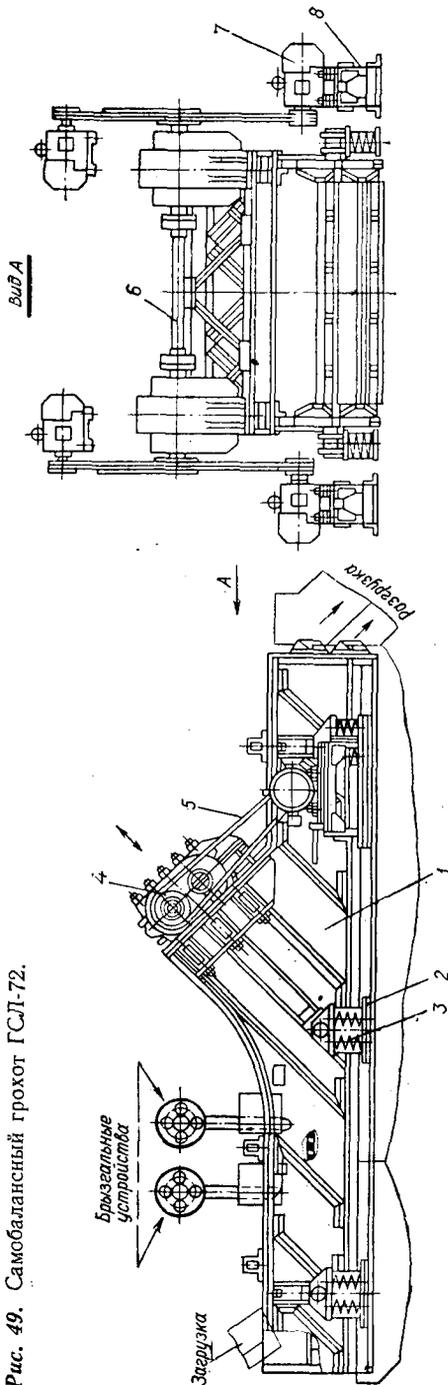


Рис. 49. Самобалансный грохот ГСЛ-72.

В корпусе вибратора на параллельных валах размещены два цилиндрических зубчатых колеса и одинаковые дебалансы. Колеса имеют идентичное число зубьев, благодаря чему валы вращаются с одной и той же угловой скоростью в противоположные стороны. Вибраторы расположены таким образом, что при вращении валов результирующая центробежных сил дебалансов всегда направлена по оси, проходящей через центр тяжести короба (центр инерции подвижных частей грохота). Изменяясь по синусоидальному закону, эта сила действует на короб и вызывает его колебания.

Поскольку жесткость опорных пружин сравнительно мала, все точки короба колеблются в вертикальных плоскостях (перпендикулярных осям валов вибратора) по прямолинейным траекториям под углом к просеивающей поверхности. При этом находящийся здесь материал подбрасывается, движется вдоль сита и выпадает сквозь его отверстия.

В грохотах тяжелого типа применяются вибраторы самосинхронизирующегося типа. Такой вибратор состоит из двух дебалансных валов, установленных в корпусах с роликовыми подшипниками, крепящихся высокопрочными болтами к бортовым листам короба.

Привод вибратора работает непосредственно от двух электродвигателей через карданные валы, вращающиеся в противоположном направлении. Одновременность их оборотов достигается за счет самосинхронизации.

Рабочий режим колебаний короба грохота ГСЛ-72 также ста-

билен, как и у инерционного наклонного. Изменить этот режим может только существенное увеличение (уменьшение) массы короба или дебалансов вибратора. Возможность эксплуатации данного агрегата без настройки — значительное преимущество перед установками резонансного типа.

§ 6. Резонансные грохоты

Эти машины (прил. 12) характеризуются динамической уравновешенностью колеблющихся масс, обусловливаемой резонансным режимом, при котором частота собственных колебаний системы совпадает с частотой колебаний, вынужденных действием привода.

В зависимости от количества масс, участвующих в движении, резонансные грохоты подразделяются на двух-трех и четырехмассные. Наиболее простой конструкцией, используемой в промышленности, является двухмассная (рис. 50).

Грохот представляет собой колебательную систему, состоящую из двух масс: подвижной реактивной рамы 1 и короба 4 с ситами, соединенных между собой системой упругих связей в виде плоских рессор 5 и пружинных опор 6. Буфера 7 укреплены на коробе и раме, размещенной на амортизаторах 8. При наклонном расположении грохота применяются поддерживающие пружины 9.

Приводной механизм машины установлен на раме с загрузочной стороны. Он состоит из двух шатунов и эксцентрикового вала 2, вращающегося от электродвигателя 10 посредством клиноременных передач 11. Шатуны с помощью резиновых элементов 3 упруго соединяются с коробом, благодаря чему привод не испытывает больших инерционных сил движущихся масс, а также устраняются значительные пусковые нагрузки. Резиновые буфера 7 находятся между коробом и рамой с зазором e , меньшим суммарной амплитуды их колебаний, что определяет нелинейный характер упругих связей между ними.

Плоские рессоры 5 служат для обеспечения направленных прямолинейных колебаний системы (короба и рамы) под углом α к плоскости сита. Амортизаторы 8 и 9, создавая возможность колебаний рамы, передают на опору грохота динамические нагрузки, намного меньше сил инерции его подвижных частей.

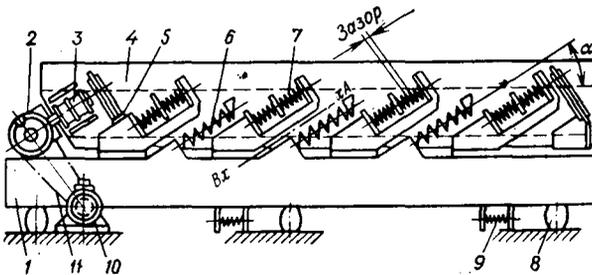


Рис. 50. Принципиальная конструктивная схема двухмассного резонансного грохота.

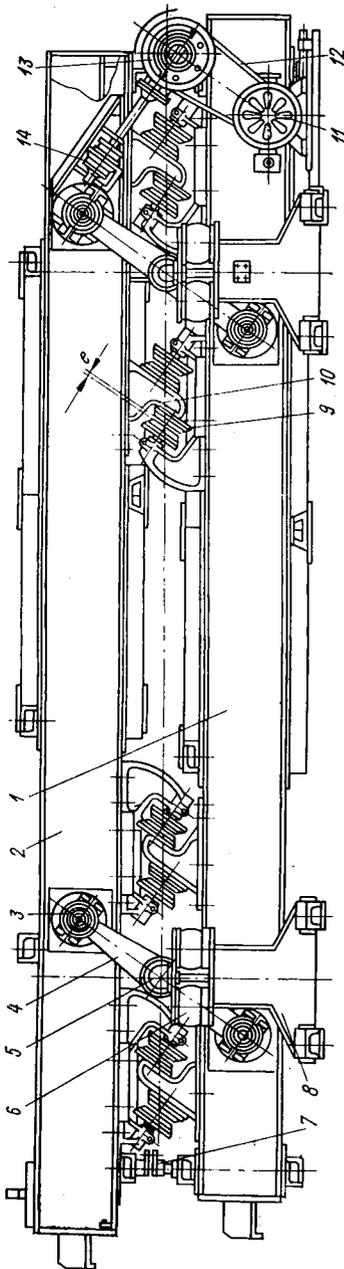


Рис. 51. Резонансный двухкоробный грохот типа ГРЛ (ГРД).

При вращении эксцентрикового вала привода и возвратно-поступательном движении шатунов происходит деформация резиновых элементов 3 по закону, близкому к гармоническому. Периодически изменяющаяся их упругость представляет собой возмущающую силу, вызывающую вынужденные колебания всей системы. Их рабочая частота принимается близкой к резонансной.

Центры тяжести короба и рамы расположены на прямой, параллельной осям буферов и поддерживающих пружин и перпендикулярной рессорам, что обеспечивает возвратно-поступательное движение системы. А так как эти колебания происходят навстречу друг другу, то сила инерции от движения массы короба погашается противоположно направленной силой инерции массы рамы.

Соответствующим подбором величин и соотношений между динамическими параметрами — массами короба и рамы, их моментами инерции, жесткостью и расположением упругих связей, эксцентриситетом приводного вала и зазором между буферами — в конструкциях грохотов обеспечивается необходимый рабочий режим колебаний. При этом обязательным является соблюдение условия

$$M_1 a_1 = M_2 a_2, \quad (75)$$

где M_1 , M_2 — массы короба и рамы; a_1 , a_2 — амплитуды их колебаний.

Для снижения на фундамент динамических нагрузок массу рамы увеличивают в 2,5—3 раза (по сравнению с коробом). При этом соответственно уменьшается амплитуда ее колебаний.

Промышленностью в течение ряда лет выпускались резонансные грохоты типов ГРЛ (однокоробные, см. рис. 50) и ГРД (двухкоробные безрамные). Последние отличаются от первых тем, что тяжелая уравновешивающая рама заменена здесь вторым (нижним) коробом, играющим ту же роль, что и рама в грохоте ГРЛ. Имея равную

с верхним коробом массу, нижний (второй) колеблется с одинаковой амплитудой.

Благодаря описанной замене масса грохота уменьшена примерно в два раза.

В настоящее время находятся в эксплуатации только двухкоробные резонансные грохоты ГРЛ-62 (ГРД-62) и ГРЛ-72 (ГРД-72). Конструкции их не имеют принципиальных отличий.

Грохот типа ГРЛ (рис. 51) состоит из нижнего и верхнего коробов — 1 и 2, соединенных резиновыми блок-шарнирами 3, размещенными на концах рычагов подвесок 4. Эти шарниры не требуют смазки и работают бесшумно.

Подвески 4 обеспечивают направленные колебания коробов. Каждая из них, имея два рычага (для верхнего и нижнего коробов), осью 5 «базируется» на резиновых амортизаторах 6, установленных на опоры 8.

Привод 13, представляя собой эксцентриковый механизм, служит для сообщения колебаний коробам. На вал привода насажены эксцентрично втулки, а на них — шатунные подшипники, через которые с помощью упругих связей 14 верхний короб соединяется с приводом.

На загрузочную часть нижнего короба привод устанавливается коренными подшипниками. Вращение эксцентриковому валу передается от электродвигателя 11 через клиноременную передачу 12.

Упругая связь — это два резиновых амортизатора, закрепленных на тяге с помощью гаек. Предназначена для передачи колебаний верхнему коробу от привода и предохраняет последний от перегрузок в период пуска и остановки.

Между верхним и нижним коробами расположены амортизаторы 9, каждый из которых состоит из двух пар резиновых буферов. Одна из них посредством кронштейнов 10 крепится на верхнем коробе, другая — на нижнем. Между этими парами имеется зазор e , который можно изменять, завинчивая или вывинчивая хвостовики дисков в разрезных втулках кронштейна, достигая таким образом увеличения либо уменьшения амплитуды колебаний коробов. Для облегчения условий их регулирования (относительно друг друга при монтаже и эксплуатации машины) служат домкраты 7.

Резонансные грохоты типа ГРЛ могут устанавливаться горизонтально или под углом до $0,087$ рад в сторону нагрузки. При последовательном их размещении ухудшаются условия обслуживания, поэтому такой способ практикуется только в исключительных случаях.

Данные грохоты применяются в основном на углеобогатительных фабриках, сортировках и коксохимических заводах для подготовительной и окончательной классификации каменных углей, антрацитов, горючих сланцев и продуктов их обогащения. Могут также использоваться для отделения воды, шлама и отмывки суспензии.

§ 7. Специальные конструкции грохотов

Описанные ниже грохоты, отличающиеся конструктивными особенностями, находят ограниченное применение (для специальных целей в отдельных отраслях обогащения).

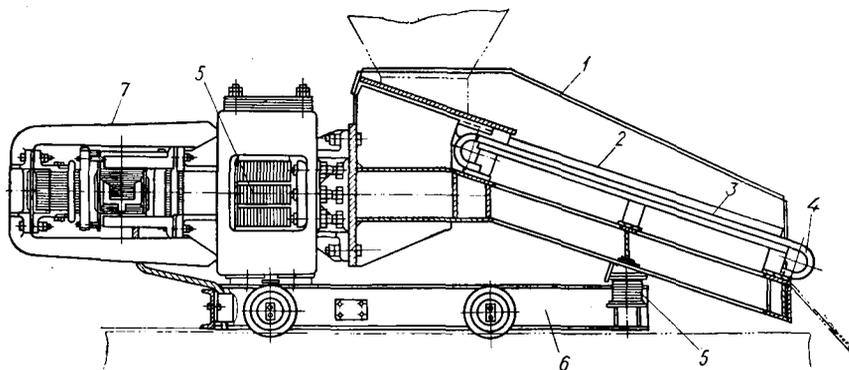


Рис. 52. Электровибрационный грохот ГВК-1:

1 — короб; 2, 3 — жесткие и резонирующие колосники; 4 — рессорные концы колосников; 5 — амортизаторы; 6 — рама; 7 — электровибратор.

Грохот с электромагнитным вибратором (рис. 52), предназначенный для сухого разделения кусков материала крупностью не более 0,2—0,3 м, представляет собой наклонный короб, с которым через траверсу жестко связан электромагнитный вибратор, установленный горизонтально.

Вибратор и короб посредством амортизаторов укреплены на неподвижной опорной раме; первый сообщает второму строго прямолинейные колебания, параллельные ее плоскости. Частота колебаний того и другого равна частоте переменного тока.

Выпускаются электровибрационные грохоты 182А-Гр, ГВК-1 и ГВК-2А соответственно с рабочей поверхностью 2,1, 2,5 и 4 м², а производительностью до 0,033, 0,11 и 0,139 м³/с.

Просеивающей поверхностью грохотов ГВК-1 и ГВК-2А служит решетка из чередующихся, жестко укрепленных и резонирующих колосников (размер отверстий от 20 до 60 мм). Такая конструкция повышает эффективность операции по разделению кусков материала и улучшает самоочистку указанной поверхности.

Достоинством грохотов 182А-Гр, ГВК-1 и ГВК-2А является отсутствие вращающихся деталей, узлов и промежуточной передачи. Недостаток — сложность конструкции вибратора и не слишком высокая надежность его работы.

Дуговые сита (прил. 13) применяются при классификации и обезвоживании, если необходимо отделение шламистых материалов от более зернистой части перед процессами обогащения (обесшламливание исходного угля, поступающего на отсадочные машины или тяжелосредние гидроциклоны, обработка фугата, хвостов флотации и т. п.).

Дуговые сита просты по конструкции и удобны в эксплуатации. В зависимости от способа питания они бывают напорные (подача пульпы от насоса под давлением) и безнапорные (подача ее самотеком из емкости).

Напорное дуговое сито (рис. 53) состоит из сварного закрытого кофра 1, внутри которого укреплено полуцилиндрическое сито 2. Нижний конец его выположен и имеет наклон 30—35° к горизонту. В за-

грузочном устройстве 7, куда подается исходная пульпа, вмонтирован прижимной металлический лист 6, положение которого определяет размер загрузочной щели, а значит, и скорость потока пульпы на вводе, а также производительность установки.

Величина упомянутой щели регулируется посредством винтов 5. Щелевидное сито 3 укладывается на опоре из уголков 3 и крепится деревянными клиньями 4. Колосники сит 2 обычно устанавливаются перпендикулярно направлению потока. Исходный материал поступает в загрузочное устройство под напором и далее направляется тангенциально на щелевидное сито. Двигаясь с определенной скоростью от колосника к колоснику, поток постепенно срезается их кромками. Тонкий шлам уходит в подрешетный продукт, а крупный — остается в над-

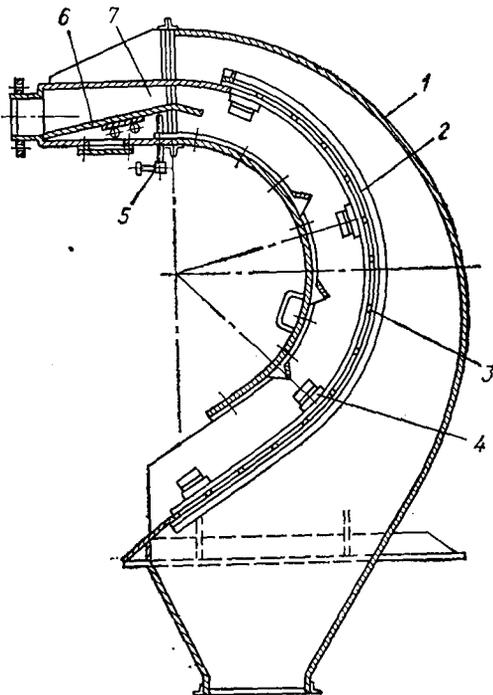


Рис. 53. Дуговое сито.

решетном.

Недостаток дуговых сит — неравномерный износ их поверхности. Верхние грани колосников (по направлению движения потока) срабатываются быстрее нижних, что приводит к сужению отделяемых струй, уменьшению объема подрешетного продукта и ухудшению качества разделения материала. Для увеличения срока службы сито изготавливают из сменных сегментов, которые можно повернуть на угол $3,15$ рад после того, как изнаются верхние грани колосников.

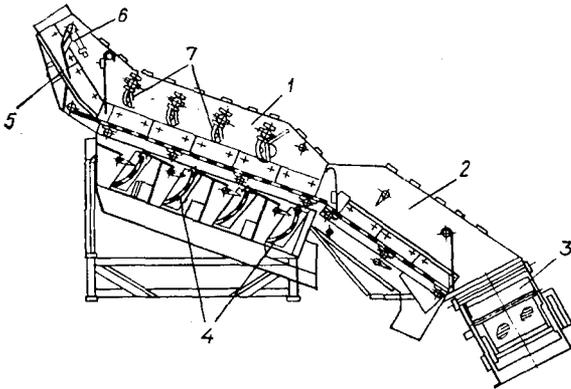
Удельная производительность серийно выпускаемых дуговых сит типа СД-1, СД-2А, СЛО-3 достигает $0,055 \text{ м}^3/\text{с} \cdot \text{м}^2$ по пульпе.

Комплекс для подготовки углей перед обогащением типа КПУ используется при мокром грохочении (классификации) исходного сырья перед дальнейшей его обработкой в тяжелых средах и отсадочных машинах. Одновременно осуществляются обесшламливание продуктов разделения — надрешетного и подрешетного, а также частичный сброс с них транспортной воды.

Комплекс КПУ-800 (рис. 54 и прил. 14) включает три основных узла: гидрогрохот 1, дешламатор 2 и обезвоживатель 3.

Гидрогрохот представляет собой стационарную металлоконструкцию, состоящую из двух боковин, просеивающей поверхности (с продольным расположением колосников) и размещенных над ней брызгальных устройств 7. Исходный уголь направляется в загрузочный

Рис. 54. Комплекс для подготовки углей перед обогащением КПУ-800.



желоб 5, куда подается обратная вода через щель трубы 6. Передвижение материала и его рассев осуществляются с помощью направленных струй под определенным углом к просеивающей поверхности струй воды, поступающей в брызгальные устройства. Для частичного ее отделения от подрешетного продукта, идущего затем на отсадку, под колосниковой поверхностью установлены дуговые сита 4.

Дешламатор 2, куда направляется надрешетный продукт гидрогрохота, состоит из сварного каркаса, в котором размещено колосниковое сито. Угол его наклона к горизонту может изменяться. При движении угля по ситам шлам смывается технической водой, поступающей из брызгальных устройств.

Обезвоживатель 3 — это два дуговых колосниковых сита, шарнирно-укрепленных в сварном корпусе и делящих поток угля на две части. Угол наклона поверхностей этих сит с помощью специального механизма также можно увеличивать или уменьшать для подбора наиболее выгодных условий обезвоживания, происходящего под действием возникающих центробежных сил инерции.

Обесшламленный и частично обезвоженный надрешетный продукт направляется в тяжелосредный сепаратор.

Гидравлические грохоты тонкого грохочения являются перспективными аппаратами для применения в циклах измельчения, а также в некоторых других операциях технологического процесса при доводке концентратов.

В нашей стране тонкое грохочение было успешно применено в промышленных масштабах для разделения по крупности 54 мкм железорудного концентрата Днепровского ГОКа и по крупности 200 мкм — промпродуктов обогащения оловосодержащих руд ЦОФ Солнечного ГОКа [86]. В первом случае извлечение расчетного класса составило 72,8%, а эффективность грохочения равнялась 32%, во втором — соответственно 79,5 и 59%. В обоих случаях показатели разделения при тонком грохочении оказались выше показателей мокрой классификации. Гидравлический грохот тонкого грохочения 282-Гр конструкции института «Механобр» (рис. 55) включает пять секций, устанавливаемых параллельно. Каждая из них имеет два сита общей площадью 1,5 м².

Грохот снабжен специальным кулачковым механизмом, производящим периодическое встряхивание сита с целью предотвращения забивания его отверстий.

В качестве просеивающей поверхности используются сита с поперечным к направлению потока размещением щелей. Размер их должен быть несколько выше граничной крупности разделения, что обуславливается спецификой мокрого грохочения, заключающейся в больших уклонах сит ($0,7—0,88$ рад) и сравнительно высоких скоростях потока пульпы ($0,5—1,5$ м/с).

Исследования показали, что на гидравлических грохотах (дуговых и плоских) разделение происходит по размеру зерен, примерно в два раза меньшему величины щели. Более крупные из них проходят под сито в малых количествах.

Данная установка позволяет значительно интенсифицировать процесс первичной обработки руд. На Днепровском ГОКе была испытана новая технологическая схема, согласно которой на тонкое грохочение направляли материал второй стадии обогащения (магнетитовый кварцит), содержащий 59—61% железа. Подрешетный продукт обесшламливали, обогащали магнитной сепарацией, фильтровали и доставляли на склад концентрата.

Надрешетный продукт доизмельчали в шаровой мельнице (четвертая стадия) и обогащали на магнитных сепараторах (третья стадия). Таким образом, для новой схемы не требовалось никакого дополнительного оборудования, кроме самих грохотов и насосов, которые устанавливались на существующей производственной площади фабрики.

Применение тонкого грохочения позволило повысить содержание железа в концентрате на $0,3—0,4\%$ и увеличить извлечение металла в этот продукт на $0,5\%$. Улучшение технологических показателей в данном случае объясняется тем, что при тонком грохочении на второй стадии обогащения раскрытые зерна магнетита выделяются в подрешетный продукт, выводятся из процесса и не переизмельчаются на последней (четвертой) стадии, как это бывает при обычной схеме обогащения (без тонкого грохочения промпродуктов).

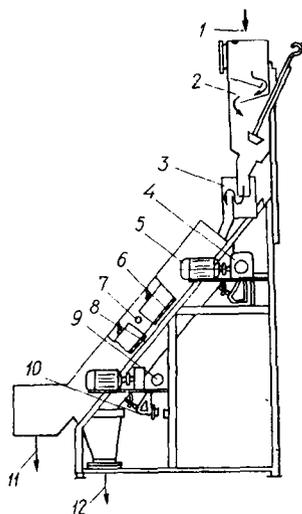


Рис. 55. Общий вид гидравлического грохота тонкого грохочения:

1 — подача исходной пульпы; 2 — пульпораспределитель; 3 — коробка питания секции; 4 — редуктор приводного вала с кулачковым механизмом; 5 — электродвигатель; 6 — сито; 7 — брызгала подачи воды на перекидные сита; 8 — рама; 9 — кулачковый механизм; 10 — ударник (молоток); 11, 12 — надрешетный и подрешетный продукты.

§ 8. Технологические параметры работы грохотов (эффективность, производительность)

Эффективность грохочения E (классификации), характеризующая в процентах полноту разделения исходной смеси зерен различной крупности на просеивающей поверхности, в общем случае

представляет разность между извлечением в подрешетный продукт расчетного мелкого (нижнего) и верхнего классов — соответственно $\varepsilon_{(-)}$ и $\varepsilon_{(+)}$. Такими классами называют материал крупностью менее или более размера отверстий сит грохота.

Количество и выход классов крупности определяют путем тщательного анализа на сите с размерами отверстий, равными размеру отверстий сита грохота:

$$E = \varepsilon_{(-)} - \varepsilon_{(+)}. \quad (76)$$

Извлечение нижнего класса в подрешетный продукт (%)

$$\varepsilon_{(-)} = \frac{\gamma\beta}{\alpha} = 100 \frac{(\alpha - \vartheta)\beta}{(\beta - \vartheta)\alpha}, \quad (77)$$

где γ — выход подрешетного продукта, %;
 β , α и ϑ — содержание нижнего класса соответственно в подрешетном, исходном и надрешетном продуктах, %.

Извлечение верхнего класса определяется аналогично:

$$\varepsilon_{(+)} = \gamma \frac{100 - \beta}{100 - \alpha} = 100 \frac{(\alpha - \vartheta)(100 - \beta)}{(\beta - \vartheta)(100 - \alpha)}. \quad (78)$$

Таким образом, формула эффективности грохочения может быть записана в различных, но равнозначных вариантах:

$$E = \varepsilon_{(-)} - \varepsilon_{(+)} = \frac{100 \gamma(\beta - \alpha)}{\alpha(100 - \alpha)} = \frac{(\beta - \alpha)(\alpha - \vartheta)}{\alpha(100 - \alpha)(\beta - \vartheta)} 10^4 \quad (79)$$

В частном случае, если расчетным считается весь класс (мельче размера отверстий сит), то есть когда $\beta = 100\%$, формула эффективности грохочения принимает следующий вид:

$$E = \frac{\alpha - \vartheta}{\alpha(100 - \vartheta)} 10^4. \quad (80)$$

С достаточной для практики точностью можно считать, что подрешетный продукт состоит только из зерен нижнего класса. Следовательно, правомерно пользоваться приведенной выше формулой.

Показатель E зависит от ряда механических и технологических параметров используемого грохота, а также свойств подаваемого в него материала (режима работы данной установки, ее производительности, продолжительности рассева, вида и состояния просеивающей поверхности, влажности сырья и др.).

Производительность грохотов также обуславливается рядом факторов: ситовой характеристикой исходного продукта, его влажностью, требуемой величиной E , механическим режимом работы установки, размером отверстий сит и пр.

Между производительностью и эффективностью существует обратная зависимость: если первая растет, то вторая снижается (при прочих равных условиях).

Технологический расчет грохотов сводится к определению размеров просеивающей поверхности F (m^2) по заданной производительности Q (kg/c) и необходимой величине E .

Таблица 3. Значения удельной производительности грохотов

Размер отверстий сита, мм	3,2	6,4	12,7	19	25,4	38,1	50,8	76,3	102
Удельная производительность, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$ $2,78 \cdot 10^{-4}$	6,2	12,5	18,7	23,1	28,1	31,2	35,6	43,8	54

Большое количество факторов, влияющих на результаты грохочения, обусловило применение для расчета производительности ряда эмпирических формул, являющихся модификациями общей из них:

$$Q_o = Kq_oF, \quad (81)$$

где Q_o — объемная производительность грохота, $\text{м}^3/\text{с}$;

K — коэффициент пропорциональности, определяемый опытным или расчетным путем;

q_o — удельная объемная производительность, принимаемая по экспериментальным данным, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$;

F — площадь просеивающей поверхности (одного яруса сит), м^2 .

Весовая производительность грохота Q вычисляется в зависимости от насыпной массы материала ρ ($\text{кг}/\text{м}^3$):

$$Q = Q_o\rho 10^{-3}. \quad (82)$$

С достаточной точностью при практически достигаемой величине $E = 90$ — 92% объемную производительность полувибрационных и вибрационных грохотов можно рассчитать следующим образом:

$$Q_o = q_oFK_1K_2, \quad (83)$$

где K_1, K_2 — коэффициенты, учитывающие содержание в исходном продукте частиц соответственно крупнее размера отверстий сита и мельче половинного этого размера.

Значения величин q_o, K_1 и K_2 принимаются по данным табл. 3 и 4.

При необходимости разделения исходного продукта на три класса крупности производительность двухситных грохотов рассчитывается

Таблица 4. Значения поправочных коэффициентов к формуле для расчета производительности грохотов

Содержание в исходном продукте частиц крупнее размера отверстий сита, %	16	20	25	30	40	50	60	70	80	90
Поправочный коэффициент K_1	0,94	0,97	1	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2	3,6
Содержание в исходном продукте частиц мельче половинного размера отверстий сита, %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90
Поправочный коэффициент K_2	0,7	0,8	0,9	0,9	1	1,2	1,4	1,6	1,8	2

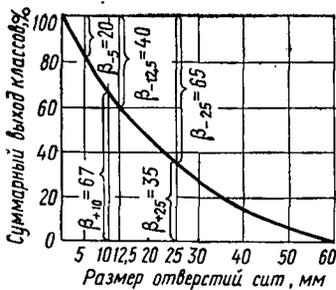


Рис. 56. Ситовая характеристика крупности исходной руды.

ответствующая характеристика руды дана на рис. 56.

1. Определяем площадь верхнего сита (F_1). Для его отверстий 25 мм (см. табл. 3) значение $q_0 = 28,1 \cdot 2,78 \times 10^{-4} \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$. Согласно кривой (см. рис. 56) и табл. 4 при содержании класса +25 мм $\beta^{+25} = 35\%$ и $K_1 = 1,06$, а при классе -12,5 мм $\beta^{-12,5} = 40\%$ и $K_2 = 1$.

Тогда

$$F_1 = \frac{Q_0}{2,78 \cdot 10^{-4} q_0 K_1 K_2} = \frac{Q}{2,78 \cdot 10^{-4} \rho_0 K_1 K_2} = \frac{83,3}{1700 \cdot 28,1 \cdot 10^{-4} \cdot 2,78 \cdot 1,06 \cdot 1,0} = 5,9 \text{ м}^2. \quad (84)$$

2. Вычисляем площадь нижнего сита (F_2). Для его отверстий 10 мм значение $q_0 = 15,6 \cdot 2,78 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$.

Действительное количество материала, поступающего на это сито,

$$Q_n = Q \beta^{-25} E = 83,3 \cdot 0,65 \cdot 0,9 = 48,7 \text{ кг/с}. \quad (85)$$

Содержание класса +10 и -5 мм в питании здесь соответственно будет:

$$\beta_n^{+10} = \frac{\beta^{-25} 0,9 - \beta^{-10}}{0,65 \cdot 0,9} = \frac{65 \cdot 0,9 - 33}{0,65 \cdot 0,9} = 43,5\%; \quad (86)$$

$$\beta_n^{-5} = \frac{\beta^{-5}}{0,65 \cdot 0,9} = 34,2\%. \quad (87)$$

В первом случае (см. табл. 4) $K_1 = 1,13$, во втором $K_2 = 0,95$. Искомая расчетная площадь

$$F_2 = \frac{Q_n}{\delta q_0 K_1 K_2} = \frac{48,7}{1700 \cdot 15,6 \cdot 2,78 \cdot 10^{-4} \cdot 1,13 \cdot 0,95} = 6,15 \text{ м}^2. \quad (88)$$

Принимаем ее с учетом коэффициента 0,7 (см. выше) равной $6,15 : 0,7 = 8,8 \text{ м}^2$.

3. Выбираем грохот по большей площади сита — $8,8 \text{ м}^2$. Таковым может быть аппарат ГИТ-32Н (см. прил. 10). Тогда количество грохотов определится как $n = 8,8 : 3,1 \approx 3$ (здесь $3,1 \text{ м}^2$ — площадь просеивающей поверхности указанного аппарата).

по верхнему и нижнему ситам. Эффективная рабочая площадь последнего принимается равной 0,7 расчетного значения. Использование этого сита менее эффективно, так как питание на него поступает не только в начале, но и по всей его длине.

Пример. Рассчитать и выбрать грохот производительностью 83,3 кг/с для разделения исходной руды на три класса: +25, 25—10 и -10 мм. Насыпная ее масса $\rho = 1700 \text{ кг/м}^3$. Требуемая для обоих сит величина $E = 90\%$. Со-

§ 9. Эксплуатация грохотов

Пуск и остановку грохота производят при незагруженных ситах. Запрещается подавать материалы в случае его ненормальной работы вхолостую.

Основное условие правильной эксплуатации данных аппаратов — равномерная их загрузка как во времени, так и по ширине сит. Нарушение этого правила менее всего сказывается при использовании самобалансных грохотов, а наиболее — при эксплуатации резонансных. В последнем случае при значительном количестве материала на просеивающей поверхности короб долго не набирает рабочей амплитуды даже после достижения необходимого числа оборотов вала. При этом упругие элементы привода продолжительное время работают с большими деформациями, что резко сокращает срок их службы: перегреваясь, резиновые детали теряют упругость, трескаются, оплавляются и т. д. В конечном итоге изменяются динамические параметры грохота и (что особенно недопустимо) колебания в рабочем (по ходу движения материала) или нерабочем направлениях.

С нарушением нормального режима колебаний, а также при появлении боковых движений короба напряжения в элементах установки возрастают в несколько раз, что иногда приводит к быстрому его разрушению.

Большое внимание следует уделять балансировке грохотов, особенно полувибрационных, так как даже незначительное ее расстройство может вызвать недопустимые колебания строительных конструкций.

Разница в жесткости амортизационных пружин, применяемых для упругих опор или подвесок грохота, не должна превышать 10%.

Наиболее изнашиваемыми элементами являются рабочие поверхности: колосники, решетка, сита и детали их крепления. Основную роль в сроках службы этих поверхностей играют материалы, из которых они изготавливаются, а также способ их крепления в коробе. Как показывает практика, сита из стальной канилированной проволоки (размер отверстий 10—16 мм) при грохочении руды служат в непрерывном режиме 200—300 ч.

Повышение износостойкости и долговечности рабочих поверхностей осуществляется подбором соответствующих марок стали и других материалов, обладающих необходимыми качествами. Сита, изготовленные, например, из холоднотянутой стальной углеродистой пружинистой проволоки II и III класса, имеют срок службы в 2—3 раза больше, чем сита из сталей Ст.0 и Ст.3, а просеивающие поверхности из высокомарганцевистой стали марки Г12 отличаются еще лучшей износостойкостью. Эти марки — основной материал при производстве сит.

Интенсивно ведутся исследования по использованию пластмасс, резины, полиуретана и др. К примеру, в СССР для грохочения угля, антрацита и кокса находят применение так называемые сита «Эластик» (из полиуретана СКУ-7).

За рубежом также обращаются к полиуретану. Просеивающие поверхности изготавливаются с квадратными отверстиями (от 1 × 1

до 30 × 30 мм) и со щелевидными (от 0,2 до 0,4 мм), несколько расширяющимися книзу для предотвращения забивки.

С целью защиты металлических и иных сит от износа может применяться жидкий полиуретан, наносимый на их рабочую поверхность. Промышленные испытания показали, что износостойкость таких сит в 10—30 раз выше, чем проволочных, но и стоимость их также в 10—12 раз больше, чем аналогичных стальных, и втрое выше, чем резиновых.

Особую проблему представляют рабочие поверхности для грохочения высоковлажных и липких материалов. Здесь используются стальные и резиновые струнные сита; перспективные — из высокопрочной пружинной хромистой и хромоникелевой стали. Они не поддаются коррозии, поверхность их остается гладкой даже после длительной эксплуатации, что препятствует залипанию отверстий. Кроме того, для предотвращения забивки металлическую сетку можно защищать пластмассовым покрытием. С этой целью в зарубежной практике используются, например, тефлон, к которому практически не прилипают влажные и липкие материалы. Но он подвергается быстрому механическому износу.

Одним из мероприятий по борьбе с забиваемостью рабочих поверхностей является их обогрев — паровой (уже известный нам) или электрический. При последнем через проволоки сита пропускается ток низкого напряжения (8—12 В), что приводит к ее нагреву до 75—85° С (а при большом количестве глины до 120—150° С).

В результате налипания глинистого материала на нагретую проволоку вокруг нее образуется теплоизолирующий слой из мелких зерен руды. Такой слой быстро высыхает и растрескивается, сцепление его с проволокой нарушается, и он отбивается кусками сырья, движущегося по ситу.

Электрообогрев не находит широкого применения из-за сложности крепления просеивающих поверхностей, необходимости их электроизоляции от корпуса, недостаточной эффективности.

Решета и сита крепятся различными способами. Наиболее надежным для грохотов легкого типа является поперечное натяжение рабочей поверхности. При этом концы проволок отгибаются вдоль кромки сита, зажимаются в скобы из листовой стали, а само оно притягивается к боковине корпуса при помощи фигурных планок (захватов) и стяжных болтов.

На грохотах тяжелого типа практикуется продольное натяжение просеивающих поверхностей с зажимом по бокам деревянными клиньями. Здесь требуется дополнительное крепление сит во избежание их «подхлестывания».

Для удлинения срока службы металлического сита предусматривается устройство, защищающее сетку от ударов падающего на нее материала. Головную загружаемую часть ее целесообразно перекрывать (на 0,4—0,5 м) металлическим или резиновым (из обрезков конвейерных лент) фартуком.

Просеивающие поверхности необходимо регулярно осматривать и тщательно очищать деревянными шуровочными и ударными приспособлениями.

Своевременная (1—2 раза в месяц) и качественная смазка трущихся деталей (колпачковыми пресс-масленками) существенно влияет на надежность работы грохотов. При большом их количестве практикуется подключение к централизованной станции густой смазки. Допустимая температура нагрева подшипников 70—75° С. Для шестерен двухвального вибратора самобалансного грохота используется индустриальное масло.

Обслуживание аппаратов производится согласно правилам техники безопасности, обязательным при эксплуатации механизмов с электродвигателями и движущимися деталями.

При сухой классификации материала грохот должен быть оокожущен. Он также подключается к общей или местной вытяжной вентиляции (для снижения содержания пыли в рабочем помещении до уровня санитарных норм).

МАШИНЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ГЛАВА V. МАШИНЫ И АППАРАТЫ ДЛЯ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ КЛАССИФИКАЦИИ

§ 1. Назначение гидравлической классификации. Типы применяемых машин и аппаратов

Цель гидравлической классификации, как и грохочения,— получение продуктов разделения, отличающихся крупностью зерен.

Процесс гидравлической классификации* происходит в водной среде вследствие различий в скоростях перемещения отдельных зерен под действием сил тяжести или центробежных сил. Направление движения потоков воды может быть горизонтальным, вертикальным или криволинейным.

Гидравлическая классификация бывает самостоятельной или вспомогательной операцией. В первом случае она применяется для отделения крупнозернистого полезного компонента от илистой части (при обогащении, например, железных или марганцевых руд), во втором — для получения обесшламленного либо узкокласифицированного материала перед гравитационным обогащением, а также в замкнутых и открытых циклах измельчения руд с целью выделения зернистой части (песков) или шламов.

Все машины и аппараты, используемые в указанном выше процессе, можно рассматривать как классификаторы с разделением продуктов:

- а) гравитационным;
- б) в поле центробежных сил (центробежные).

Каждую из этих групп, в свою очередь, представляется возможным разбить по способу удаления крупнозернистой (песковой) фракции на классификаторы с разгрузкой:

- принудительной (механические);
- самотечной (гидравлические).

Механические классификаторы с гравитационным разделением конструктивно различаются как реечные, спиральные, дражные, чашевые спирально-лопастные (гидросепараторы), элеваторные (багер-зумпфы) и др.

* Пневматическая классификация, осуществляемая аналогичным путем, но в воздушной среде, при обогащении полезных ископаемых практикуется крайне редко и поэтому здесь не рассматривается.

Гидравлические классификаторы в зависимости от конструктивных особенностей подразделяются в основном на сгустительные конусы (песковые и шламовые), пирамидальные отстойники и струйные сгустители.

К центробежным классификаторам с механической разгрузкой относятся центрифуги, а с самотечной — гидроциклоны и пневматические классификаторы (сепараторы).

Наиболее распространенные классификаторы — механические спиральные, элеваторные, спирально-лопастные (гидросепараторы, дешламаторы), а также сгустительные конусы и гидроциклоны.

§ 2. Спиральные классификаторы

Механический классификатор (одно- и двухспиральный или реечный) состоит из наклонного корыта 1 (рис. 57), куда непрерывно подается исходная пульпа. Перемещение последней направлено к сливному поругу 2. Относительно крупный материал (частицы, скорость стесненного падения которых выше скорости движения потока пульпы) осаждается на днище корыта и транспортируется в виде песка к разгрузке. Тонкий материал (частицы, увлекаемые потоком) удаляется через порог 2 (в виде слива).

Расчеты граничной крупности разделения (предельно узкого класса продукта, одинаково в половинных долях распределившегося в пески и слив) для механического и гидравлического классификаторов — аналогичны.

Крупность граничной частицы определяется из условия, что ее траектория (см. рис. 57) проходит через верхнюю кромку сливного порога. Указанное условие математически выражается в равенстве времени падения частицы (t_1) от уровня пульпы в корыте до уровня этого порога (на высоту H) и времени движения зерна (t_2) в горизонтальном направлении от места загрузки до того же порога (по пути l).
Здесь

$$t_1 = H/v_{ст}, \quad (89)$$

$$t_2 = l/v_0 = lH/q_0, \quad (90)$$

где $v_{ст}$ — скорость стесненного падения частицы, м/с;

v_0 — средняя скорость горизонтального потока пульпы, м/с;

q_0 — удельная объемная производительность классификатора по сливу на единицу ширины порога, м³/м. Согласно приведенным выше равенствам

$$v_{ст} = q_0/l. \quad (91)$$

Для определения величины $v_{ст}$ используют различные формулы, связывающие размеры зерна, его форму и режимные параметры движения (число Рейнольдса, коэффициенты

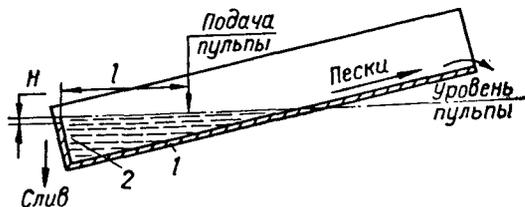


Рис. 57. Принципиальная схема механического классификатора.

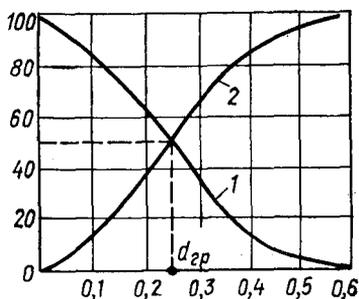


Рис. 58. Кривые извлечения отдельных классов крупности в слив (1) и пески (2).

Следовательно, крупность граничной частицы $d_{гр} = d$. Но, как свидетельствуют эксперименты, такое определение дает весьма приближенные значения ее размера. Точности в данном случае добиваются путем отсева продуктов разделения (песков и слива), расчета извлечения узких классов крупности в эти продукты и построения соответствующих кривых на диаграмме (рис. 58). Проекция точек пересечения названных кривых на ось ординат показывает 50% извлечения предельно узкого класса крупности, а на ось абсцисс — диаметр граничного зерна разделения.

На спиральные (прил. 15, 16) и речные механические классификаторы делятся в зависимости от способа разгрузки песка *. Первые из них могут быть со спиралью:

— непогруженной (КСН), когда верхняя ее часть по всей длине вала расположена выше уровня пульпы;

— погруженной (КСП), если она размещена ниже этого уровня на одну треть длины вала от сливного порога.

Данные машины применяются соответственно для получения грубозернистого и тонкого сливов.

На рис. 59 изображен двухспиральный классификатор с непогруженными в корыте 11 спиральями 10 и 13. Закрепленные на валах 12 и 14, они вращаются в разные стороны. Корыто установлено на стальной раме сварной конструкции 8. Спирали получают обороты от привода 9, состоящего из электродвигателя 18, редуктора 19, а также зубчатых передач 16 и 15 (цилиндрической и конической).

Каждая спираль, имеющая две опоры (верхнюю 17 и нижнюю 5), поднимается винтом 3, приводимым в движение электродвигателем 1 через редуктор 2. Пульпа в классификатор поступает через приемный карман 7. Крупные зерна материала оседают на дно корыта и, перемещаясь спиральями вверх, разгружаются в песковый желоб. Мелкие частицы переливаются через порог 4 и направляются на обогащение (или дальнейшую классификацию).

* Речные классификаторы в настоящее время не выпускаются, но продолжают эксплуатироваться на некоторых обогатительных фабриках.

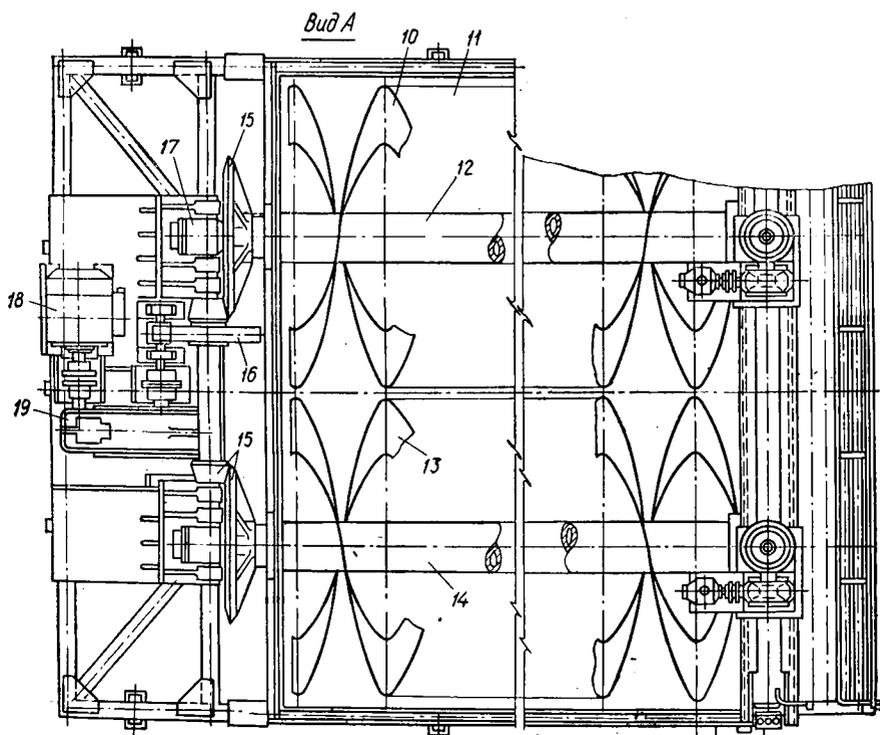
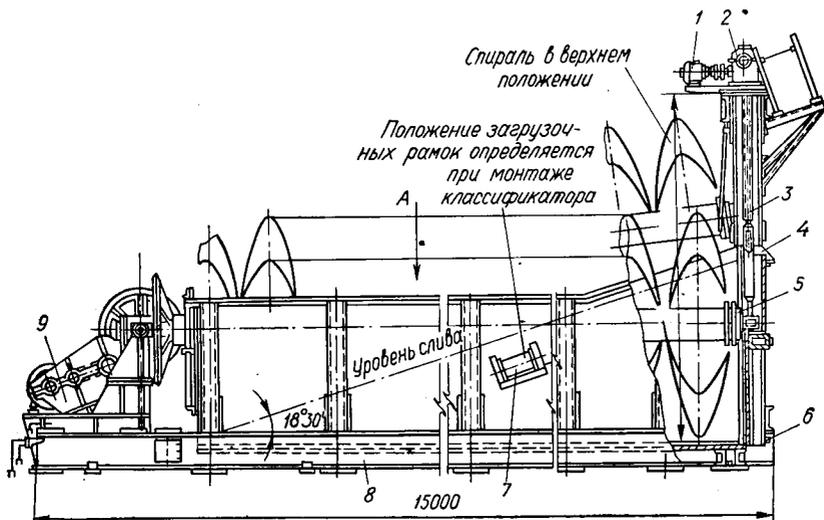


Рис. 59. Двухспиральный механический классификатор с непогруженными спиралями (2КСН-30).

Корыто, сваренное из листовой стали толщиной 8—12 мм, для придания жесткости окантовывается уголками. В нижней его части есть люк 6 для выпуска пульпы при остановках машины на ремонт и очистку от скрапа.

Спираль классификатора представляет собой вал, изготовленный из толстостенной трубы, верхний конец которого имеет хвостовик, а нижний расточен под стакан опоры 5. На валу хомутами закреплены кронштейны, к которым присоединена лента спирали, собираемая из отдельных сегментов. Для предохранения этой ленты от истирания песками по ее наружному периметру устанавливается футеровка из износостойкого материала.

Спираль выполняется двухзаходной с шагом, равным 0,5—0,6 ее диаметра. Нижняя опора спирали тщательно уплотняется для предотвращения попадания в нее пульпы, а также повышения надежности и долговечности работы.

В современных классификаторах каждая спираль снабжена индивидуальным механизмом подъема. Электродвигатель через червячный редуктор передает вращения передаче 15. Горизонтально расположенная коническая шестерня в ступице имеет резьбу, куда заходит винт, соединяемый тягой и захватом с хвостовиком спирали. При включенном механизме последняя может подниматься или опускаться.

Расчет классификатора заключается в определении его производительности по сливу и пескам в зависимости от ширины корыта или диаметра спирали, частоты ее вращения, плотности руды и требуемой крупности разделения.

Производительность по сливу (кг/с) классификатора с непогруженной спиралью [94]

$$Q = mK_1K_2Q_{\text{баз}}, \quad (93)$$

где m — количество спиралей, шт.;
 K_1, K_2 — коэффициенты, учитывающие соответственно плотность руды и крупность сливного продукта (принимаются по табл. 5 и 6);

$Q_{\text{баз}}$ — базисная производительность, отвечающая номинальной крупности разделения $d_n = 0,147$ мм или $\beta_{-74} \approx 78\%$.

Показатель $Q_{\text{баз}}$ для классификаторов с диаметром спирали: — менее 1 м ($D \leq 1$ м)

$$Q_{\text{баз}} = (94D^2 + 16D) 1,16 \cdot 10^{-2}, \quad (94)$$

— более 1 м ($D > 1$ м)

$$Q_{\text{баз}} = (61,15D^2 + 74,05D - 27,5) 1,16 \cdot 10^{-2}. \quad (95)$$

Т а б л и ц а 5. Значения поправочных коэффициентов K_1

Плотность руды, кг/м ³	2000	2500	2700	3000	3500	4000	4500
Коэффициент K_1	0,65	0,9	1	1,15	1,4	1,65	1,9

Таблица 6. Значения поправочных коэффициентов K_2 и K_2'

Параметры	Расчетная крупность слива, мм											
	1,17	0,83	0,59	0,42	0,3	0,21	0,15	0,1	0,074	0,05	0,044	
Содержание твёрдого в сли- ве, %												
класса — 0,074 мм	17,5	23,5	31,3	41,2	52,9	65,3	78	88,4	95	100	100	
класса — 0,044 мм	—	—	—	—	—	45,5	59,2	72	83,2	91,7	95	
Кoeffициент K_2	2,5	2,37	2,19	1,96	1,7	1,41	1	0,67	0,46	—	—	
Кoeffициент K_2' (классификатор с погруженной спиралью)	—	—	—	—	—	3	2,3	1,61	1	4,55	0,36	

Производительность по сливу классификатора с погруженной спиралью также вычисляется по формуле (93), но в данном случае значение $Q_{\text{баз}}$ принимается при номинальной крупности разделения $d_n = 0,074$ мм (5% остатка на сите с размером отверстий 0,074 мм или $\beta_{-74} = 95\%$).

Величина $Q_{\text{баз}}$ для классификаторов с диаметром спирали:

— менее 1 м

$$Q'_{\text{баз}} = (75D^2 + 10D - 18) 1,16 \cdot 10^{-2}, \quad (96)$$

— более 1 м

$$Q'_{\text{баз}} = (50D^2 + 50D - 18) 1,16 \cdot 10^{-2}. \quad (97)$$

Производительность классификаторов с непогруженной и погруженной спиралью по пескам

$$Q_{\text{пес}} = 0,165mD^3n \frac{\delta}{2700}, \quad (98)$$

где n — частота вращения спирали, рад/с;

δ — плотность руды, кг/м³.

Нужный типоразмер классификатора выбирается по большей расчетной производительности (по пескам или сливу).

Изучаемые машины довольно широко используются в измельчительных отделениях фабрик для получения соответствующих продуктов (см. рис. 38). Нормальная работа данных машин во многом зависит от равномерности распределения питания по всей его ширине.

Максимальная крупность питания спиральных классификаторов легких конструкций составляет 6 мм, а тяжелых — до 12 мм. Регулирующими параметрами для получения слива необходимой крупности являются нагрузка по пульпе и степень ее разжижения. Для поддержания требуемой плотности пульпы (при стабилизированном количестве и качестве питания) подача воды поддерживается постоянной.

При разжижении пульпы скорость осаждения крупных частиц увеличивается. Значит, уменьшается возможность попадания их в слив. И наоборот, в весьма плотных пульпах это осаждение происходит медленнее, и слив образуется более грубым, что может быть также следствием возрастания скорости восходящего потока при большом разжижении пульпы. Тогда скорость падения граничных зерен окажется ниже скорости потока.

Остановка классификаторов производится без освобождения корыта от транспортируемых песков, но в данном случае надо поднимать спирали для предотвращения возможной поломки при последующем запуске, когда их постепенно опускают. Перед длительной остановкой машину вырабатывают, освобождая корыто от материала.

Тщательный уход и исключение перегрузок, своевременная смазка трущихся частей классификатора повышают долговечность и надежность его работы. Для узлов трения применяется густая и жидкая смазка. Последняя (масло индустриальное 30) предназначается для зубчатых передач редукторов главного привода и механизма подъема спиралей. Сюда масло доливается один раз в месяц; меняется оно через каждые полгода. Цапфа стакана указанного механизма смазывается вручную перед подъемом спиралей.

Консистентная (густая) смазка ИП-Л (от соответствующей централизованной станции) используется для подшипников 5, 6 и 14, а также опоры траверсы (перед подъемом спиралей) и ступицы конического колеса (тогда же).

Зубчатые передачи (15, 16) и винты 3 обрабатываются смазкой УСсА: первые — ежесменно, вторые — перед подъемом спиралей.

На большинстве современных рудообогатительных фабрик плотность и гранулометрический состав слива классификаторов, работающих в замкнутых циклах измельчительных агрегатов (см. рис. 38), регулируется автоматически. Для этого применяются различные автономные системы: стабилизации загрузки мельницы материалом; регулирования количества поступающей в нее воды; поддержания плотности слива и др.

§ 3. Спирально-лопастные классификаторы (гидросепараторы)

Спирально-лопастные классификаторы (прил. 18) предназначаются для получения особо тонкого слива, сгущения и обесшламливания мелкоизмельченных магнетитовых концентратов в последних стадиях обогащения и перед их обезвоживанием.

Гидросепаратор (рис. 60) состоит из чаши 1, окаймленной круговым порогом 2. По ее днищу 4 движутся спиральные лопасти 3, укрепленные на вращающемся валу 8. Исходная пульпа подается в распределительную коробку 9 и, попадая в чан, перемещается к его периферии. Осветленный продукт (слив) через порог 2 уходит в круговой желоб 7, а сгущенный — направляется лопастями 3 к центральному отверстию для удаления песков 6 и далее — в трубопровод 5. Для поднятия и опускания спиралей служит специальное устройство 10.

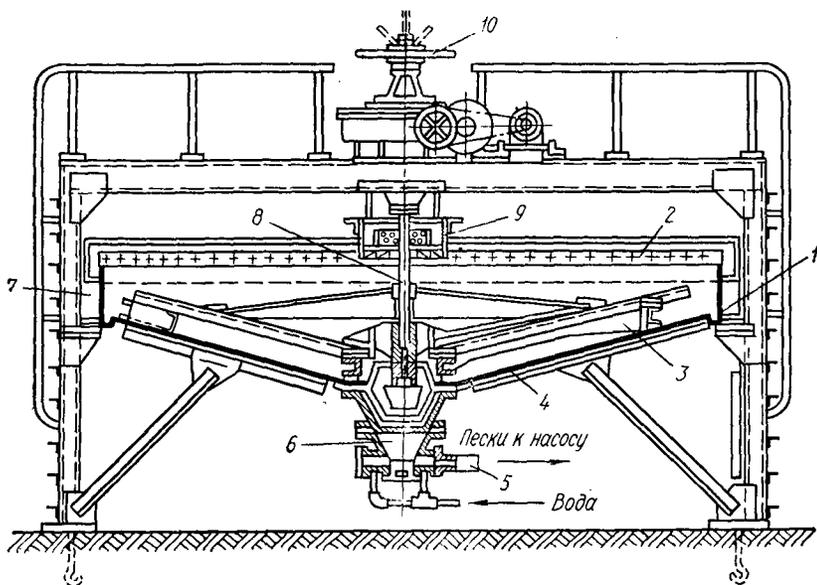


Рис. 60. Спирально-лопастный классификатор (гидросепаратор).

Нормальная работа спирально-лопастных классификаторов обеспечивается поддержанием постоянного уровня сгущенного продукта внутри чаши. Известно несколько систем автоматического регулирования этого параметра. Наиболее простая и надежная из них — применяемая на Днепровском ГОКе при обогащении магнетитовых кварцитов.

Данная система (рис. 61) позволяет поддерживать постоянным уровень магнитной фракции и плотность песков на разгрузке с минимальными (до 2%) потерями ценного компонента в сливе первой стадии обесшламливания.

Датчиком уровня магнетита в чаше 1 служит поплавковый уровнемер 3 в комплекте с индуктивным чувствительным элементом 4, работающий в режиме слежения за плотными слоями минерала в обесшламливателе. Ферромагнитная часть направляющей уровнемера 5 передвигается в зазоре элемента 4, изменяя величину его индуктивного сопротивления. При этом посредством системы регулирования

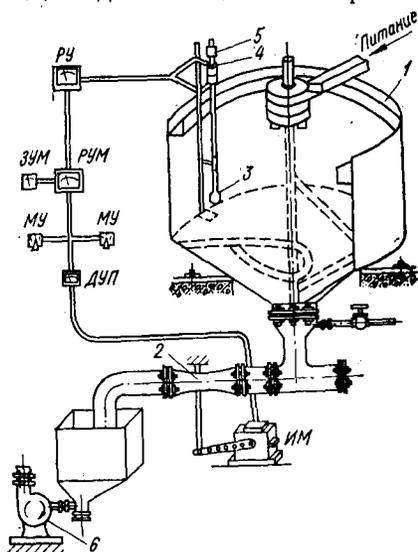


Рис. 61. Принципиальная схема автоматического регулирования уровня магнетита в обесшламливателе Д-5 м.

подается импульс, закрывается или открывается шланговая задвижка 2, установленная на разгрузке бесшламливателя.

Указанная система состоит из регистратора уровня РУ, магнитных усилителей МУ, дистанционного указания положения ДУП, исполнительного механизма ИМ, датчика и регулятора уровня магнетита — соответственно ЗУМ и РУМ.

Сгущенная пульпа поступает в сборник, откуда насосом 6 подается на дальнейшие операции.

Уровень магнетита регулируется до тех пор, пока наличие его в сливе установится в соответствии с нагрузкой на секцию, содержанием твердого в питании обесшламливателя и вещественным составом руды, поступающей на обогащение. По стрелочному регистратору РУ осуществляется визуальное наблюдение за стабильностью работы.

Применение описанной системы позволяет интенсифицировать процесс удаления шлама из пульпы, ликвидировать неавтоматизированное регулирование уровня магнитной фракции с помощью задвижек, предотвратить аварийные простои обесшламливателя и исключить трудоемкую ручную размывку уплотненной твердой фазы при непредвиденных остановках.

§ 4. Элеваторные классификаторы (багер-зумпфы)

Данные установки применяются на углеобогатительных фабриках для классификации мелкого угля (класса 13—0 мм) по граничному зерну, равному примерно 0,5 мм, а также для предварительного обезвоживания полезного ископаемого.

Исходная пульпа поступает в железобетонную емкость 1 (рис. 62), где наклонно расположен элеватор 3, представляющий собой бесконечную цепь с ковшами 2. Относительно большие частицы угля и крупнозернистый шлам под действием сил тяжести осаждаются на дно емкости, попадают в ковши элеватора и транспортируются вверх к разгрузке. Основная масса воды вытекает через отверстия в стенках этих ковше. Тонкозернистый шлам уходит через сливной порог для дальнейшей обработки.

Эксплуатация на углеобогатительных фабриках багер-зумпфов показала, что они успешно могут работать при сравнительно большой нагрузке (до 55,5 кг/с по твердому) при ширине ковша 1 м.

При нагрузке по пульпе (4,2—8,3) 10^{-3} м³/с на 1 м² площади и содержании твердого в оборотной воде не выше 120 кг/м³ классификация также протекает эффективно. Зерна крупностью более 0,5 мм в сливе составляют лишь 6—10%.

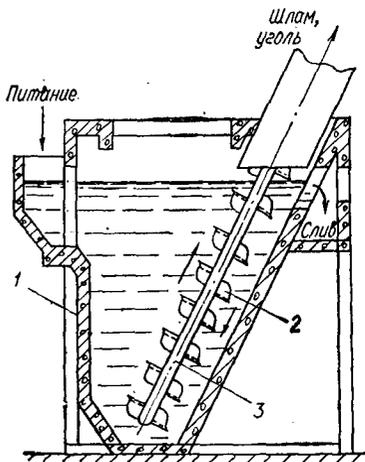


Рис. 62. Схема отстойного элеваторного классификатора (багер-зумпфа).

При наличии в оборотной воде свыше 200 кг/м^3 твердого классификация шлама ухудшается: в сливе резко возрастает содержание класса $+0,5 \text{ мм}$.

Багер-зумпфы громоздки и требуют значительной высоты для своей установки, а необходимость в железобетонных емкостях и элеваторах делает их строительство и эксплуатацию дорогостоящими.

§ 5. Конусные классификаторы

Это — простейшие аппараты для гидравлической классификации. Разгрузка песков в них осуществляется самотеком.

В практике обогащения применяют две разновидности классификаторов конусного типа: песковые (ККП) — для зернистого сырья крупностью не более $1,65 \text{ мм}$ и шламовые (ККШ) — для мелких классов материала (менее $0,3 \text{ мм}$). Обе разновидности используются главным образом в циклах гравитационного обогащения.

Классификатор ККП (рис. 63) состоит из конусообразного корпуса 1 со сливным желобом 2. В центральной части корпуса (по его оси) установлен загрузочный цилиндр 3 и струерассекатель 4. Здесь же во внутреннем конусе 7 расположено поплавковое устройство 5, связанное системой рычагов 6 с выпускным устройством 9 (шаровым затвором).

Исходная пульпа поступает через цилиндр 3 и струерассекатель в конус 7 и далее — в корпус 1. Пески оседают, а тонкие частицы выносятся потоком пульпы и уходят в сливной желоб.

При накоплении осевшего материала и достижении им нижней кромки внутреннего конуса 7 поднимается поплавок и (благодаря системе рычагов) открывается нижнее выпускное отверстие классификатора, оборудованное, кроме шарового затвора, головкой 8 и регулирующей диафрагмой 10, включающей крестовину и сменные тарелки. Выпуск песков продолжается до тех пор, пока их уровень не понизится и не возобновится свободное поступление пульпы через нижнее отверстие конуса 7. Аппарат, следовательно, работает в автоматическом режиме.

Классификатор ККШ отличается от описанного поплавающим устройством, состоящим из двух пустотелых конусов, соединенных

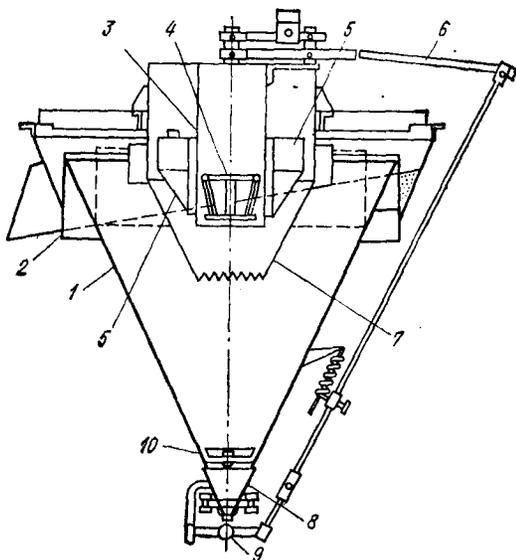


Рис. 63. Конусный песковый классификатор (ККП).

основаниями. Новосибирский завод «Труд» выпускает такие аппараты пяти типоразмеров: ККП-1, ККП-1,5, ККП-1,8, ККП-2,4 и ККШ-2,4 с диаметром сливного порога соответственно 1,0, 1,5, 1,8 и 2,4 м. Они укомплектовываются набором сменных выпускных насадок (5—6 шт.) с диаметром отверстий 0,009—0,042 м.

В зависимости от указанных выше диаметров производительность песковых классификаторов (ККП) по твердому колеблется от 0,44 до 6,1 кг/с, а шламового (ККШ) — от 1,25 до 3,05 кг/с.

Производительность (кг/с) конусного классификатора [36]

$$Q = \frac{1,76D^2v10^8}{R - \gamma N + \frac{1 - \gamma}{\delta 10^3}}, \quad (99)$$

где D — диаметр слива конуса, м;

v — скорость осаждения граничного зерна, м/с;

R — отношение Ж : Т (жидкого к твердому) по массе в питании;

γ — выход песков, доли единицы;

N — отношение Ж : Т по массе в песках;

δ — плотность руды, кг/м³.

Расчет выпускаемого отверстия для песков производится по известным в гидравлике формулам.

§ 6. Гидроциклоны

Гидроциклоны (прил. 17) широко применяются для операций классификации по крупности и обесшламливания продуктов измельчения. На новых и строящихся обогатительных фабриках вместо механических классификаторов устанавливаются преимущественно именно эти аппараты. Они используются также в отдельных циклах подготовки руды и обогащения. Все большее распространение находят при первичной обработке углей в тяжелой суспензии (см. далее — § 5 гл. VII).

Успешно конкурировать с указанными классификаторами гидроциклонам позволяют простота их конструкции, малые габариты и металлоемкость, более высокие удельная производительность и эффективность разделения, возможность оперативного и автоматизированного регулирования технологических параметров.

Гидроциклоны получили распространение не только на обогатительных фабриках (рудных, угольных, горно-химического сырья), но и в нефтедобывающей, бумажной и других отраслях промышленности.

Принцип работы гидроциклона (рис. 64) заключается в следующем. Исходная пульпа подается в аппарат под определенным давлением по патрубку 1 и вводится в его цилиндрическую часть 3 тангенциально. Такой ввод пульпы обуславливает наличие внутри цилиндрической (3) и конической (4) частей гидроциклона вращающегося потока.

При вихревом движении жидкость разделяется на два разнонаправленных потока: внешний, перемещающийся вдоль стенок конуса вниз к песковому отверстию 5, и внутренний, движущийся вдоль оси вверх к сливному отверстию 2.

На частицу твердого материала, находящегося в пульпе, действуют силы тяжести, сопротивления среды, трения, архимедова и, главное, возникающая при вращении потока центробежная сила инерции. Под действием последней более крупные и тяжелые зерна отбрасываются к стенке гидроциклона, перемещаются вниз и затем разгружаются через песковую насадку, а более тонкие и легкие выносятся со сливом.

Вихревое движение конического столба жидкости в аппарате вызывает понижение давления вдоль радиусов к оси вращения так, что в центре его происходит разрыв сплошности водной среды и вокруг условной оси гидроциклона образуется воздушный столб, диаметр которого может составлять 0,6—0,7 диаметра сливного отверстия.

Вращение жидкости в аппарате характеризуется осевой и тангенциальной скоростями — соответственно вдоль и перпендикулярной к его оси. Первая из них наибольшее значение (по абсолютной величине) имеет вблизи сливного патрубка. В направлении к песковому отверстию она уменьшается.

Тангенциальная скорость пульпы возрастает по направлению к оси вращения потока, благодаря чему давление здесь уменьшается.

Попавшие с пульпой внутрь гидроциклона твердые частицы вовлекаются во вращательное движение и перемещаются относительно потока в радиальном и осевом направлениях согласно действующим на них силам по сложным траекториям, в конечном итоге распределяясь по размерам и плотности. При этом сохраняется следующая основная закономерность: крупность и плотность частиц увеличивается от оси аппарата к его стенкам и от сливного патрубка к песковой насадке, а содержание твердого в пульпе уменьшается в обратных направлениях.

Конструкции промышленных гидроциклонов отличаются соотношением геометрических размеров и углом конусности α (см. рис. 64), формой питающей насадки, способами подвода питания, удаления слива, регулирования величины отверстия 5, крепления песковых насадок и др.

Промышленные гидроциклоны изготавливаются литыми или сварными с футеровкой внутренней поверхности износостойкими материалами: каменным литьем, резиной и пр. При малом диаметре аппаратов и большом их количестве они объединяются посредством распределительного устройства в единый комплекс (батареиные гидроциклоны).

Гидроциклон литой конструкции (рис. 65) состоит из цилиндрического корпуса 4, имеющего подводящий патрубок 2, по которому исходная пульпа подается обычно песковым насосом. Внутри этого патрубка имеются сменные вкладыши 5 и 6, формирующие поток пульпы

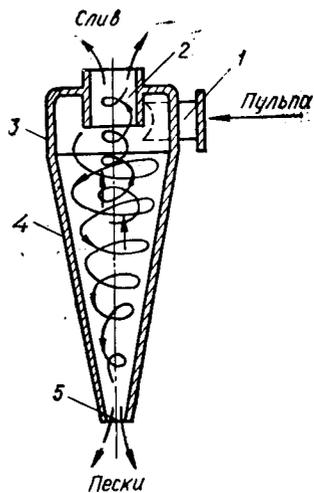


Рис. 64. Принципиальная схема гидроциклона.

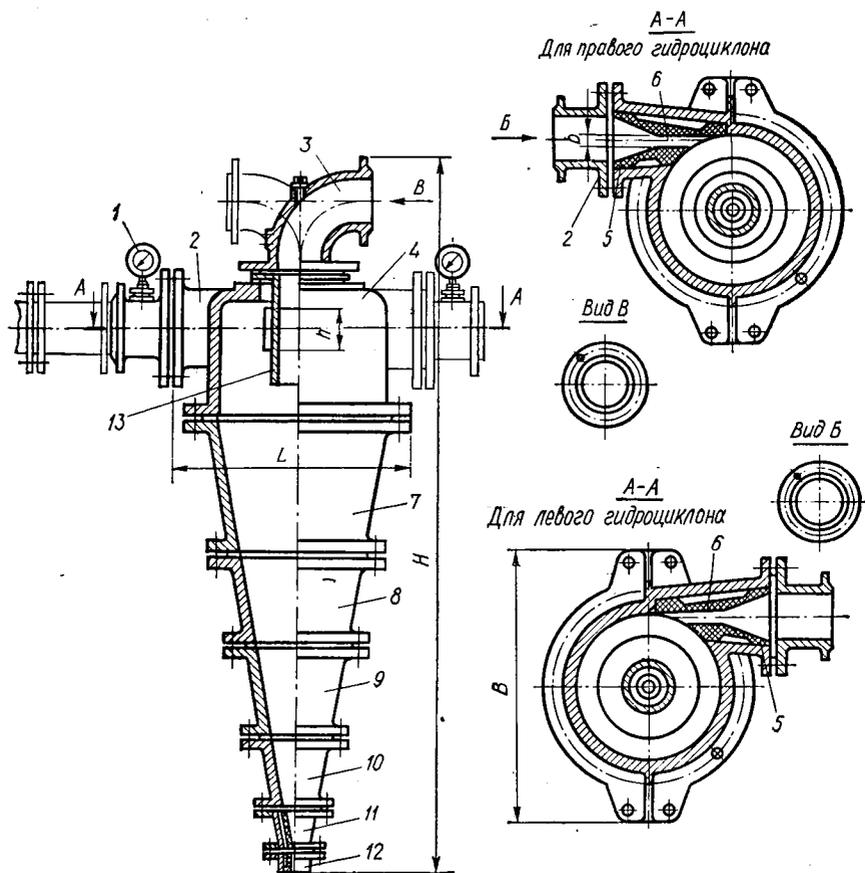


Рис. 65. Гидроциклон литой конструкции.

на входе в аппарат. На корпус 4, содержащий в себе сливную насадку 13, сверху устанавливается патрубок 3, который может быть повернут вокруг своей оси через каждые 90° для присоединения к сливному трубопроводу.

Коническая часть гидроциклона включает разъемные литые конусы 7—11, количество которых зависит от типоразмера аппарата. Диаметр большего основания каждого конуса соответствует размеру серийно выпускаемых установок (0,75, 0,15, 0,25, 0,35, 0,5, 0,75 и 1,0 м). В вершине конической части крепится сменная насадка 12 для выпуска песков. Необходимость в таких насадках (с различным размером отверстий) обуславливается технологическими требованиями. На входном патрубке расположен манометр 1 для измерения давления поступающей пульпы.

Корпус 4, конусы 7—10 и сливная насадка 5 изготавливаются из износостойкого отбеленного чугуна, конус 11 и сменная песковая насадка 12 — из сверхтвердых минералокерамических колец (помещен-

ных в металлические корпуса), вкладыши 5 и 6 — из износостойкой резины. Цилиндрический корпус и конусы соединяются болтами. Зазоры между отдельными деталями уплотняются с помощью резиновых прокладок.

Основные факторы, влияющие на эксплуатацию гидроциклона, связаны с его конструктивными параметрами, режимом работы и свойствами пульпы. Главнейшим среди названных вначале параметров является *разгрузочное отношение* d_n/d_c (диаметры отверстий песковой насадки и сливного патрубка). С увеличением данного отношения понижаются крупность слива и содержание в нем твердого: соответственно возрастает выход песков и уменьшаются размеры их зерен, а также объемная концентрация. Эффективность классификации достигает максимума при оптимальном разгрузочном отношении (прочие условия равны).

Размер отверстия питающей насадки определяет производительность гидроциклона по пульпе. Увеличение эквивалентного диаметра этой насадки ($d_s = 1,125 \sqrt{bh}$ — см. рис. 65) приводит к росту производительности.

Угол конусности гидроциклона в подавляющем большинстве случаев принимается равным $\alpha = 0,35$ рад. Как установлено практикой, данная величина является оптимальной для аппаратов, используемых на обогатительных фабриках при классификации тонкодисперсных пульп диаметром менее 0,1 м. Изготавливаются они с углом конусности $(8,7—17,5) 10^{-2}$ рад.

Длина сливного патрубка влияет на показатели работы следующим образом. Она обуславливает изменение давления внутри гидроциклона, если проявляется сифонирующее действие этого патрубка. Особенно нежелательно периодическое засасывание им пульпы из аппарата, что приводит к попаданию в слив некоторой части сравнительно крупных зерен.

Угол наклона оси гидроциклона к горизонтали незначительно скачивается на его работе. Установка аппаратов больших диаметров в наклонном и даже горизонтальном положениях (при малых давлениях на входе) иногда положительно воздействует на равномерность хода процесса и соответственно — на технологические показатели. В отдельных случаях возможна установка гидроциклонов (обогатительных) с расположением сливной насадки ниже песковой.

Давление на входе при заданной объемной производительности определяет скорость ввода потока пульпы внутрь аппарата, величину центробежных сил и эффективность классификации. Усиление давления приводит к квадратичному повышению указанной скорости и, следовательно, к такому же возрастанию производительности гидроциклона. При этом качественные показатели изменяются незначительно при соответствующих размерах отверстий песковой и сливной насадок.

Содержание твердого в питании может изменяться в широких пределах — от 30 до 60% (по весу). Более высокие качественные показатели разделения получают (при прочих равных условиях), классифицируя пульпу (так называемую жидкую, разбавленную) с низкими

включениями твердого. Но здесь, естественно, уменьшается производительность гидроциклона, что не всегда оправдано с технико-экономической стороны. В общем же случае, чем более тонкий материал подвергается классификации, тем меньшее содержание твердого должно быть в подаваемой пульпе.

Гранулометрический состав твердой фазы влияет на точность разделения в аппарате. При увеличении содержания в исходном продукте зерен, близких к значению $d_{гр}$, взаимное засорение песков и слива смежными классами крупности повышается.

Классифицирующие гидроциклоны на рудообогатительных фабриках преимущественно работают в замкнутых циклах измельчения. При соответствующем выборе предпочтение следует отдавать аппаратам больших размеров, которые, как показывает опыт, обеспечивают получение слива с содержанием класса — 0,074 мм до 70 — 80%. Однако чем тоньше требуемая крупность этого слива, тем меньше должен быть диаметр гидроциклона.

При благоприятной гранулометрической характеристике исходного продукта (относительно малом содержании частиц, близких по крупности к граничной) или при значительном разжижении пульпы тонкий слив может быть получен и на аппаратах большого диаметра.

Технологический расчет гидроциклонов заключается в определении производительности, размера отверстия песковой насадки, содержания твердого в продуктах разделения и характеристик крупности этих продуктов.

Исходными данными служат: схема измельчения; производительность мельницы, равная производительности гидроциклонов по сливу (Q кг/с); крупность последнего (либо содержание определенного мелкого класса, например — 0,074 мм, либо полная характеристика крупности); величина циркулирующей нагрузки, то есть количественное отношение песков к сливу (по твердому).

Расчет гидроциклона, работающего в замкнутом цикле измельчительного агрегата, выполняется по следующей схеме [80; 94].

Определяется выход слива (частный)

$$\gamma' = \frac{1}{1 + C_n}, \quad (100)$$

где C_n — циркулирующая нагрузка (или ее часть, представленная песками), доли ед.

Вычисляется ориентировочное содержание твердого в сливе T_c для наибольшего по размерам аппарата, возможного к установке в данных условиях (доли единицы):

$$T_c = \frac{(K - 0,7\beta) T_n \gamma'}{T_n - (K - 0,7\beta)(1 - \gamma')}, \quad (101)$$

где K — коэффициент, принимаемый для гидроциклонов диаметрами 0,75, 0,5 и 0,35 — 0,25 м (соответственно равен 0,95, 1,0 и 1,05);

β — содержание класса — 0,074 мм в сливе, доли ед.;

T_n — содержание твердого в песках, составляющее от 0,65 до 0,8

(в зависимости от стадии измельчения и плотности руды), доли ед.

В тех случаях, когда крупность слива задается содержанием класса $-0,044$ мм (β_{-44}), при определении величины β_{-74} можно пользоваться следующим уравнением:

$$\beta_{-74} = \frac{\beta_{-44}}{0,382 + 0,006\beta_{-44}}. \quad (102)$$

Если расчет показывает, что плотность слива в большом гидроциклоне недостаточная для последующих операций обогащения, разрабатываются варианты получения слива требуемой плотности (применение аппаратов меньшего размера, второго приема классификации и др.).

По требуемой плотности слива находят его объем ($\text{м}^3/\text{с}$)

$$Q_c = Q \left(\frac{\delta_{ж}}{\delta_r} + \frac{1 - T_c}{T_c} \right), \quad (103)$$

где Q — производительность гидроциклона по сливу (твердому), $\text{кг}/\text{с}$;

$\delta_{ж}, \delta_r$ — плотность жидкости и твердого, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Затем вычисляют:

— количество ($\text{кг}/\text{с}$) песков (по твердому)

$$S = QC_n, \quad (104)$$

— их объем ($\text{м}^3/\text{с}$)

$$Q_n = S \left(\frac{\delta_{ж}}{\delta_r} + \frac{1 - T_n}{T_n} \right). \quad (105)$$

Объем исходного питания ($\text{м}^3/\text{с}$)

$$Q_{исх} = Q_n + Q_o. \quad (106)$$

Q_r — Производительность (объемная) одного гидроциклона по питанию ($\text{м}^3/\text{с}$)

$$Q_r = \frac{0,3}{3600} K_D K_\alpha d_n d_c \sqrt{gH}, \quad (107)$$

где K_D и K_α — коэффициенты, учитывающие влияние соответственно диаметра и угла конусности α аппарата;

d_n — эквивалентный диаметр питающей насадки (принимается стандартным или равным $0,8 d_c$), м;

d_c — диаметр сливного патрубка (стандартный либо равный $0,2 + 0,35 D$), м;

H — давление на входе, $\text{кгс}/\text{см}^2$.

Коэффициенты K_D и K_α определяются как

$$K_D = 0,8 + \frac{1,2}{1 + 10D}, \quad (108)$$

$$K_\alpha = 0,79 + \frac{0,044}{0,379 + \text{tg } \alpha/2}. \quad (109)$$

Количество гидроциклонов

$$n = Q_{исх}/Q_r. \quad (110)$$

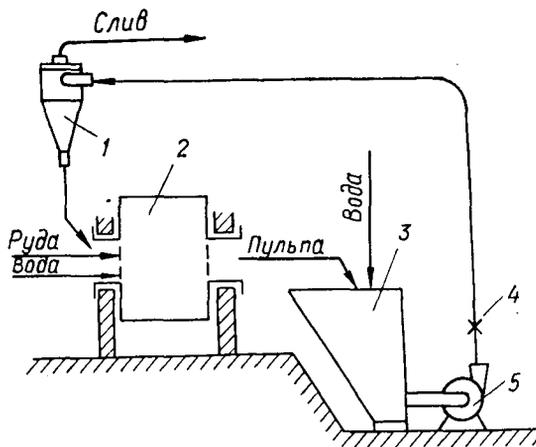


Рис. 66. Схема измельчительного агрегата с гидроциклонной установкой.

Диаметр отверстия песковой насадки (м) подсчитывается по ориентировочной формуле

$$d_n = \frac{d_c}{100} \sqrt{\frac{Q_n}{4,4Q_c}} \quad (111)$$

Этот диаметр в процессе пуска и наладки аппаратов должен корректироваться.

Расчет гидроциклонов, применяемых для классификации продуктов в операциях, не связанных с замкнутыми циклами измельчения, производится по вышеприведенным формулам. Дополнительными данными в этом случае будут характеристика крупности питания и содержание в нем твердого.

Эксплуатация простых по конструкции гидроциклонов не вызывала затруднений, если бы в системе питания поддерживалось постоянное давление. Поскольку же они действуют главным образом в одной напорной линии с центробежными насосами, их гидравлический режим тесно связан с режимом работы этих насосов.

В технологических процессах подготовки руды к обогащению гидроциклоны работают по самым разнообразным схемам. Наиболее простая из них (компоновка аппарата с другим оборудованием в отдельной стадии измельчения) показана на рис. 66.

Исходная руда и вода подаются в мельницу 2, откуда пульпа поступает в зумпф 3, а из него с помощью насоса 5 — в гидроциклон 1, пески которого направляются в качестве циркулирующей нагрузки в мельницу, а слив — на последующую стадию обогащения или классификацию.

Эффективная эксплуатация такой гидравлической системы возможна при постоянстве давления пульпы на входе в аппарат. При этом оптимальная производительность насоса должна соответствовать производительности по пульпе гидроциклона.

В конечном итоге стабильность работы системы будет зависеть от равенства объемов пульпы и воды, поступающих в зумпф, и объема пульпы, перекачиваемой центробежным насосом в единицу времени. В этом случае уровень пульпы в зумпфе, производительность насоса и давление на входе в гидроциклон остаются постоянными.

При уменьшении или увеличении расхода пульпы (воды) и постоянной производительности насоса уровень пульпы в зумпфе изменится, и стабильность режима работы насоса нарушится. Особая неблагоприятность наступает тогда, когда его производительность значительно превышает расход пульпы. При этом он работает без подпора (сбрасывает), давление в нагнетающем трубопроводе растет от нуля до макси-

мального значения, питание в гидроциклон поступает толчками и последний, как классифицирующий аппарат, практически не действует.

Производительность насоса можно регулировать вручную закрытием (открытием) задвижки 4 на нагнетающем трубопроводе или же изменением размеров отверстий питающей и сливной насадок гидроциклона. При этом, естественно, будут изменяться и качественные параметры продуктов разделения (песков и слива).

Автоматический контроль за работой насоса и гидроциклона основан на поддержании постоянного уровня пульпы в питающем зумпфе. В зависимости от ее количества нужная производительность насоса обеспечивается посредством поплавковых датчиков, связанных с соответствующими системами регулирования частоты вращения рабочего колеса насоса. Такое же регулирование может выполняться автоматическими задвижками, установленными на его напорном или всасывающем трубопроводах.

В практике стабилизация уровня пульпы в зумпфе осуществляется зачастую возвращением в него части слива или питания гидроциклонов. Данная система, однако, — не лучшее решение вопроса.

Для автоматизации работы непосредственно гидроциклонов имеется ряд систем. Одна из них, например, основана на поддержании стабильной плотности и крупности песков путем увеличения или уменьшения размера проходного отверстия песковой насадки в зависимости от изменения вакуума в воздушном столбе аппарата.

Наряду со сказанным выше необходимо также регулировать содержание твердого и гранулометрический состав песков и слива гидроциклона. Контроль за плотностью и крупностью получаемых здесь продуктов производится теми же способами, что и при использовании механических классификаторов.

Если питание гидроциклонов по объему, крупности и содержанию твердого поддерживается постоянным (что без автоматизации нелегко осуществить), они будут работать стабильно, особенно при своевременном удалении износившихся деталей.

При нечастых изменениях количества и качества питания регулирование действующего гидроциклона выполняется путем установки другой песковой насадки. Если выделяются слишком крупный слив и очень плотные пески, диаметр ее отверстия следует увеличить, а при противоположных этих показателях, наоборот, — уменьшить. Насадки заменяются при остановке питающего насоса.

Долговечность работы гидроциклонов в основном определяется износостойкостью материалов, из которых они изготавливаются, а также характеристикой пульпы. С увеличением содержания твердого в последней, крупности и абразивности минеральных частиц срок службы деталей аппарата уменьшается. Ориентировочно он составляет: для корпуса — полгода, песковой насадки из серого чугуна — 3, а из каменного литья — 10—15 суток.

Для предотвращения преждевременного износа гидроциклонов применяют футеровку корпуса и съемных деталей соответствующими материалами: легированными чугунами, резиной, каменным литьем, керамикой, твердыми сплавами и т. д.

Надежность работы всей системы данной установки зависит от наличия решеток на зумпфах насосов, исправности бутар на разгрузочных горловинах мельниц, а также других мероприятий, предотвращающих забивание трубопроводов и гидроциклонов крупнокусковым материалом.

ГЛАВА VI. МАШИНЫ И АППАРАТЫ ДЛЯ ПРОМЫВКИ РУД И НЕРУДНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

§ 1. Назначение и классификация промывочных машин и аппаратов

Промывка — это процесс разделения полезных ископаемых на более и менее ценные компоненты (пустую породу) путем разрыхления, диспергирования, дезинтеграции и удаления с помощью воды и механических воздействий глинистого материала, цементирующего рудную фазу.

Данный процесс широко применяется для обогащения и подготовки самого разнообразного сырья, в котором минеральные зерна не связаны взаимным прорастанием, а цементированы относительно мягким глинистым веществом (железные и марганцевые руды, россыпи цветных, редких и благородных металлов, каолиновое сырье, известняки, фосфориты и др.).

Большое распространение находит промывка бедных глинистых золотосодержащих песков, вовлечение которых в промышленную эксплуатацию связано с трудностями технологической переработки. Традиционные способы дезинтеграции на драгах и промывочных приборах приводят к большим потерям ценного металла, достигающего в отдельных случаях 50%.

Значительное распространение промывка получила также в строительной индустрии для подготовки высококачественных материалов при разработке месторождений гравия, песка и пр.

При обогащении руд промывка может быть самостоятельным процессом (для выделения готового концентрата) или подготовительным, после которого «мытая» руда направляется на последующее обогащение.

Промывистость руды определяется временем, необходимым для диспергирования глинистого вещества, физические свойства которого обуславливают силы его сцепления с рудными частицами.

Коэффициент промывистости исследуемой руды относительно эталонной

$$N_{\text{п}} = t_{\text{эт}}/t, \quad (112)$$

где $t_{\text{эт}}$, t — продолжительность промывки эталонной и исследуемой проб полезного ископаемого в одной и той же машине.

Промывистость руды ориентировочно может также оцениваться удельным расходом электроэнергии на дезинтеграцию, который в за-

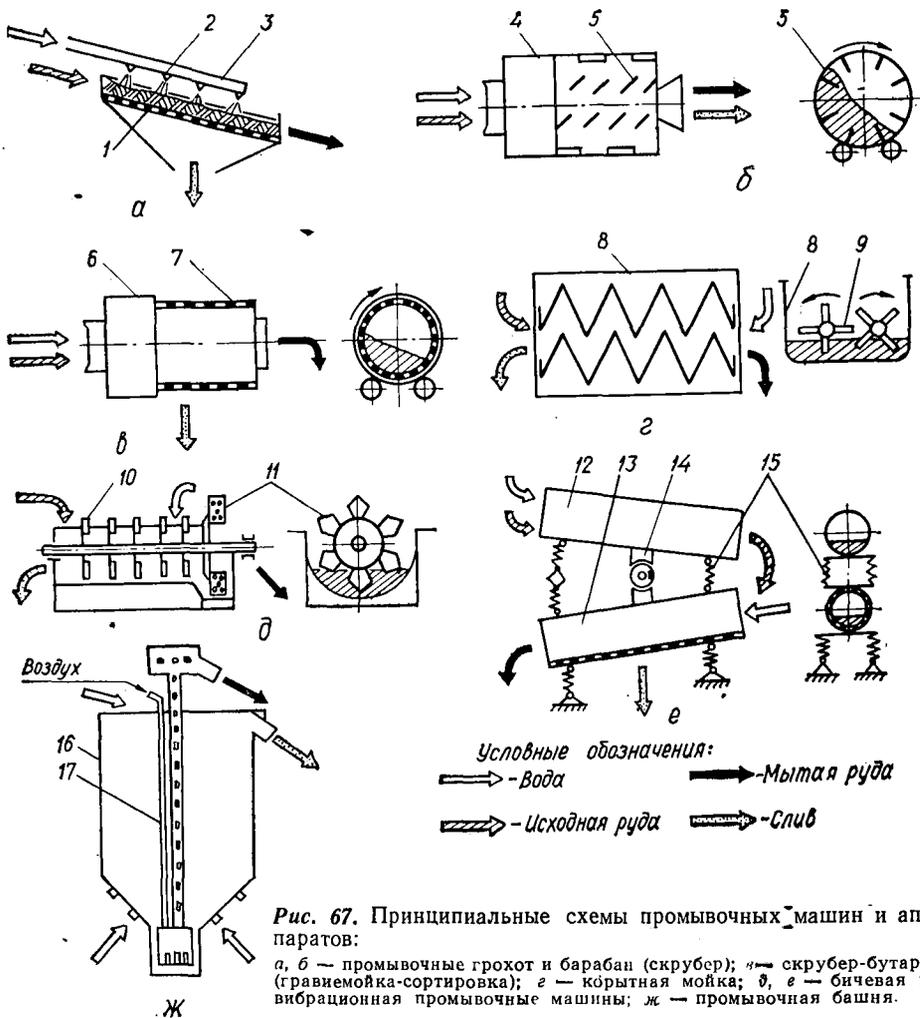


Рис. 67. Принципиальные схемы промывочных машин и аппаратов:

а, б — промывочные грохот и барабан (скрубер); в — скрубер-бутара (гравимойка-сортировка); г — корытная мойка; д, е — бичевая и вибрационная промывочные машины; ж — промывочная башня.

висимости от свойств исходного сырья колеблется в пределах от 0,25 до 1,0 кВт · ч/т.

Машины и аппараты, используемые в рассматриваемом процессе, различают по конструктивным признакам и способам гидравлической или механической дезинтеграции.

Промывочный грохот (рис. 67, а) включает в себя неподвижный или подвижный грохот 1 (как правило тяжелого типа), систему трубопровода 2 и напорные сопла 3 для подачи промывочной воды.

Применяются также барабанные промывочные грохоты (бутары) с подачей жидкости внутрь барабана. Разрушение глинистых составляющих в данном случае производится динамическим воздействием ее струй, трением перемещающихся в потоке кусков и комков материала, а при подвижной поверхности грохочения — механически.

Промывочный барабан (скрубер) состоит из барабана 4 со сплошными стенками, на внутренней поверхности которого установлены лопасти 5 (см. рис. 67, б). При вращении барабана происходит перелопачивание материала и его размыв механическим и гидравлическим воздействием среды.

Скрубер-бутара (гравиемойка-сортировка) представляет совокупность промывочного барабана и барабанного классификационного грохота. В начальной секции вращающегося барабана 6 (см. рис. 67, в) осуществляется промывка, а в средней и конечной секциях 7 она дополняется грохочением.

Корытная мойка (см. рис. 67, г) включает слегка наклонное или горизонтальное корыто 8, где вращаются навстречу друг другу два вала с лопастями 9. Внутри корыта материал перемещается лопастями, при этом он разрыхляется и промывается водой.

Бичевая промывочная машина (см. рис. 67, д) по принципу действия аналогична предыдущей, но имеет более интенсивный режим работы за счет большего количества отделений, установки лопастей (бичей) 10 и наличия элеваторного отделения 11 для дополнительной промывки и выгрузки готового сырья.

Вибрационная мойка (см. рис. 67, е) представляет собой агрегат из 2—4 трубообразных промывочных ванн 12 (частично перфорированных отверстиями 13), расположенных на амортизаторах 15. Промывка материала осуществляется под действием низкочастотных вибраций, создаваемых эксцентрикковым устройством 14.

Промывочная башня (см. рис. 67, ж) состоит из железобетонной (или металлической) емкости 16, куда подается руда и вода, а также сжатый воздух для выгрузки готового сырья с помощью эрлифтного устройства.

Скорость промывки руды и других материалов в различных типах машин и аппаратов может характеризоваться экспоненциальной зависимостью

$$Q_t = Q_\infty - Q_0 e^{-ct}, \quad (113)$$

где Q_t , Q_∞ — количество отмытой примеси (глины) соответственно ко времени t и $t \rightarrow \infty$, %;

Q_0 — количество ее в исходной руде ($t = 0$);

c — относительная константа дезинтеграции (мин^{-1}), характеризующая способность примеси к диспергированию в определенных условиях;

t — время промывки, мин.

Зависимости между Q_0 и c устанавливаются опытным путем. Полученные по формуле (113) данные позволяют осуществлять сравнительную оценку эффективности промывки в различных типах машин, описание которых приводится ниже.

Большое разнообразие конструкций промывочных машин не позволяет с одинаковой полнотой осветить все их разновидности. Здесь рассмотрены только наиболее применяемые и перспективные типы.

§ 2. Конструктивные особенности промывочных машин и показатели их работы

Промывочный барабан (скрубер) представляет собой пустотелый цилиндр (барабан) 1, на внутренней поверхности которого по винтовой линии крепятся лопатки 2 (рис. 68). Опирается он посредством кольцевых бандажей в нижней части на ролики 11, 4 и 6, два из которых (11 и 6) являются приводными. Вращается барабан от электродвигателя 9 через редуктор 8, вал 10 и муфты 7, соединенные с валами приводных роликов. Отдельные узлы машины монтируются на раме 5.

Исходная руда и вода подаются через питающую горловину 12 внутрь цилиндра 1 и перемещаются при его оборотах к разгрузочной горловине 3. Дезинтеграция и движение материала вдоль этого цилиндра осуществляются лопастями 2.

Внутренняя поверхность барабана и горловины футерованы сменными листами из марганцевистой стали.

Благодаря кольцевому порогу, установленному на разгрузочной горловине, рудный материал при промывке находится ниже уровня пульпы в скрубере, объемное наполнение которого достигает 25%.

Новосибирский завод «Труд» серийно изготавливает скрубера типа С-1,3 и СБ-1,3 (диаметр барабана 1,3 м). Их производительность по ископаемому сырью доходит до $(8,4—11,1) \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$ при удельном расходе воды от 3 до 10 м^3 на 1000 кг.

Гравимойка-сортировка (рис. 69), являющаяся одной из разновидностей промывочных машин типа скрубер-бутара, включает раму 1, привод и установленный на опорных катках цилиндрический барабан 2, который имеет секции: скруберную 3 и сортировочные 4, 5 и 6. В последних диаметр отверстий равен соответственно 6, 20 и 40 мм. Барабан вращается от привода, состоящего из электродвигателя 7, редуктора 8, шкивов и клиноременной передачи.

Исходный продукт поступает в промывочную секцию по загрузочному лотку 9. Внутрь барабана по трубопроводу через напорные брызгала подается вода для промывки сырья.

Данная машина предназначена в основном для промывки и сортировки строительных материалов: гравия, щебня, известняка и др.

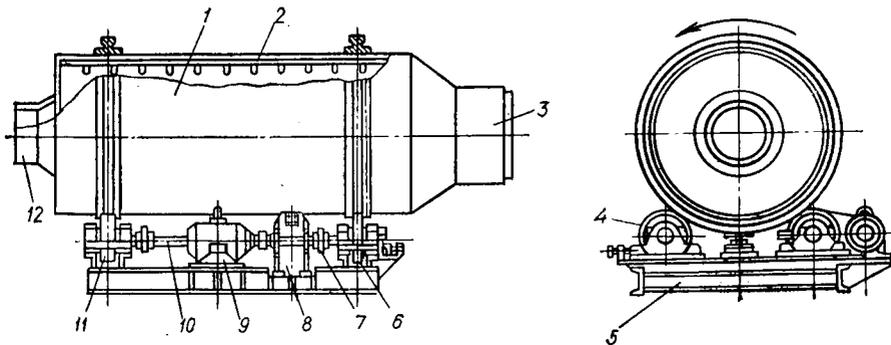


Рис. 68. Промывочный барабан (скрубер).

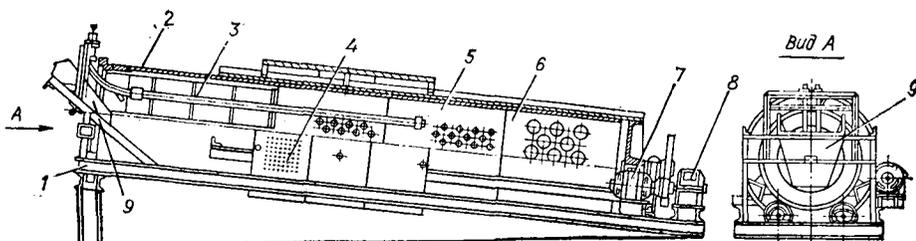


Рис. 69. Гравиемойка-сортировка.

При этом можно получить различные классы крупности: 0,1—0,04, 0,04—0,02, 0,02—0,006 и $< 0,006$ м.

Производительность гравиемоек С-213А, С-215Б и С-583, серийно выпускаемых заводом «Труд», соответственно составляет (2,78—3,4) 10^{-3} , (9,7—12,5) 10^{-3} и (13,9—19,4) 10^{-3} м³/с. Расход воды колеблется в пределах 1—2 м³ на 1 м³ обрабатываемого материала.

Корытная мойка (рис. 70) включает в себя наклонное корыто 5, внутри которого вдоль оси расположены два вращающихся навстречу друг другу вала 7 с насаженными на них лопастями 9, установленными под углом 0,53—0,79 рад, благодаря чему материал передвигается к верхнему разгрузочному концу корыта и промывается. Привод машины состоит из электродвигателя 1, редуктора 2 и клиноременной передачи 3.

Загрузка исходного сырья производится вблизи нижнего конца корыта, которое примерно на $\frac{2}{3}$ длины заполнено водой, подаваемой через сопла под давлением по трубопроводу 4. Шламы разгружаются в нижнем конце корыта через сливной порог в желоб 8. Для поднятия и опускания винтов с лопастями на случай непредвиденных остановок при заполненном корыте имеется механическое устройство 6.

Корытные мойки предназначены для бурожелезняковых руд и флюсовых материалов крупностью до 100 мм. Такие машины (модернизированные, двух типоразмеров — К-12 и К-14, с диаметрами лопастных валов соответственно 1,2 и 1,4 м) серийно выпускает Днепро-

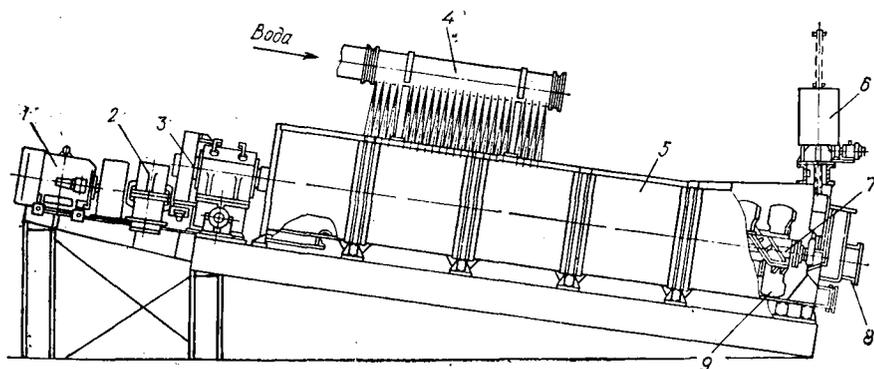


Рис. 70. Корытная мойка.

петровский завод горно-шахтного оборудования. Производительность их 22—28 кг/с, удельный расход электроэнергии составляет 0,25—0,75 кВт · ч/т (в зависимости от промываемости руды). Воды при этом требуется 2—4 м³ на 1000 кг сырья.

Бичевая промывочная машина (рис. 71) состоит из трех отделений — А, Б и В, в которых последовательно осуществляется процесс: первые два из них предназначены для дезинтеграции (протирки) руды, а третье — для промывки.

Протирочное отделение представляет собой корыто, вдоль которого горизонтально установлен вал 1, где по винтовой линии укреплены бичи 2. При его вращении посредством этих бичей руда, попавшая в отделение А, передвигается к противоположному концу ванны, откуда через окно в перегородке 9 поступает во второе протирочное отделение Б. Здесь процесс происходит аналогично, но материал передвигается в обратном направлении.

Третье отделение (промывочное) — это корыто, разделенное перегородками на отдельные камеры. Вдоль него размещен вал, где установлены небольшие барабанные грохоты 6 и колесные черпаковые элеваторы 7 (по одному на каждую камеру). Первые предназначены для интенсификации промывки руды, а вторые — последовательной ее транспортировки из камеры в камеру.

На внутренней поверхности указанных грохотов укреплены образующие спиральную линию полосы, способствующие перемещению материала; мелочь при этом просеивается сквозь отверстия сита.

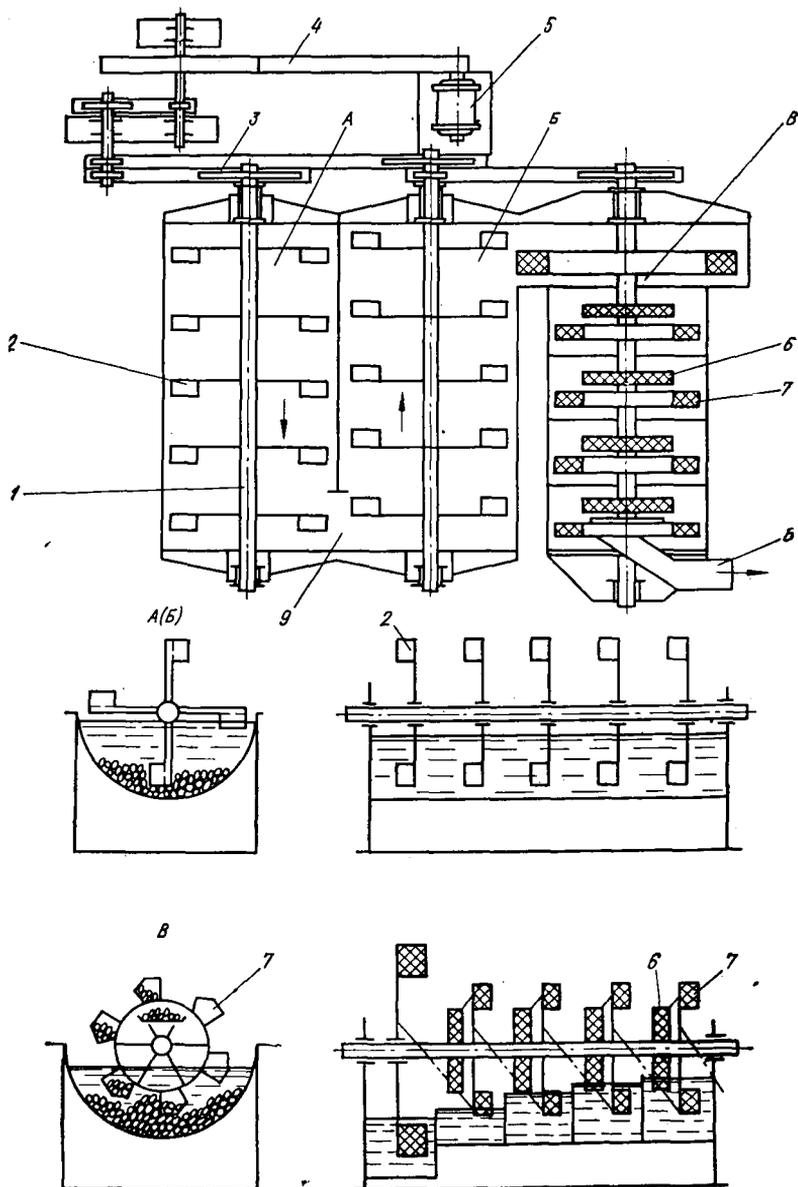
Все валы вращаются электродвигателем 5 через систему клиноремной и цепной передач 3 и 4.

Протирка и промывка материала осуществляется с противотоком вод по отношению к направлению движения руды. Выгрузка готового продукта производится последним по ходу его перемещения элеваторным колесом в желоб 8. В промывочное отделение подается только чистая техническая вода, расход которой составляет 2—4 м³ на 1000 кг исходного сырья.

Бичевые машины применяются для промывки марганцевых руд, но могут использоваться и для глинистых бурожелезняковых (отдельных их типов). Производительность машины МПМ-3,2 в Никополь-Марганецком бассейне достигает 70 кг/с при расходе электроэнергии 0,3—0,5 кВт · ч на тонну исходного сырья. Частота вращения валов составляет: в протирочном отделении — 0,72 рад/с, промывочном ковшевом — 0,69 рад/с.

Преимуществами бичевых промывочных машин перед другими типами являются легкость пуска, большая производительность и наличие неподвижного слоя материала на дне ванны. Легкость пуска достигается подъемом валов перед началом работы с последующим (постепенным) их опусканием. Упомянутый выше слой продукта, образующийся в протирочных отделениях, защищает днище ванн от износа.

Как недостаток можно указать на относительную сложность конструкции, повышенное переизмельчение рудных минералов и их потери в сливе.



Ис. 71. Бичевая промывочная машина.

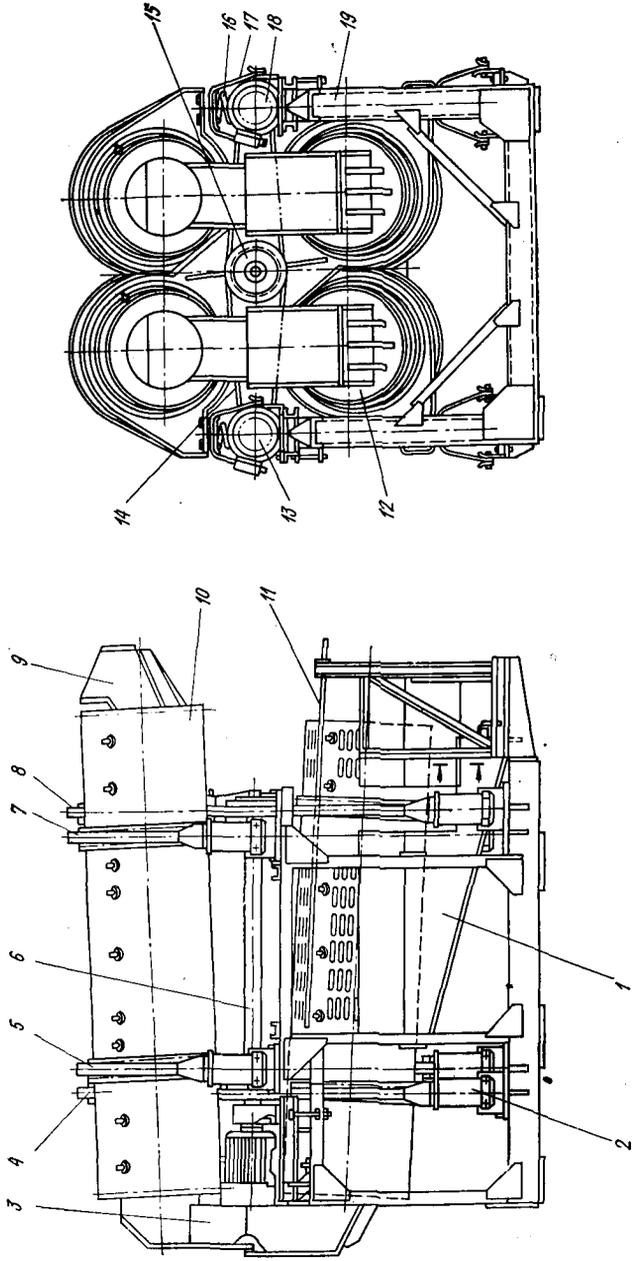


рис. 72. Вибрационная промывочная машина СМД-88.

Регулирование работы данной установки производится путем изменения количества бичей на валу и расхода воды, а также раздельной загрузкой в отделения различных классов крупности.

Вибрационная промывочная машина СМД-88 (рис. 72) предназначена для материалов, загрязненных труднопромываемыми глинами — гравия, щебня и др. Она состоит из четырех трубообразных ванн 10 и 12 (две верхние и две нижние), жестко связанных между собой диагональными траверсами 4, 8 и 5, 7, каждая из которых опирается на два пружинных амортизатора 2 и 16, установленные на раме 19 и оснащенные резиновыми стабилизаторами 17 для гашения свободных колебаний.

Приводной вал 6 со шкивом 15 снабжен четырьмя эксцентриковыми втулками, на которых расположены сферические роликоподшипники, закрепленные в траверсах. Оси этих подшипников смещены одна относительно другой и на определенную величину эксцентриситета втулок таким образом, что ваннам сообщаются противофазные колебания, отчего машина становится динамически уравновешенной.

Промывочные ванны приводятся в действие через клиноременную передачу 14 от электродвигателей 13 и 18, которые установлены на площадках, шарнирно-связанных с основной рамой 19.

Для приема слива в нижней части машины расположен пульпо-сорбный лоток 1. Съёмными переходными желобами 3 снабжены ванны. Кроме того, верхние из них имеют загрузочные воронки 9, а нижние — на $\frac{2}{3}$ длины со стороны разгрузочной части перфорированы отверстиями для прохода пульпы (глинистой суспензии).

В верхней части нижних ванн установлены оросительные трубы 11, жестко связанные с рамой 19. Предназначены они для повторной промывки материала. С целью ускорения процесса и поддержания постоянного уровня продукта в ваннах выходной конец каждой из них снабжен подпорным порогом.

Машина работает следующим образом. Исходное сырье вместе с водой подается двумя параллельными потоками в загрузочные воронки 9. Под воздействием круговых поперечных колебаний глинистые примеси отделяются, и материал, перемещаясь вдоль промывочных ванн, через переходные желоба 3 поступает в нижние из них, где завершается процесс отделения глины, промывки и обезвоживания продукта. Образующаяся суспензия перфорируется здесь и удаляется в лоток 1, а мытый продукт выдается через открытые торцы ванн.

Производительность машины (материал максимальной крупностью 0,15 м) достигает $1,4 \cdot 10^{-2}$ м³/с при расходе воды до $2,8 \cdot 10^{-2}$ м³/с и потребляемой мощности 44 кВт.

Промывочная башня (рис. 73) представляет собой выполненную из бетона цилиндрическую шахту 1 диаметром 5—10 м и высотой 10—20 м. Коническое ее основание (днище) выполнено с углом наклона образующих к горизонту не менее 0,87 рад.

По оси шахты установлена обсадная труба 2, внутри которой размещен эрлифтный подъемник 3. В верхней части башни посредством растяжек она крепится к стенкам, а в нижней — опирается на колпак 4. Между ним и наклонными стенками днища имеется щель шириной

200 мм для выпуска промытой руды. В нижней части установлены также сопла 5 для подачи воды и сжатого воздуха, интенсифицирующего происходящий процесс.

Исходное сырье, загружаемое в башню при помощи транспортирующего устройства 9, постепенно перемещается внутри ее к днищу, непрерывно промывается поступающей снизу водой и движется по кольцевой щели под колпак 4 на дополнительную обработку, а затем центральным эрлифтом подается в деаэрационную камеру 8. Здесь происходит выделение воздуха из транспортируемого потока смеси и мытая руда с водой самотеком перемещается к сгустительной воронке 7, слив которой (тонкий шлам) возвращается в башню, а сгущенный нижний продукт направляется на обезвоживание.

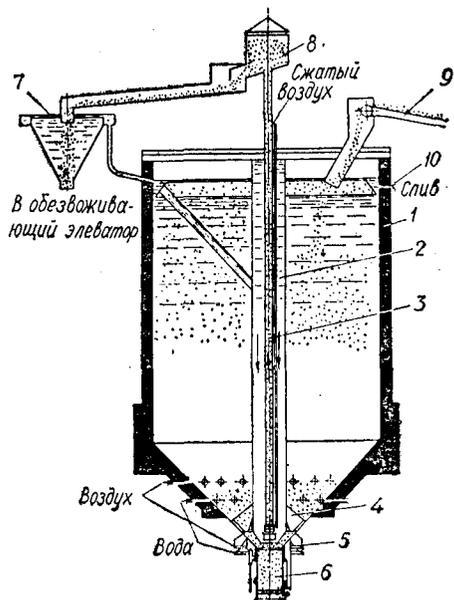


Рис. 73. Промывочная башня.

Слив выводится через специальную трубу 10. Одна его часть, перекачиваемая в башню насосом через сопла 5, используется в качестве промывочной воды, а другая — направляется для осветления в шламовые пруды (или иные устройства), а затем применяется в указанном выше качестве.

Для улавливания посторонних предметов (металла и пр.), поступающих вместе с исходной рудой, внизу башни установлен шлюз 6. Он устроен таким образом, что в поднятом состоянии разобщает наружную трубу эрлифта от внутренней полости шахты. Когда центральная труба отсоединена от башни, шлюз открывается и через него выгружаются посторонние предметы из эрлифта.

Продолжительность обработки руды зависит от степени ее промывистости и колеблется в пределах от 2 до 24 ч. Производительность башни объемом 150 м³ может составить 33,3—41,7 кг/с при расходе воды 2—2,5 м³/т, а сжатого воздуха 2—3 м³/т.

Как показал опыт промышленной эксплуатации башенной промывки керченских бурожелезняковых руд, преимущества данного способа заключаются в сравнительно низкой истираемости минералов и соответственно меньших потерях ценных компонентов в сливе [88].

Тем не менее рассмотренные башни не нашли дальнейшего использования из-за низкой износостойкости и надежности отдельных элементов конструкции. Следует считать целесообразным применение этого способа для предобогащения глинистых марганцевых руд.

ГЛАВА VII. МАШИНЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ

§ 1. Назначение и классификация тяжелосредних сепараторов

Обогащение в тяжелых средах — процесс разделения полезных ископаемых по плотностям составляющих компонентов (минералов) в гравитационном или центробежном поле. Образующиеся здесь продукты (тяжелые и легкие фракции) имеют плотность выше или ниже плотности разделяющей среды.

При первичной обработке полезных ископаемых тяжелые среды используются с различными целями; при обогащении углей, например, — для получения конечных продуктов: концентрата, промпродукта и отходов.

Количество твердого топлива, обогащаемого в тяжелых средах, неуклонно возрастает, что обуславливается ухудшающимся его качеством, а также высокими технико-экономическими показателями этого процесса. До настоящего времени тяжелосреднее обогащение применялось в основном для переработки в сепараторах угля крупных классов. Ныне же все более широкое распространение находит переработка труднообогатимого полезного ископаемого мелких фракций и дробленого промпродукта отсадки в соответствующих гидроциклонах.

В горнорудной промышленности тяжелосреднее обогащение практикуется для удаления пустой породы из дробленой руды перед ее измельчением, что приводит к снижению эксплуатационных расходов в данном цикле и зачастую к повышению технологических показателей последующих операций.

Применение так называемого предобогащения тонковкрапленных руд в тяжелых средах способствует интенсификации добычных процессов, вовлечению в переработку бедных забалансовых руд. Получаемая при этом дробленая порода может быть реализована в качестве строительного материала. Полезное ископаемое, следовательно, характеризуется комплексностью использования.

Основное преимущество тяжелосредней сепарации — ее высокая технологическая эффективность: конечные результаты в данном случае близки к теоретически возможным.

Обогащение производится в жидкой (водной утяжеленной) среде или в воздушных взвешах (аэросуспензиях). Применяются однородные органические жидкости, водные растворы солей и суспензии.

К органическим тяжелым жидкостям относятся: трихлорэтан C_2HCl_3 (плотностью $\delta = 1460 \text{ кг/м}^3$), четыреххлористый углерод CCl_4 ($\delta = 1600 \text{ кг/м}^3$), пентахлорэтан C_2HCl_5 ($\delta = 1680 \text{ кг/м}^3$), дибромэтан $C_2H_4Br_2$ ($\delta = 2170 \text{ кг/м}^3$), бромформ $CHBr_3$ ($\delta = 2810 \text{ кг/м}^3$), ацетентетрабромид $C_2H_2Br_4$ ($\delta = 2930 \text{ кг/м}^3$) и др.

За рубежом (в США) известно только опытно-промышленное использование тетрабромэтана и пентахлорэтана для получения особо чистых концентратов угля. Показатели разделения в данном случае

Т а б л и ц а 7. Характеристика утяжелителей суспензий, применяемых при обогащении

Утяжелитель	Максимальная плотность, кг/м ³	
	утяжелителя	суспензии
Глина	2500	1490
Кварцевый песок (SiO ₂)	2650	1540
Барит (BaSO ₄)	4400	2200
Пирит (FeS ₂)	5000	2500
Магнетит (Fe ₃ O ₄)	5000	2500
Арсенопирит (FeAsS)	6000	2800
Ферросилиций (85% Fe, 15% Si)	6900	3100
Ферросилиций гранулированный (90% сферических частиц)	6900	3500
Галенит (PbS)	7500	3300

довольно высокие, потери органической жидкости при современной схеме регенерации составили не более 300 г на тонну исходного сырья. Однако применение тяжелой жидкости для обогащения угля или руды в промышленных масштабах сдерживается ее чрезмерной стоимостью, токсичностью, технической сложностью регенерации и, как следствие, большими капитальными и эксплуатационными затратами.

Водные растворы неорганических солей — хлористого кальция CaCl₂ ($\delta = 1654$ кг/м³), хлористого цинка ZnCl₂ ($\delta = 2070$ кг/м³), йодистой ртути и йодистого калия HgI₂KI₂ ($\delta = 3196$ кг/м³) и др. — предназначаются (в основном первые два) для исследования полезных ископаемых на обогатимость и контроля работы машин.

В промышленных масштабах водный раствор хлористого кальция использовался при обогащении угля: в СССР (Шолоховская ЦОФ) — в центрифугах, а в США — в так называемых хлоридных мойках.

Суспензии минеральных порошков высокой плотности наиболее широкое распространение нашли при разделении полезных ископаемых в тяжелосредних сепараторах и гидроциклонах. В качестве утяжелителей (суспензидов) служат измельченные до крупности менее 0,1 мм различные минералы (иногда смесь их), а также вещества, перечень которых приведен в табл. 7.

Обогащение в тяжелых суспензиях средне- и крупнокускового материала производится в сепараторах, принцип работы которых основан на использовании гравитационных сил, а мелкозернистого — в гидроциклонах.

Существует большое количество конструктивных разновидностей тяжелосредних сепараторов, что затрудняет четкую их классификацию по типам. Правильнее всего здесь принимать во внимание целевое назначение данных машин — разделять частицы материала на всплывший и осевший продукт и выгружать его из ванны, содержащей суспензию.

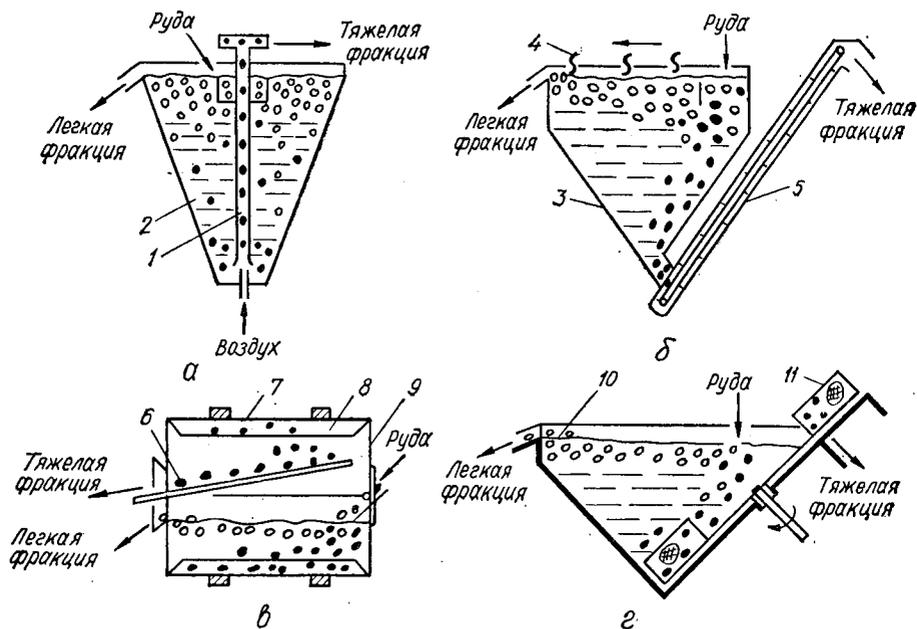


Рис. 74. Принципиальные схемы основных типов тяжелосредних сепараторов: конусного (а), пирамидального (б), барабанного (в) и корытного (г).

В соответствии с выполняемыми функциями и конструктивными особенностями сепараторы классифицируют следующим образом [92]:

- по форме ванны, вмещающей тяжелую среду (родовой признак);
- по типу устройства для выгрузки осевшего продукта из этой ванны (видовой признак).

По первому из названных признаков сепараторы подразделяются на конусные, пирамидальные, барабанные и корытные, а по второму — на такие же, но с различной выгрузкой (соответственно): самотечной и аэролифтной; самотечной, ковшевой и гидроэлеваторной; колесной и шнековой; колесной, конвейерной и скребковой.

Конусный сепаратор с аэролифтной выгрузкой (рис. 74, а) представляет собой конический корпус 2, по центральной оси которого размещен аэролифтный подъемник 1. Тяжелая среда может подаваться совместно с исходной рудой и отдельно — по патрубкам внутрь конуса. Разгрузка легкой (всплывшей) фракции осуществляется самотеком или принудительно механическим устройством в проем на борту корпуса, а также в сборный желоб.

Потонувшая фракция поступает в загрузочную часть аэролифта, транспортируется вверх по трубе, а затем направляется для отделения и отмывки тяжелой среды. Этому же процессу подвергается и легкая фракция.

Пирамидальный сепаратор (см. рис. 74, б) с элеваторной выгрузкой состоит из прямоугольного корпуса с пирамидальным основанием 3 и транспортирующих устройств 4 и 5. Всплывший продукт выгружа-

ется из машины гребковым устройством 4, а потонувший — ковшовым (или другого типа) элеватором 5, разгрузочная головка которого размещена выше уровня тяжелой среды. Последняя, таким образом, уходит из сепаратора в основном вместе с легкой фракцией.

Барабанный сепаратор (см. рис. 74, в) представляет собой вращающийся барабан, внутрь которого через отверстие в торцовой крышке 9 подаются руда и суспензия. Всплывший продукт самотеком выгружается совместно с тяжелой средой через отверстие во второй торцовой крышке, а потонувшая фракция поднимается вверх лопастями 8, расположенными на внутренней поверхности барабана, и выгружается на транспортирующий желоб 6.

Корытный сепаратор с колесной выгрузкой (см. рис. 74, г) состоит из корпуса 10, на боковой стенке которого наклонно размещен элеватор 11. Его колесо может устанавливаться и вертикально. Всплывший продукт самотеком или с помощью гребкового устройства удаляется из машины через переливной борт, а потонувший — транспортируется перфорированными ковшами вверх, где разгружается в желоб тяжелой фракции.

Конусные, пирамидальные и барабанные сепараторы преимущественное распространение получили для обогащения руд, а корытные — для углей и других неметаллических полезных ископаемых. Во всех этих машинах процесс обогащения характеризуется статическими условиями разделения минералов.

В последние годы развивается новое научное направление по созданию высокоэффективных вибрационных тяжелосредных сепараторов с динамическими условиями разделения [105].

§ 2. Свойства минеральных суспензий

Наиболее важные технологические свойства минеральных суспензий — плотность, вязкость, напряжение сдвига и устойчивость. Они и определяют эффективность обогащения полезных ископаемых.

Плотность суспензии обуславливает граничную плотность разделения δ_r . Первая из них возрастает при увеличении плотности утяжелителя и его объемного содержания (концентрации) c (доли единицы по массе).

Поскольку при повышении показателя c усиливается вязкость суспензии μ_c ($\text{Н} \cdot \text{с}/\text{м}^2$), предпочтение отдается утяжелителям с высокой плотностью.

Весь исходный продукт, как мы уже знаем, разделяется на всплывший и потонувший. Исключение составляет фракции, плотность которых отличается от плотности разделения не более чем на $\pm 100 \text{ кг}/\text{м}^3$. Эти «трудные» фракции частично задерживаются в нисходящих или восходящих потоках суспензии за счет динамического сопротивления и вязкости среды. Наличие указанных фракций — одна из причин взаимного засорения продуктов разделения, эффективность которого в данном случае обеспечивается снижением величины μ_c .

Вязкость суспензии и напряжение сдвига τ характеризуют так называемые реологические ее свойства. Для ньютоновских жидкостей

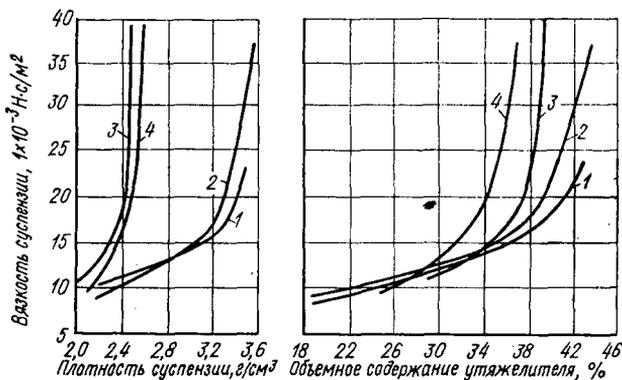


Рис. 75. Зависимость вязкости суспензии от ее плотности и объемного содержания утяжелителя:

1, 2 — ферросилиций крупностью — 0,147 и — 0,043 мм; 3 — магнетит крупностью — 0,5 мм; 4 — смесь ферросилиция (— 0,147 мм) и магнетита (— 0,5 мм) в соотношении 1 : 3.

напряжение τ пропорционально динамической вязкости μ_0 и градиенту скорости — производной от скорости по нормали к поверхности сдвига (dv/dn):

$$\tau = \mu_0 dv/dn. \quad (114)$$

При высокой концентрации утяжелителя, а также наличии шлама и глины суспензии становятся структурно вязкими. Ухудшается разделение материала, особенно мелких зерен, которые не всплывают и не тонут, так как не могут преодолеть сопротивление среды.

Вязкость суспензий зависит от физических свойств утяжелителей и их концентрации:

$$\mu_c = \mu_{\text{ж}} (1 + 2,5c + 7,35c^2 + 16,2c^3), \quad (115)$$

где $\mu_{\text{ж}}$ — вязкость воды (при температуре 293 К она равна $0,001 \text{ Н} \times \text{с}/\text{М}^2$).

На рис. 75 приведены экспериментальные данные, характеризующие вязкость различных суспензий, содержащих кроме утяжелителя 3% рудных шламов (для стабилизации). Как видим, ферросилициевые среды при прочих равных условиях обладают лучшими реологическими свойствами.

Объемное содержание магнетита в суспензии не должно превышать 34—36%, а гранулированного ферросилиция — 40—42%. При подобных критических концентрациях наступает явление так называемой тиксотропии, и суспензия теряет текучесть. Практически лучшие результаты разделения будут получены при величине c , не превышающей 30%.

Устойчивость суспензии, характеризующая ее способность сохранять плотность в различных слоях по высоте разделительного аппарата, зависит от гранулометрического состава утяжелителя, его объемной концентрации и степени засорения среды шламом.

С уменьшением крупности утяжелителя, увеличением содержания шлама и глины устойчивость суспензии возрастает, что является по-

ложительным фактором. Однако при этом повышается ее вязкость, что вызывает нежелательное структурообразование и ухудшение результатов разделения обогащаемого материала.

Стабилизация суспензии осуществляется всегда присутствующими в ней тонкими шламами или специальными добавками бентонитов (глин), оптимальная концентрация которых без чрезмерного увеличения вязкости среды составляет 3—4%.

С недавнего времени в качестве стабилизаторов начали применять полимерные вещества. Так, благодаря биополимеру ксантана скорость оседания ферросилициевой суспензии можно уменьшить в 2—3 раза при практически неизменившихся величинах вязкости и предельного напряжения сдвига.

Установлено, что использование полимеров (в сравнении с глинами) позволяет:

- 1) применять более крупнозернистый утяжелитель, что снижает затраты на приобретение данного материала. Потери его сводятся к минимуму в результате высокой эффективности магнитной регенерации;
- 2) готовить суспензии с большей плотностью без излишнего возрастания их вязкости;
- 3) при меньшей величине μ_0 и заданной устойчивости обеспечить значительную эффективность разделения и повышение производительности.

Улучшение реологических свойств суспензий достигается подбором утяжелителей, отличающихся высокой степенью агрегативной устойчивости и не увеличивающих параметр μ_0 , а также гидродинамическими и физико-химическими воздействиями. Применение реагентов-пептизаторов снижает вязкость и предельное напряжение сдвига суспензии на 15—35%, вследствие чего улучшается не только процесс обогащения, но и отделение утяжелителя при ополаскивании продуктов разделения. Кроме того, повышается эффективность регенерации суспензии.

Наиболее эффективными из изученных реагентов-пептизаторов являются гексаметафосфат и триполифосфат натрия. Они испытывались на ряде фабрик, что позволило рекомендовать их для промышленного внедрения, особенно при использовании сильно зашламленных тяжелых сред или же тех, которые имеют повышенную плотность.

Реологические свойства суспензии можно также улучшить за счет физико-механических воздействий. Колебание ее с частотой 5—8 герц и амплитудой 6—10 мм приводит к заметному снижению вязкости (на 30—40%) при одновременном повышении устойчивости. Максимальный эффект достигается при обработке сильно зашламленных и структурированных тяжелых сред.

§ 3. Конструктивные и технологические особенности тяжелосредных сепараторов для обогащения руд

В настоящее время применяются главным образом конусные (модернизованные институтом «Механобр») и барабанные сепараторы. Первые из них имеют диаметр 3,5 и 6,0 м.

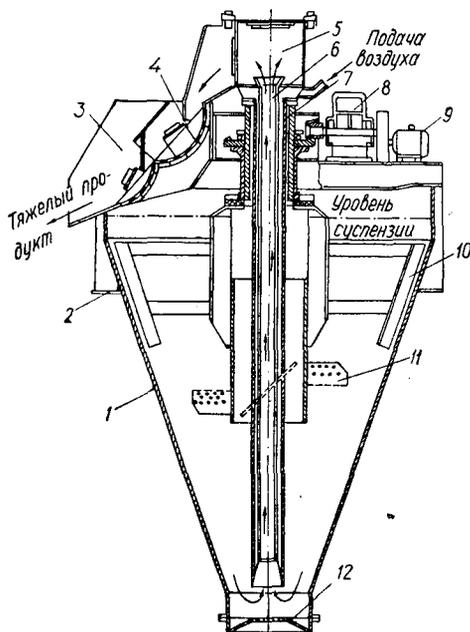


Рис. 76. Конусный тяжелосредный сепаратор конструкции «Механобр».

Конусный сепаратор (рис. 76) состоит из конической емкости 1, установленной на раме 2. По оси конуса размещен аэрлифт для выгрузки потонувшей фракции. Воздух для ее работы подается в пространство между нагнетательной и обсадной трубами — 6 и 7.

Пульпо-воздушный поток движется по нагнетательному трубопроводу и выбрасывается в приемную коробку 5. Затем смесь суспензии и потонувшего продукта поступает самотеком на желоб 3, в днище которого установлены дуговые грохоты 4 для сброса и возврата в сепаратор части кондиционной тяжелой среды.

По желобу, смонтированному на борту конуса, исходное сырье подается на поверхность медленно вращающейся суспензии и перемещается вместе с ней. Всплывший продукт разгружается заодно

с тяжелой средой переливом через регулируемый порог на борту конуса и направляется для отделения и отмывки этой среды.

Перемешивание суспензии в сепараторе осуществляется посредством мешалки с лопастями 10 и 11, приводимой в движение от электродвигателя 9 через редуктор 8 и систему зубчатой передачи. Нижняя часть конуса (днище) 12 изготовлена съемной (для облегчения периодического осмотра емкости и удаления из нее случайно попавших туда крупных и тяжелых металлических предметов).

Суспензия и всплывший продукт движутся по круговым траекториям, что значительно продлевает время пребывания разделяемого материала в машине. При оптимальных нагрузках данное обстоятельство способствует увеличению толщины слоя легкой фракции на поверхности конуса, отчего вынос промпродуктов затрудняется. Потери ценного компонента, следовательно, уменьшаются.

Барабанный тяжелосредный сепаратор с элеваторной разгрузкой (прил. 19), применяющийся для обогащения руд черных и цветных металлов, представляет собой вращающийся барабан 1, на внутренней поверхности которого закреплены перфорированные лопасти 2 (рис. 77).

Исходное сырье подается внутрь барабана через отверстие в передней торцевой стенке по желобу 3, а суспензия — по трубопроводу 4. Барабан посредством реборд удерживается на четырех опорных роликах 5 и предохраняется от осевого смещения такими же роликами 6.

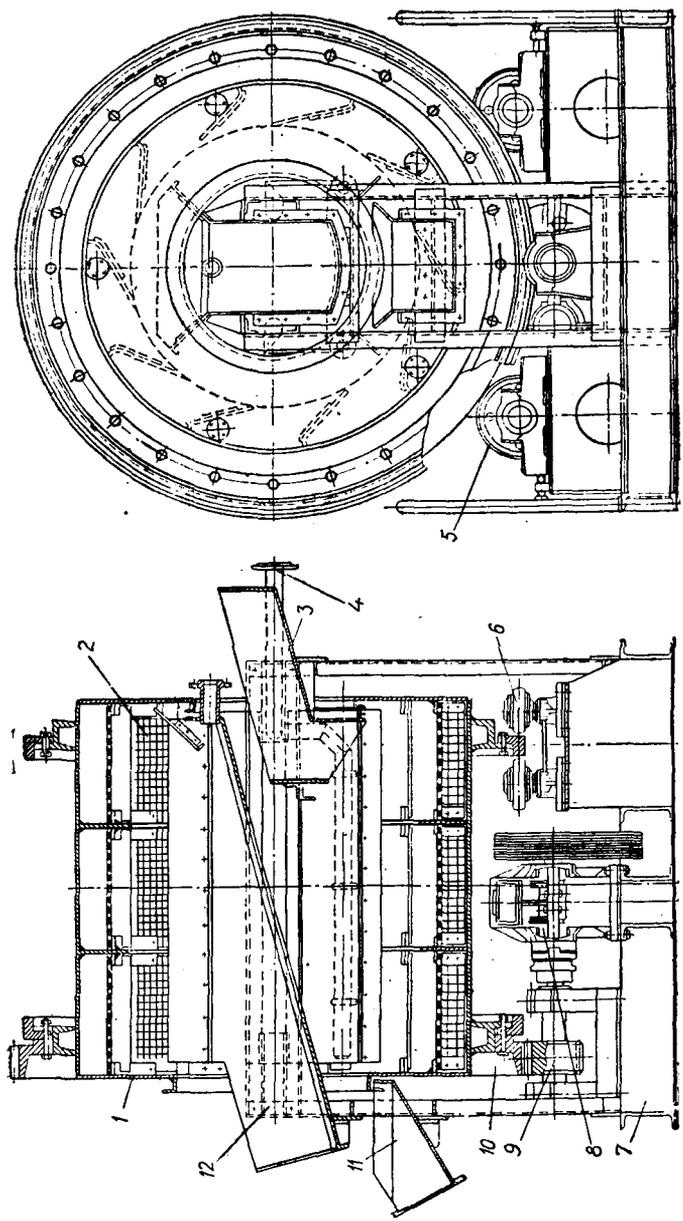


Рис. 77. Барабанный тяжелосредный сепаратор типа СБЭ.

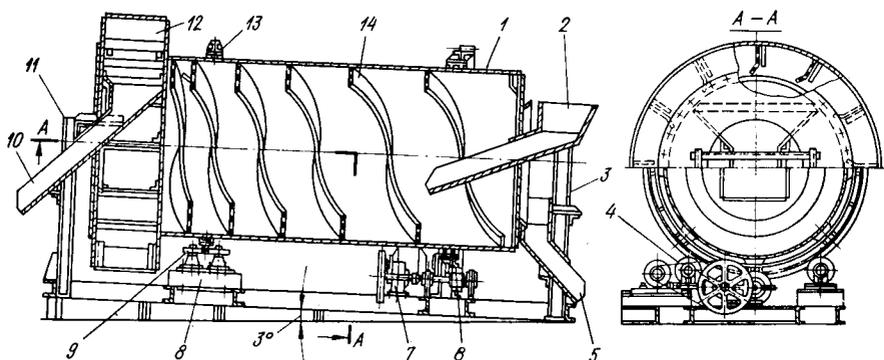


Рис. 78. Спиральный барабанный сепаратор типа СБС:

1 — барабан; 2, 3 — загрузочный желоб и стойка его крепления; 4 — опорный ролик; 5 — желоб всплывшего продукта; 6 — привод барабана; 7 — редуктор привода; 8 — рама; 9 — упорный ролик; 10 — желоб потонувшего продукта; 11 — стойка крепления желоба; 12 — лопастный элеватор; 13 — ребра качения; 14 — спиральная решетчатая лопасть.

Привод барабана, состоящий из электродвигателя, клиноременной передачи, редуктора 8 и шестерни 9, установлен на раме 7. Непосредственно вращению барабана передается через венцовую шестерню 10.

Всплывший продукт вместе с потоком суспензии самотеком через отверстие в задней торцевой стенке барабана выгружается в желоб 11. Потонувшая фракция поднимается лопастями 2 вверх, а затем под действием сил тяжести направляется в желоб 12 и далее — на отмывку суспензии. Поскольку лопасти перфорированы отверстиями, в желоб 12 попадает незначительная часть суспензии.

По сравнению с конусным сепаратором время обогащения в барабанном значительно меньше, поэтому эффективность разделения в нем несколько ниже.

Спиральные барабанные сепараторы (рис. 78), предназначенные для обогащения различных полезных ископаемых, изготавливаются трех типоразмеров: СБС-1,8, СБС-2,5 и СБС-3. Технологические параметры данных машин и предыдущих — аналогичны.

Конструктивно сепараторы типа СБС отличаются наличием решетчатых спиралей на внутренней поверхности барабана, при вращении которого они перемещают потонувшие фракции к его разгрузочному концу, где с помощью лопастного элеватора эти фракции поступают в желоб тяжелого продукта.

Технология обогащения руды в тяжелосредних сепараторах (рис. 79) включает следующие операции: подготовку полезного ископаемого к данному процессу; разделение руды в суспензии на две (иногда и три) фракции различной плотности; отделение и отмывку суспензии от продуктов обогащения; регенерацию утяжелителя.

Первая из перечисленных операций — дробление руды до крупности, позволяющей отделить основную массу пустой породы от сростков ценных минералов. Обычно верхний предел этой крупности не превышает 100—150 мм.

Дробленый материал подвергают классификации и промывке на грохотах для удаления материала мелких классов и обесшламливания. Нижний

предел крупности сырья, поступающего на сепарацию, ограничивается требуемой скоростью разделения и техническими возможностями отмытки утяжелителя с получаемых продуктов.

При уменьшении крупности обогащаемой руды всплывание отдельных частиц в суспензии замедляется, что снижает скорость разделения, а отмытка утяжелителя затрудняется из-за увеличения его удельной поверхности. Обычно нижний предел крупности для тяжелосредних сепараторов и гидроциклонов равен соответственно не менее 4—6 и 1,5—2,0 мм. Расход воды в данном случае составляет 0,2—0,9 м³/т при эффективности классификации 95—97%.

Выбор типа сепаратора определяется свойствами исходной руды (гравитационной обогатимостью) и принятыми нормами ее засорения при разделении. Производительность машины и эффективность обогащения материала обуславливаются его крупностью и величиной μ_c (или же для структурных суспензий — динамическим напряжением сдвига τ_0).

На рис. 80 показаны зависимости относительной эффективности разделения различных классов крупности руды в конусном и барабанном сепараторах при тех или иных значениях τ_0 [95]. Для фракций +8 мм в конусном сепараторе она принята за 100%.

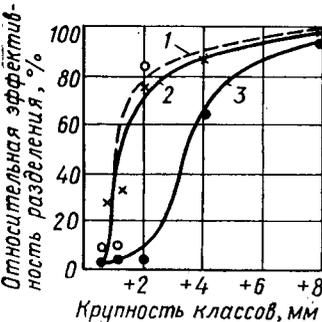


Рис. 80. Относительная эффективность разделения руды различных классов крупности в тяжелых суспензиях:

1 — в конусном сепараторе ($\tau_0 = 60$ дин/см²), 2, 3 — в барабанном сепараторе (соответственно $\tau_0 = 27$ и 12 дин/см²).

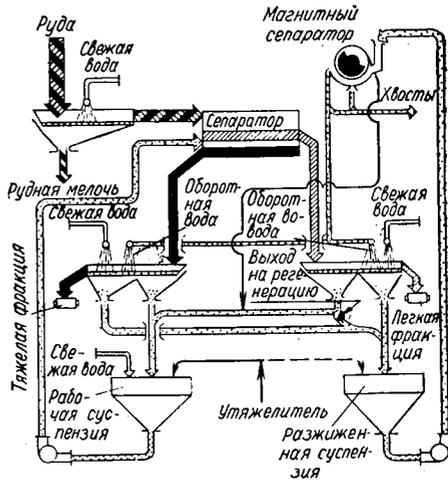


Рис. 79. Типовая схема обогащения руды в тяжелых суспензиях.

Как видно из приведенных данных, с уменьшением крупности обогащаемого материала и увеличением параметра τ_0 эффективность разделения снижается.

Оценка абсолютной эффективности разделения (его точности) производится по величине среднего вероятного отклонения E_p , для нахождения которой по данным фракционного анализа строят кривые извлечения фракций (рис. 81). По этим кривым определяют плотность разделения δ_p , представляющую собой плотность бесконечно узкой элементарной фракции, распределившейся в продукты разделения поровну (извлечение — 50%), и величину

$$E_p = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2}, \quad (116)$$

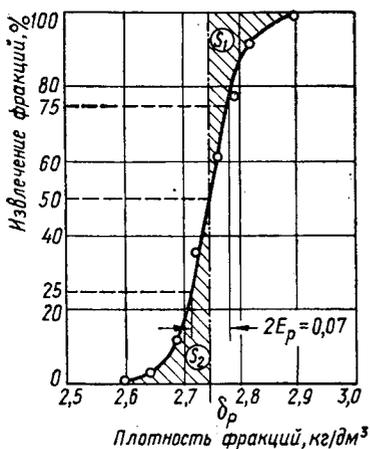


Рис. 81. Кривая распределения элементарных фракций в продуктах разделения при обогащении руды в тяжелосреднем сепараторе.

Полученные в сепараторе продукты разделения направляются на дренажные грохоты для отделения и отмывки утяжелителя. Количество суспензии, транспортируемой вместе с этими продуктами, обусловливается типом применяемой в данном случае машины, а также способом разгрузки легких и тяжелых фракций.

В конусных сепараторах с аэрлифтной и самотечной разгрузкой соответственно потонувшей и всплывшей фракций наблюдается примерно одинаковое распределение тяжелой среды по продуктам обогащения при общем расходе оборотной суспензии (2—5) 10^{-3} м³/кг исходной руды.

В барабанных сепараторах с элеваторной разгрузкой потонувшей фракции, если названный выше расход составляет (0,7—2,0) 10^{-3} м³/кг, основное количество суспензии уходит с легким продуктом при самотечной разгрузке.

Для отделения рабочей (кондиционной) тяжелой среды применяют дуговые неподвижные и подвижные (преимущественно самобалансные) грохоты со щелевидными отверстиями сит размером 0,5 мм. При использовании подвижных сепараторов дренаж такой суспензии осуществляется в начальной части грохота, а отмывка утяжелителя производится по ходу движения материала в две стадии: сначала оборотной водой, а затем — чистой технической.

Кондиционная тяжелая суспензия поступает в рабочий сборник, откуда с помощью центробежного насоса снова уходит в сепаратор.

Разбавленная промывной водой (некондиционная) смесь подается в сборник разжиженной суспензии, а отсюда с помощью насоса транспортируется на регенерационную установку для выделения утяжелителя, опять направляемого в процесс.

где δ_{75} , δ_{25} — плотности элементарных фракций, извлечение которых в тяжелый продукт составляет соответственно 75 и 25%.

Согласно данным рис. 81 значения $\delta_p = 2,75$ кг/дм³ и $E_p = 0,035$ кг/дм³. Заштрихованные площадки S_1 и S_2 указывают на суммарное количество фракций (плотностью больше и меньше величины δ_p), взаимно засоряющих легкий (всплывший) и тяжелый (потонувший) продукты. Чем меньше значение E_p , тем выше технологические показатели обогащения. В идеальном случае кривая разделения превращается в вертикальную прямую линию (тогда $E_p = 0$).

При обогащении руд величина E_p может колебаться от 0,0175 до 0,0350 кг/дм² — в зависимости от изменяющегося параметра τ_0 в пределах от 190 до 550 Н/м².

Способ регенерации суспензии зависит от физических свойств утяжелителя. Ферросилиций, магнетит и пирротин извлекают в одну или две стадии на электромагнитных сепараторах: барабанных (ЭМБС 12) и ленточных (ЭЛС-12). Последние служат для перечистки хвостов в регенерации. Выделение утяжелителя при данном способе должно составлять не менее 99,5—99,9%.

Коагуляцию частиц суспензидов, указанных выше (ферросилиций и пр.), ликвидируют с помощью операции размагничивания.

При извлечении немагнитных утяжелителей (например, барита, галенита, арсенопирита) используется флотационный метод. Но здесь схема регенерации усложняется, поскольку для достижения высоких результатов необходима флотация с промежуточным сгущением камерных продуктов. Кроме того, для устранения пенообразования иногда приходится вводить операцию десорбции собирателя с поверхности утяжелителя.

Общие потери суспензидов с продуктами обогащения (хвостами регенерации и др.) составляют 0,1—0,75 кг/т исходной руды. При использовании ферросилиция подобные потери связаны также с его коррозией (особенно в агрессивных шахтных водах). Исследование влияния различных легирующих микродобавок в данном случае (пикеля, молибдена, меди и др.) показало, что только хром существенно повышает коррозионную стойкость ферросилиция.

§ 4. Конструктивные и технологические особенности тяжелосредних сепараторов для обогащения углей

Для обогащения углей крупностью более 13 мм преимущественное распространение получили корытные сепараторы с колесной разгрузкой (прил. 20).

Сепараторы типа СКВ (с вертикальным элеваторным колесом) предназначены для обогащения каменных углей, антрацитов и сланцев крупностью 13 (6) — 300 мм в магнетитовой суспензии плотностью от 1400 до 2200 кг/м³ с получением двух продуктов — всплывшего и потонувшего.

Сепаратор (рис. 82) состоит из ванны, устройств для разгрузки образовавшихся фракций и приводов этих устройств. На корпусе 1 размещены элеваторное колесо 2 и его привод 3, гребковый механизм 4 (тоже с приводом), опорные катки 5 и желоб 6 для приема всплывшего продукта. Корпус имеет четыре кронштейна 11 с отверстиями для установки и крепления аппарата на раме или опорных балках.

Исходное сырье по загрузочному желобу 8 поступает на поверхность суспензии в ванне сепаратора. Одновременно через нижний патрубков и распределительное устройство 7 сюда же (под слой сырья) подается транспортирующий и восходящий потоки тяжелой жидкости. В соответствии с ее плотностью в ванне происходит разделение материала: всплывший (концентрат или промпродукт) разгружается гребковым механизмом, а потонувший оседает в ковшах 10 элеваторного колеса и при его вращении удаляется из аппарата.

Внутренней частью своего кольца колесо 2 опирается на катки 5, имеющие винты для регулировки его положения относительно

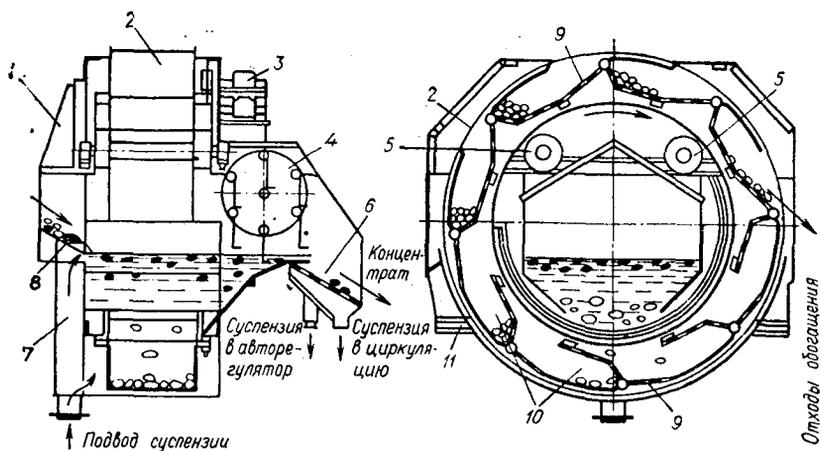


Рис. 82. Тяжелосредный сепаратор с элеваторным колесом СКВ.

корпуса сепаратора. Решетки 9, шарнирно-соединенные с ковшами, дают возможность потонувшей фракции загружаться в эти ковши с внутренней стороны элеваторного колеса, а выгружаться — с наружной.

В зависимости от схемы сборки аппарата осевший в ковшах продукт может уделаться из машины справа или слева от направления движения загружаемого материала.

Сепаратор СТТ-20* предназначен для обогащения исходного угля по двум плотностям разделения с выдачей концентрата, промпродукта и отходов. Благодаря конструктивным и технологическим отличиям (по способу подачи суспензии и перемещению обогащаемого сырья) удельный расход циркулирующей жидкости в данной машине значительно снижен. Он составляет $(6,9—8,3) \cdot 10^{-3}$ м³/с на 1 м ширины ванны для первой стадии и $(9,7—11,1) \cdot 10^{-3}$ м³/с — для второй (против нормативных 0,022 м³/с, предусмотренных для сепараторов СК и СКВ).

Показатели обогащения угля в 3-продуктовых сепараторах СТТ-20 аналогичны результатам, получаемым при использовании двух последовательно расположенных 2-продуктовых.

Основными узлами сепаратора СТТ-20 (рис. 83) являются: корпус состоящий из двух ванн 1 и 11, установленных на общей раме 10; элеваторные колеса 4 и 7, опирающиеся на опорные катки 6; погружатель 3; перегрузчик 5 и гребковый механизм 8.

Приводы элеваторных колес, погружателя, перегрузчика и гребкового механизма — индивидуальные.

Исходный материал по загрузочному лотку поступает в ванну 1, где разрыхляется и равномерно распределяется по всей ширине второй ванны (11). Погружатель 3 также способствует перемещению всплывшей фракции (концентрата и промпродукта) к перегрузчику 5. В ванну 1 по патрубкам подается суспензия высокой плотности разделения.

* Промышленно осваивается также сепаратор СТТ-32.

Потонувший продукт (отходы обогащения) удаляется элеваторным колесом 4, конструкция которого такая же, как и в сепараторе СКВ.

Смесь концентрата и промпродукта с потоком суспензии перемещается через разделительный порог перегрузчиком 5 в ванну 11. Поступившая сюда с твердыми фракциями жидкость разбавляется сливными водами регенерационного электромагнитного сепаратора до плотности, необходимой для выделения промежуточного продукта.

Потонувший промпродукт удаляется из аппарата элеваторным колесом 7. Всплывший во второй ванне концентрат транспортируется совместно с потоком суспензии гребковым механизмом в приемный желоб.

Поддержание равномерной плотности жидкой среды (при отсутствии восходящего потока) производится за счет перемещения части этой среды ковшами элеваторных колес из нижних слоев и подачи ее на поверхность суспензии в ваннах. Поток, захватывая практически все сечение ванн, препятствует образованию застойных зон, где может происходить осаждение утяжелителя.

Применение данных сепараторов позволяет упростить схемы обогащения труднообогащаемых коксующихся углей, разделение которых должно производиться на три продукта.

Ориентировочные расчеты показывают, что при этом можно на 30% сократить количество единиц оборудования и на 25% уменьшить

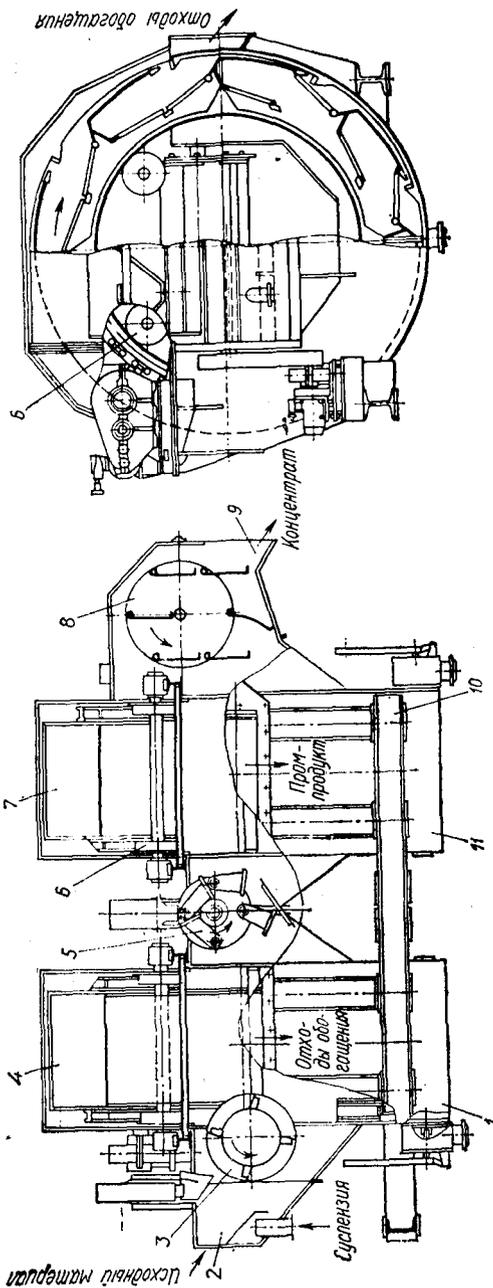


Рис. 83. Тяжелосредный трехпродуктовый сепаратор СГТ-20.

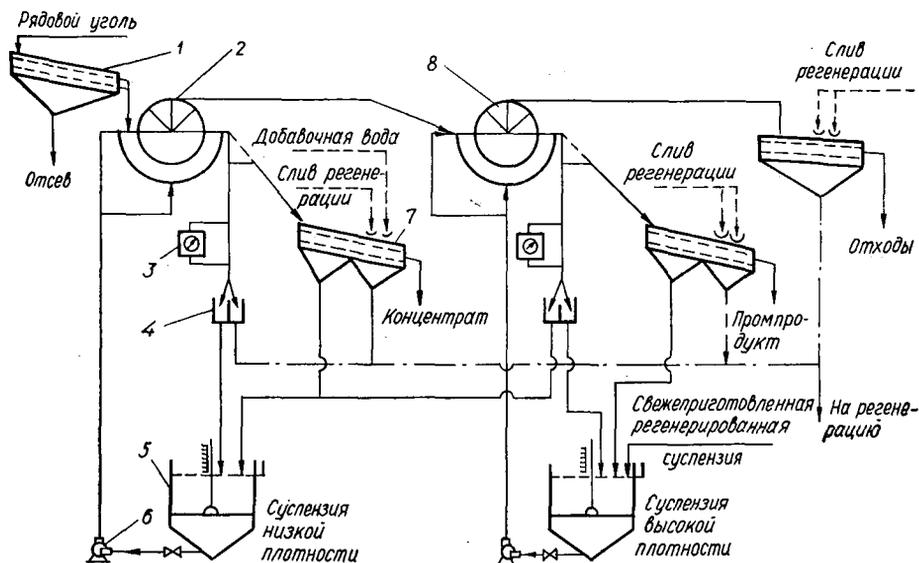


Рис. 84. Типовая схема обогащения крупного угля в тяжелой суспензии:
 1 — классификационный (обесшламливающий) грохот; 2 — тяжелосредный сепаратор;
 3 — плотномер; 4, 5 — делитель и сборник суспензии; 6 — насос; 7 — обезвоживающий
 грохот; 8 — тяжелосредный сепаратор второй стадии.

его вес, а также упростить компоновку оборудования по сравнению со схемой, предусматривающей установку двух последовательно расположенных 2-продуктовых аппаратов.

Технология обогащения углей в тяжелосредных сепараторах включает ряд подготовительных и вспомогательных операций с соответствующим аппаратным оформлением. В качестве тяжелой среды, как правило, применяют магнетитовые суспензии.

На рис. 84 показана типовая схема цепи аппаратов для двухстадиального обогащения угля с выделением: в первой стадии — концентратных фракций (плотностью менее $1400\text{--}1500\text{ кг/м}^3$), а во второй — породных (плотностью более $1800\text{--}1900\text{ кг/м}^3$). Такое обогащение называют разделением от меньшей плотности к большей.

При значительном содержании в исходном угле тяжелых фракций (особенно слабоструктурных размокаемых пород) целесообразнее применять обогащение от большей плотности к меньшей с извлечением отходов в первой стадии.

Представленная типовая схема включает следующие технологические операции:

1) подготовку угля перед обогащением (сухую или мокрую классификацию по граничному размеру зерна — 13 мм);

2) последовательное обогащение класса +13 мм в двух сепараторах с получением трех конечных продуктов — концентрата, промпродукта и отходов;

3) отделение кондиционной суспензии, отмывку утяжелителя и обезвоживание продуктов обогащения на грохотах;

4) циркуляцию суспензии требуемой плотности с автоматическим распределением потоков и регулированием этой плотности.

Питание сепараторов на первой и второй стадиях обогащения осуществляется из различных емкостей, содержащих жидкие среды необходимой плотности для данной стадии обогащения. Так, пополнение системы суспензией высокой плотности производят свежеприготовленной и регенерированной жидкостью (и наоборот).

Схема регенерации суспензии — общая для обеих стадий.

Выделение концентрата в первой стадии разделения рекомендуется как основной и наиболее экономичный вариант для обогащения углей с большим (более 50%) выходом легких фракций и при отсутствии быстроразмокаемых пород. При низком содержании этих фракций и наличии указанной породы целесообразно выделять ее в первой стадии.

При раздельном обогащении угля крупностью, например, 13—50 и 50—200 мм схема комплектуется: в первой стадии — двумя сепараторами для извлечения концентрата из каждого класса, а во второй — одним общим аппаратом для разделения микста (смеси фракций различной плотности) на промпродукт и отходы.

Регенерация суспензии при обогащении углей в тяжелых средах является важнейшей операцией, определяющей технологические результаты разделения и экономическую эффективность процесса. Основное ее назначение — наиболее полное улавливание утяжелителя из промывных и дренажных вод для его повторного использования, а также обеспечение работы сепараторов на суспензии заданных параметров по плотности и вязкости.

Технологическая схема регенерации суспензии включает следующие операции:

— сбор промывных и дренажных вод, содержащих магнетит, отмытый от продуктов обогащения оборотной и технической водой;

— отвод некоторой части рабочей суспензии, вмещающей угольный шлам, для последующей очистки;

— выделение магнетитового концентрата из всех промывных и дренажных вод;

— уплотнение регенерированной суспензии и возврат ее в систему циркуляции;

— вывод избыточного шлама с отходами регенерации.

Одним из самых существенных преимуществ магнетитовых суспензий является сравнительная легкость их регенерации на сепараторах типа ЭМБС и ЭЛС (см. § 3 данной главы). Эти машины, а также современные системы извлечения утяжелителя позволяют обеспечить его выделение, достигающее 99,9%.

Для одно- и двухстадиальных схем регенерации суспензии в настоящее время применяют серийно выпускаемые магнитные сепараторы ЭБМ-80/170 и ЭБМ-80/250 (прил. 21).

Показатели работы тяжелосредних сепараторов, характеризующие их производительность и технологическую эффективность, зависят от крупности обогащаемого угля, его фракционного состава, требуемой четкости разделения, реологических свойств суспензии, конструктивных особенностей машины и др.

Таблица 8. Средние удельные нагрузки тяжелосредних сепараторов

Класс крупности, мм	6—25	13—50	13—100	13—200	25—200	50—200
Удельная нагрузка, кг/с·м·0,28	35	50	60	70	80	90

При содержании в исходном угле более 50% легкой фракции расчет производительности ведется по всплывшему продукту в соответствии с нормами удельной нагрузки на 1 м ширины ванны сепаратора. Общая его производительность (кг/с)

$$Q = \frac{qB}{\gamma_k} 100, \quad (117)$$

где q — удельная нагрузка, кг/с·м;

B — ширина ванны, м;

γ_k — выход всплывшего продукта, %.

Анализ многочисленных фактических показателей работы отечественных и зарубежных углеобогатительных фабрик позволил рассчитать средние удельные нагрузки при обогащении различных классов крупности. Эти данные приведены в табл. 8.

Если в угле содержится более 50% потонувшей фракции, необходимо проверить производительность элеваторного колеса Q_n (кг/с) по его транспортной способности:

$$Q_n = 0,96KVnz\rho, \quad (118)$$

где K — коэффициент наполнения ковшей, равный 0,5—0,6;

V — емкость одного ковша, м³;

n — частота вращения элеваторного колеса, рад/с;

z — число ковшей, шт.;

ρ — насыпная масса потонувшей фракции, кг/м³.

Технологическая эффективность обогащения углей в тяжелосредних сепараторах характеризуется засорением полученных при этом продуктов посторонними фракциями в результате воздействия случайных факторов, к которым относятся: изменение свойств исходного сырья по крупности (фракционному составу и др.), колебания плотности и вязкости суспензии, увеличение или снижение нагрузки сепаратора и пр.

Величину засорения продуктов обогащения оценивают по содержанию в них фракций, плотность которых в концентрате выше заданной контрольной плотности, а в отходах — ниже ее. Засорение продукта определяется по наличию в нем легких и тяжелых фракций. Наиболее правильно устанавливать эффективность разделения в гравитационных процессах по величине среднего вероятного отклонения E_p .

При использовании суспензий нормальной вязкости в аппарате с гравитационным полем плотность их с достаточной точностью характеризует плотность разделения, которая в случае применения тяжелосредних гидроциклонов всегда будет несколько выше плотности

жидкой среды, поскольку в этих установках под действием центробежных сил происходит частичное ее сгущение: суспензия, уходящая с тяжелым продуктом, плотнее суспензии слива.

Экспериментально установлены зависимости среднего вероятного отклонения E_p (кг/дм³) от крупности обогащаемого угля и плотности разделения δ_p . Эти зависимости определяются рядом эмпирических формул. При крупности:

— в пределах 25—300 мм

$$E_p = 0,01\delta_p + 0,02, \quad (119)$$

— в пределах 13—150 мм

$$E_p = 0,015\delta_p + 0,02, \quad (120)$$

— в пределах 6—100 мм

$$E_p = 0,025\delta_p + 0,005, \quad (121)$$

где δ_p — действительная плотность разделения, кг/дм³.

В каждом конкретном случае по величинам E_p и δ_p рассчитывают ожидаемые показатели обогащения. Окончательные производственные нормы засорения устанавливаются при определении технологических режимов и заносятся в режимную карту тяжелосреднего сепаратора. Величина E_p при обогащении крупных углей колеблется в пределах 0,02—0,07, что несколько выше значений E_p , получаемых при соответствующей обработке руды.

§ 5. Тяжелосредние гидроциклоны

Применение данных установок обусловлено низкой эффективностью разделения мелких классов материалов в обычных тяжелосредних сепараторах, где скорость падения частиц в суспензии уменьшается пропорционально снижению их крупности и зависит от разности плотностей как этих частиц, так и жидкой среды.

Для того чтобы мелкие зерна полезного ископаемого успели расслиться в тяжелосреднем сепараторе, необходимо увеличивать его объемы (время разделения) и снижать удельные нагрузки. Очень мелкие частицы, особенно с плотностью близкой к плотности суспензии, в статических условиях практически разделить невозможно.

Повышение скорости разделения мелких и тонких зерен материала в тяжелых средах достигается снижением их вязкости или путем замены гравитационных сил центробежными.

Машины и аппараты, в которых процесс происходит под действием центробежных сил, делятся на две основные группы: центрифуги и гидроциклоны.

Известно промышленное применение горизонтальных шнековых центрифуг ГШ-12М для обогащения углей крупностью менее 13 мм в водном растворе хлористого кальция плотностью 1280—1300 кг/м³. Но использование таких установок ограничивается узкоспециальными целями и обходится слишком дорого из-за малопроизводительного оборудования и сложности регенерации жидкостной среды.

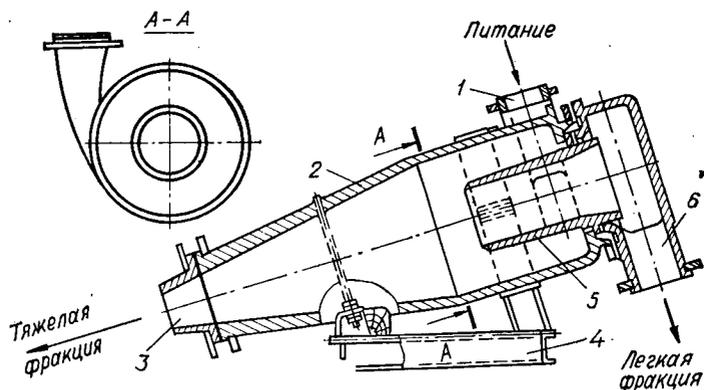


Рис. 85. Двухпродуктовый тяжелосредный гидроциклон.

В последние годы при обогащении углей мелких классов в тяжелой суспензии широкое распространение получили гидроциклоны. Принцип их работы заключается в следующем.

В двухпродуктовый тяжелосредный гидроциклон (рис. 85) исходное сырье поступает в смеси с суспензией через загрузочный патрубок 1 по касательной во внутреннюю полость цилиндрической части корпуса. Тангенциальный ввод разделительной среды под давлением формирует внутри аппарата вихревой поток с воздушным столбом вдоль оси. Благодаря центробежным силам тяжелый продукт перемещается к стенкам конической части корпуса 2, скользит по ним и удаляется совместно с частью суспензии через насадок 3. Легкий продукт проходит через сливную трубу 5 в разгрузочную камеру 6.

Гидроциклоны устанавливаются вертикально или (чаще — на раме) под определенным углом наклона к горизонту. Преимущества их перед аппаратами, где обогащение происходит только под действием сил тяжести, заключается в наличии центробежного поля, которое приводит к значительному (в десятки раз) увеличению скорости разделения материала по плотности.

В гидроциклонах, кроме того, образуется турбулентный вращающийся поток, разрушающий структуру суспензии, вследствие чего уменьшается ее динамическая вязкость, а это позволяет эффективно обогащать материал крупностью до 0,15—0,2 мм.

Экспериментальные и расчетные данные [74] свидетельствуют о том, что вязкость разделительной среды в гидроциклоне — величина переменная, зависящая не только от концентрации утяжелителя, но и от его гранулометрического состава, а также и градиента скорости движения суспензии. Тангенциальная эта скорость (v_T) связана с радиусом вращения потока (r) соотношением

$$v_T r^k = \text{const}, \quad (122)$$

где k — показатель степени, обуславливаемый многими факторами.

Кроме тангенциальной, конечная скорость движения суспензии

определяется также радиальной (направленной к центру вращения) и аксиальной (вдоль оси вращения).

В общем виде скорость движения жидкостной среды выражается функцией $v = f(r)$, где первая производная представляет градиент скорости $dv/dr = \text{grad } v$.

На рис. 86 показаны расчетные значения вязкости магнетитовой суспензии различной плотности в зависимости от величины указанного градиента. Как видим, с его возрастанием вязкость суспензии уменьшается и тем значительней, чем выше ее плотность.

Для обогащения руд тяжелосредние гидроциклоны пока не нашли заметного распространения. В основном они применяются с целью удаления пустой породы из полезного ископаемого после дробления перед измельчением, особенно при низком содержании ценного компонента в исходном продукте.

Представляется целесообразным использование для обогащения руд в тяжелых суспензиях так называемых вихревых гидроциклонов (рис. 87), где цилиндрическая часть расположена внизу, а коническая — вверх. Жидкостная среда вместе с рудой по тангенциальному питающему патрубку 1 подается в цилиндрическую часть 2 из напорной воронки, установленной на высоте 4—7 м от уровня упомянутого патрубка. Тяжелая фракция движется по внутренней стенке конусной части 3 и разгружается вверх через песковую насадку 4 в приемную камеру 5. Легкий продукт удаляется через сливной патрубок 7 в камеру 8.

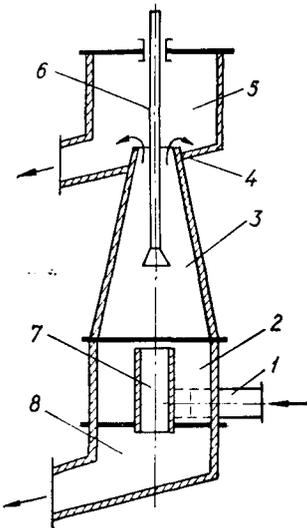


Рис. 87. Вихревой гидроциклон для обогащения руд в тяжелых суспензиях.

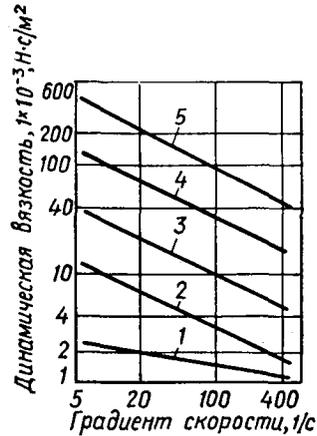


Рис. 86. Изменение динамической вязкости магнетитовой суспензии в зависимости от градиента скорости:

1, 2, 3, 4, 5 — плотность суспензии соответственно 1400; 1600, 1800, 2000 и 2200 кг/м³.

Особенностью данного аппарата является наличие воздушной трубки 6, расположенной по оси гидроциклона со стороны разгрузки тяжелой фракции. В результате контакта через эту трубку внутреннего воздушного столба с наружной атмосферой давление в нем остается постоянным (равным атмосферному).

Размещение насадки 4 вверх позволяет увеличить ее диаметр в 1,5—2 раза по сравнению с обычными гидроциклонами, что дает возможность обогащать сравнительно крупный материал.

Необходимая плотность разделения достигается:

— изменением плотности исходной суспензии, диаметров сливного патрубка и песковой насадки, а также высоты последней;
— передвижением воздушной трубки вдоль оси аппарата.

На опытно-промышленной установке в вихревом гидроциклоне обогащали разубоженную железную руду и марганцевую (концентрат II сорта) крупностью соответственно 30—0 и 25—0 мм: из первой выделяли до 25% отвальных хвостов с содержанием металла 10,5%, а из второй — 55,6% концентрата I сорта с содержанием ценного компонента 44,6%.

Фракционный анализ продуктов обогащения марганцевой руды показал, что при плотности исходной суспензии 2460 кг/м³ величина δ_p составила 2780 кг/м³, а эффективность разделения $E_p = 0,07$ кг/дм³. При испытаниях использовалась тяжелая среда, состоящая из смеси гранулированного ферросилиция и магнетитового концентрата в соотношении 2 : 3.

Первый промышленный комплекс обогащения карбонатных марганцевых руд в вихревых гидроциклонах освоен на одном из предприятий (ОФ) производственного объединения «Чиатурмарганец». Разделение исходного сырья крупностью 15—3 мм осуществляется здесь в две стадии аппаратами диаметром 500 мм и производительностью 50 т/ч. При $\delta_p = 2200$ кг/м³ (первая стадия) и $\delta_p = 2600$ кг/м³ (вторая) получают удовлетворительные по качеству концентрат, промпродукт и отходы. Расход магнетита составляет 3,9 кг на 1 т материала.

Тяжелосредные гидроциклоны для обогащения углей (прил. 22), находящие все более широкое применение на вновь строящихся и реконструируемых фабриках, предназначаются для разделения полезного ископаемого крупностью 0,5—6 и 6—25 мм (или 0,5—25 мм), а также переобогащения промпродукта отсадочных машин в одну или две стадии.

Двухпродуктовые гидроциклоны выпускаются серийно со специальным оборудованием, позволяющим комплектовать установки производительностью $1,4 \cdot 10^{-2}$ и $2,8 \cdot 10^{-2}$ кг/с. Такое оборудование, например для комплексов КГ-2/50 и КГ-2/100, включает следующие изделия (рис. 88): делитель суспензии 3, смеситель 2, гидроциклон 5, дуговые сита 6, брызгала веерные и ливневые — 8 и 9, резервуары некондиционной и кондиционной суспензии — 10 и 11.

Все эти изделия монтируются в схеме цепи аппаратов тяжелосредной установки, включающей грохоты: классифицирующий и обесшламливающий — 1, для отмывки утяжелителя отходов обогащения (или промпродукта) и концентрата — 12 и 7. Сюда же входит и электромагнитный сепаратор 4 для регенерации суспензии.

Исходный обесшламленный уголь движется в смеситель, куда подается магнетитовая суспензия из делителя. Смесь угля и рабочей жидкости (Т : Ж = 1 : 4) по трубопроводу направляется в гидроциклон. Здесь продукты (концентрат и отходы) поступают вначале на дуговые сита для отделения кондиционной суспензии, а затем — на обезвреживающие грохоты, где отделяется оставшаяся жидкостная среда и производится с помощью брызгал отмывка утяжелителя.

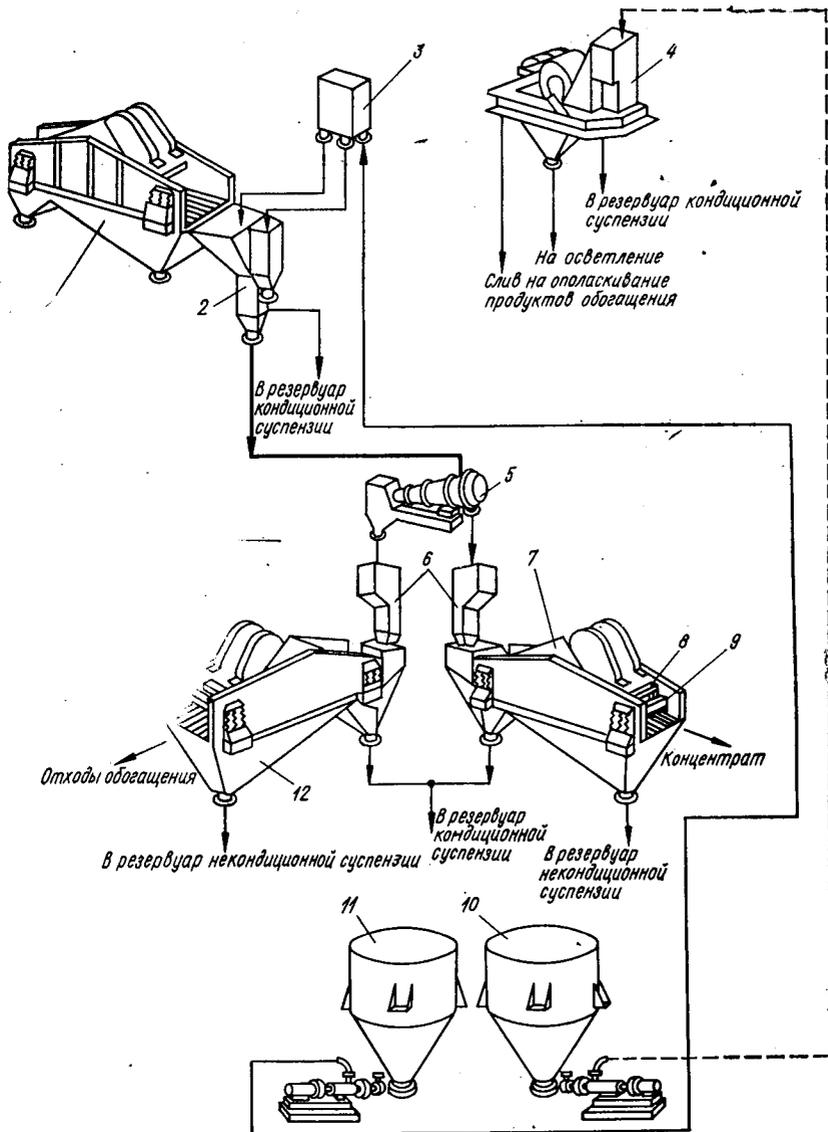


Рис. 88. Схема цепи аппаратов комплекса оборудования тяжелосредных гидроциклонных установок КГ-2/50 и КГ-2/100.

Кондиционная и разбавленная промывными водами суспензия направляется в соответствующие резервуары, а после — по назначению: в оборот или на регенерацию.

Установки КГ-2/100 и КГ-2/50 отличаются между собой конструкциями смесителя и количеством гидроциклонов (см. прил. 22).

Для получения трех продуктов обогащения в одну стадию применяют 3-продуктовый гидроциклон-сепаратор, состоящий из двух

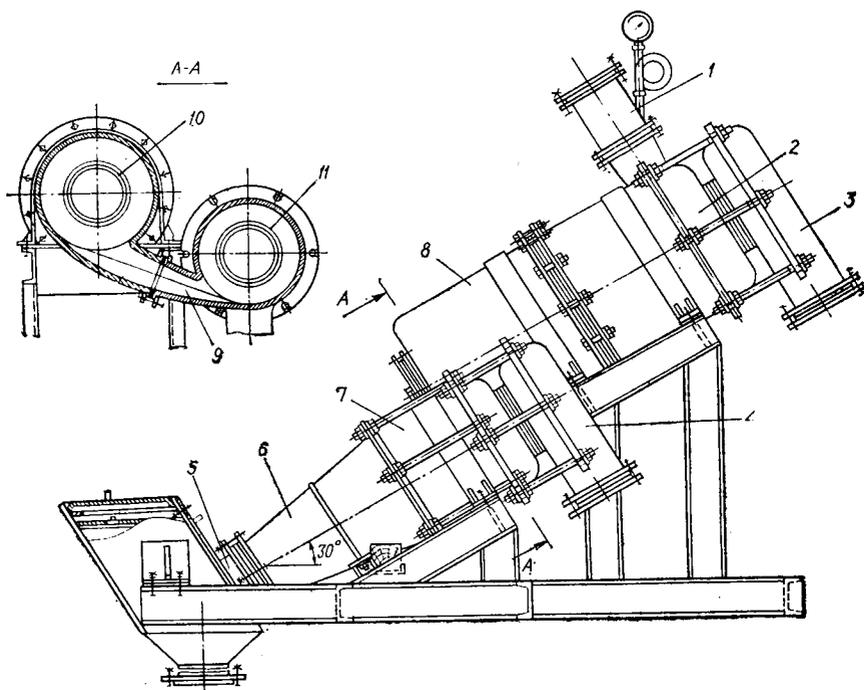


Рис. 89. Трехпродуктовый тяжелосредный гидроциклон ГТ-3/80.

последовательно установленных аппаратов (ступеней). Принцип разделения в данном случае основан на способности магнетитовой среды расслаиваться в центробежном поле, в результате чего плотность суспензии, переходящей из первого аппарата во второй, становится выше плотности исходной тяжелой жидкости.

Трехпродуктовый гидроциклон ГТ-3/80 (рис. 89) состоит из цилиндрической и конической ступеней. Принцип его работы заключается в следующем.

Исходное питание (смесь суспензии низкой плотности разделения и угля) через патрубок 1 поступает в загрузочную камеру 2 и далее (тангенциально) — в цилиндрический гидроциклон, где выделяются легкие концентратные фракции, подаваемые затем через патрубок в камеру слива 3.

Фракции промежуточной плотности и тяжелые (породные), образовавшиеся под действием центробежных сил, направляются через центральную насадку 10 в разгрузочную камеру 8 и далее по патрубку 9 — в такую же камеру 7 второй ступени гидроциклона, где процесс разделения осуществляется аналогично вышеописанному. Смесь промпродуктовых фракций (а данном случае — легких) перемещается по патрубку 11 в сливную камеру 4, а тяжелые продукты проходят коническую часть 6 и через породную насадку 5 поступают в приемник отходов.

Гидроциклон ГТ-3/80 может комплектоваться вспомогательным оборудованием аналогично комплексам типа КГ.

С учетом эффективности обесшламливания (допустимого засорения машинного класса мелкими зернами и потерь этого класса в подрешетный продукт) общая нагрузка на гидроциклонную установку (кг/с) может быть подсчитана по эмпирической формуле

$$Q_{\text{общ}} = \frac{75Q}{80 - \alpha}, \quad (123)$$

где Q — производительность гидроциклона по обесшламленному материалу, кг/с;

α — содержание в исходном угле зерен, имеющих размер меньше нижнего предела крупности машинного класса.

Производительность тяжелосредних гидроциклонов по пульпе ($\text{м}^3/\text{с}$) определяется таким образом:

— для конического двухпродуктового (включая вторую ступень трехпродуктового)

$$Q_{\text{п}} = 3,4 \cdot 10^{-4} d_{\text{сII}}^{0,7} d_{\text{н}}^{0,25} d_{\text{п}}^{0,37} \sqrt{H}, \quad (124)$$

— для трехпродуктового

$$Q'_{\text{п}} = 2,7 \cdot 10^{-4} K_{\text{н}} \sqrt{d_{\text{сI}}^2 d_{\text{сII}} d_{\text{с.п}}} \sqrt{H}, \quad (125)$$

где $d_{\text{сI}}, d_{\text{сII}}$ — диаметры сливных патрубков цилиндрической и цилиндроконической ступеней, см;

$d_{\text{н}}, d_{\text{с.п}}, d_{\text{п}}$ — соответственно диаметры нижней (разгрузочной) насадки, соединительного и питающего патрубков, см;

H — давление, м вод. ст.;

$K_{\text{н}} = 0,204 + 2,147 \cdot 10^{-3} \delta_{\text{с}} \quad \delta_{\text{с}} = 0,678 \cdot 10^{-3} \delta_{\text{с}}^2$ (здесь $\delta_{\text{с}}$ — плотность исходной суспензии, $\text{кг}/\text{дм}^3$).

Эффективность разделения угля зависит от его крупности, а также плотности $\delta_{\text{р}}$. Величина средневероятного отклонения по опытным данным выражается следующими зависимостями для гидроциклонов:

а) двухпродуктового

$$E_{\text{р}} = 0,03\delta_{\text{р}} - 0,015, \quad (126)$$

б) трехпродуктового — соответственно для первой и второй стадий

$$E_{\text{р}} = 0,04\delta_{\text{р}} - 0,10, \quad (127)$$

$$E_{\text{р}} = 0,045\delta_{\text{р}} - 0,015. \quad (128)$$

§ 6. Приготовление суспензий и регулирование параметров тяжелосреднего обогащения

Для приготовления суспензии требуемой плотности используют расчетные формулы

$$M_{\text{т}} = V\delta_{\text{т}} \frac{\delta_{\text{с}} - 1000}{\delta_{\text{т}} - 1000}, \quad (129)$$

$$M_{\text{ж}} = V \frac{\delta_{\text{т}} - \delta_{\text{с}}}{\delta_{\text{т}} - 1000}, \quad (130)$$

$$T : \mathcal{K} = \frac{M_{\text{т}}}{M_{\text{ж}}} = \frac{\delta_{\text{с}} - 1000}{\delta_{\text{т}} - \delta_{\text{с}}}, \quad (131)$$

где $M_{\text{т}}$, $M_{\text{ж}}$ — массы утяжелителя и воды в данном объеме суспензии, кг;

V — объем суспензии, м³;

$\delta_{\text{т}}$ — плотность утяжелителя, кг/м³.

Количество воды $\Delta V_{\text{ж}}$ (м³), необходимое для разбавления 1 м³ суспензии от плотности $\delta_{\text{с}}$ до плотности $\delta_{\text{с}}'$ ($\delta_{\text{с}}' < \delta_{\text{с}}$),

$$\Delta V_{\text{ж}} = \frac{\delta_{\text{с}} - \delta_{\text{с}}'}{\delta_{\text{с}}' - 1000}. \quad (132)$$

Масса утяжелителя $\Delta M_{\text{т}}$ (кг), добавляемая к 1 м³ суспензии для увеличения ее плотности от $\delta_{\text{с}}'$ до $\delta_{\text{с}}$,

$$\Delta M_{\text{т}} = \delta_{\text{т}} \frac{\delta_{\text{с}} - \delta_{\text{с}}'}{\delta_{\text{т}} - \delta_{\text{с}}}. \quad (133)$$

В качестве утяжелителей чаще всего применяют ферросилиций или магнетит. Гранулированный ферросилиций поставляется в готовом для использования виде, а обычный — в форме кусков или чушек размером 200—300 мм.

На рудообогатительных фабриках утяжелитель из кускового ферросилиция вначале подвергают дроблению в одну или две стадии

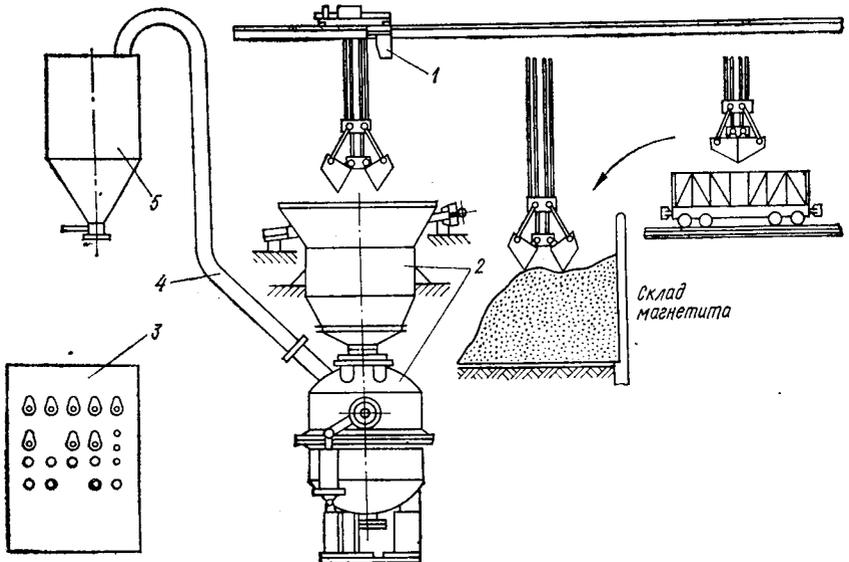


Рис. 90. Схема установки комплекса оборудования для автоматического приготовления и транспортирования суспензии (КАПТС):

1 — кран с грейфером; 2 — агрегат подготовки суспензии; 3 — станция автоматического управления; 4 — трубопровод подачи суспензии; 5 — бак кондиционной суспензии.

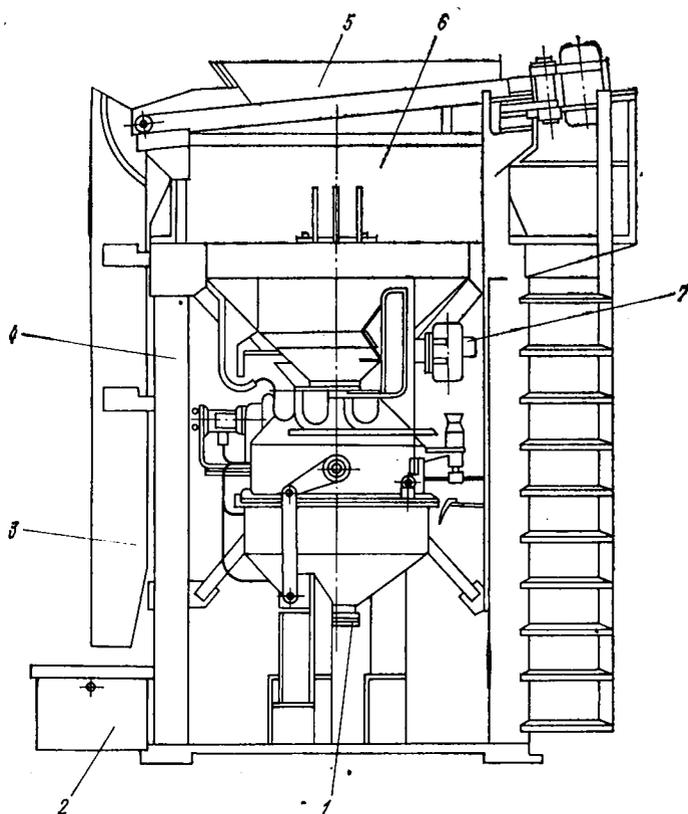


Рис. 91. Агрегат подготовки суспензии комплекса КАПТС.

и измельчению в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с гидравлическим классификатором. Максимальная крупность такого утяжелителя не должна быть выше 0,15—0,20 мм. Схемы приготовления суспензий в данном случае зависят от местных условий приема, складирования и транспортирования ферросилиция, а также способа его смешения с водой.

При обогащении углей в качестве утяжелителя обычно используют магнетит, поставляемый в готовом виде и представляющий собой порошкообразный железорудный концентрат крупностью менее 100 мкм. На углеобогащительных фабриках применяют комплекс оборудования для автоматического приготовления и транспортирования суспензии (КАПТС), включающий: мостовой грейферный кран 1 (рис. 90), устройство для закрывания люков полувагонов и (при необходимости) маневровые лебедки для механизации разгрузки и складирования магнетита.

Комплекс КАПТС (прил. 23) содержит также специальное нестандартное оборудование: агрегат для приготовления и транспортирования суспензии 2 (АПТС) и станцию автоматического управления 3.

Тяжелая жидкость заданной плотности подается по трубопроводу 4 в бак кондиционной суспензии 5.

Агрегат АПТС (рис. 91) включает: аппарат 1, представляющий собой сосуд, куда дозируют воду и магнетит; сборник инородных предметов 2, отделяемых виброситом 5; желоб 3; раму 4; аккумулялирующий бункер для магнетита 6 и вибропитатель 7.

Исходный магнетит грейферным краном подается в бункер 6 цилиндрической формы, имеющий суточный запас емкости. Наличие указанного минерала контролируется здесь электродным датчиком.

Сжатый воздух поступает через электромагнитный золотниковый распределитель и дроссель в специальные резиновые камеры, расположенные во внутренней конической части бункера. Под ним на опорах с резиновыми амортизаторами располагается вибропитатель 7, через разгрузочное отверстие которого утяжелитель дозируется в горловину сосуда 1.

Подаваемые внутрь этого сосуда вода и магнетит перемешиваются сжатым воздухом, служащим также для выдавливания тяжелой жидкости по трубопроводу 4 в сборник кондиционной суспензии 5 (см. рис. 86), где установлены датчики верхнего и нижнего уровней, регулирующие пополнение системы свежей разделительной средой.

Для работы комплекса агрегат АПТС необходимо подключить к водопроводу и сети сжатого воздуха, а станцию автоматического управления — к сети переменного тока.

В комплексе КАПТС обеспечиваются два режима работы — автоматический и дистанционный. При первом из них заливка аппарата водой, засыпка утяжелителя, контроль уровней магнетита, воды и суспензии, приготовление последней и ее транспортирование, а также световая сигнализация осуществляются автоматически. Схемой, кроме того, предусматривается подключение данной сигнализации при неполадках.

Комплекс КАПТС в системе автоматического режима может использоваться для поочередной подачи суспензии в две и более емкости. С этой целью на трубопроводе установлены электрозадвижки.

Чтобы расширить область применения комплекса КАПТС институт «Гипромашуглеобогащение» разработал новую его модификацию — КАПТ-2С для приготовления суспензии из двухкомпонентного утяжелителя: ферросилиция и магнетита. Предельная ее плотность повышена с 2100 до 2900 кг/м³.

Регулирование параметров тяжелосредного обогащения сводится к поддержанию постоянства заданной плотности δ_c и вязкости μ_c суспензии в разделительных аппаратах.

Величина μ_c контролируется периодически по траекториям свободного истечения из горизонтальной трубки струи жидкостной среды неизменной плотности. С увеличением вязкости и напряжения сдвига суспензии траектории эти становятся круче. Тогда большую часть рабочей жидкости выводят на регенерацию.

Параметр δ_c , как правило, регулируется автоматически. Для его определения, а также в качестве датчиков плотности применяются плотнометры различных конструкций — радиоизотопные и гидростатические.

Регистрирующие и регулирующие плотномеры обычно устанавливают на потоке рабочей суспензии, сбрасываемой с легкой всплывшей фракции из-под сливного кармана сепаратора (см. рис. 84), что обеспечивает более точные измерения.

Автоматическое регулирование (стабилизация) параметра δ_c осуществляется изменением расхода утяжелителя или воды. Обычно систему настраивают на выдачу более сгущенной регенерированной суспензии в сравнении с рабочей. Тогда плотность последней при постоянном количестве поступающего утяжелителя контролируется объемом подаваемой воды, расход которой изменяют с помощью разнообразных регулирующих органов и исполнительных механизмов.

Автоматические системы позволяют поддерживать постоянство плотности суспензии в пределах ее номинального значения.

Изменение уровня тяжелой жидкости в различных сборниках сепараторов производится уровнемерами общепромышленного назначения, из которых наибольшее распространение получили приборы ИКС-2Н с электродными датчиками. В качестве регуляторов здесь применяются простейшие релейные.

Оптимальные технологические показатели работы тяжелосредних сепараторов достигаются также автоматической стабилизацией нагрузки по исходному питанию и контролем количества всплывших и потонувших фракций.

ГЛАВА VIII. ОТСАДОЧНЫЕ МАШИНЫ

§ 1. Назначение и классификация

Отсадка как процесс эффективного разделения минеральных смесей при относительно низких материальных, трудовых и энергетических затратах занимает одно из ведущих мест в технологии обогащения полезных ископаемых (особенно неметаллических).

Сущность процесса отсадки заключается в разделении смеси зерен материала на слои различных плотностей в пульсирующем водном или воздушном потоке. Преимущественное распространение данный процесс находит для тех полезных ископаемых, которые содержат в основном свободные рудные и минеральные компоненты, отличающиеся плотностью.

Отсадка применяется для обогащения руд черных металлов, например марганцевых (Никополь-Марганецкий и Чиатурский бассейны). В этих рудах пустая порода представлена глиной и кварцем (в виде песка, гравия, щебня), а ценные минералы (псиломелан, манганит, пиролюзит) свободны или находятся частично в сростках.

Отсадка также практикуется в технологических схемах обогащения руд рассыпных месторождений олова, титана, циркония, алмаза и золотоносных песков.

Особенное распространение отсадка получила при обогащении углей. В СССР ей подвергается около 50% этого полезного ископаемого, а в отдельных странах (Польша, Япония) — более 60% [15].

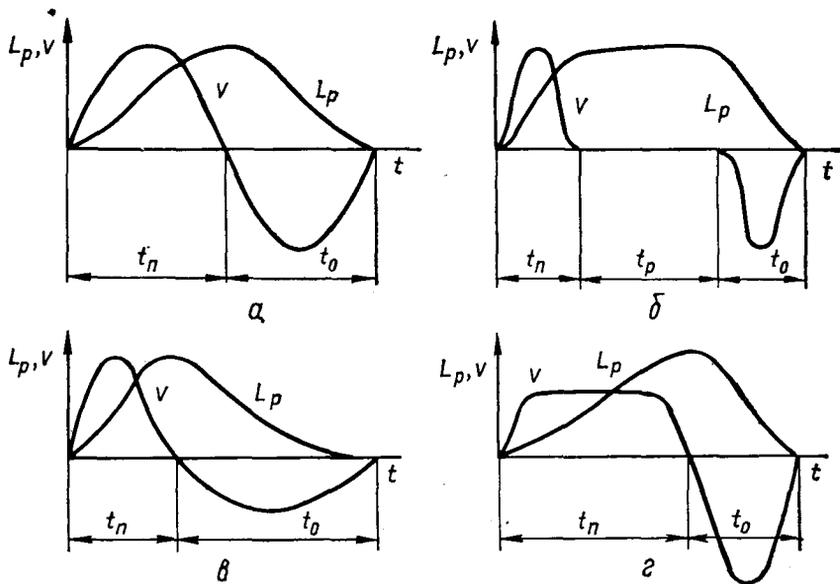


Рис. 92. Циклы отсадки:

а — синусоидальный (гармонический); б — Майера; в — Берда; г — Томаса; L_p, v — перемещение среды и ее скорость.

Отсадочная машина представляет собой устройство, в котором смесь зерен различной крупности и плотности, перемещаемая на решетке, периодически разрыхляется и уплотняется под действием восходящего и нисходящего потока воды (или воздуха). Вследствие различий в направлениях и траекториях движения указанных зерен происходит их перераспределение по высоте слоя материала таким образом, что внизу (на решетке) располагаются частицы максимальной плотности, а сверху (на слое) — минимальной.

Пульсирующее перемещение слоя может также осуществляться (при неподвижной водной среде) колебаниями решета, где находится сырье.

Слой обогащаемого материала называют *постелью* или *надпостельным слоем* (в последнем случае — это когда непосредственно на решетке имеется, как принято говорить, искусственная постель, состоящая из крупных тяжелых зерен руды или другого полезного ископаемого).

Для создания колебаний разделительной среды применяют поршни, диафрагмы и подзижные решета или периодически подают в машину сжатый воздух. Характер разрыхления постели и скорость ее расслоения по плотностям зерен зависят от закономерностей перемещения рабочей жидкости в течение одного периода колебаний. Эту закономерность называют *циклом отсадки*, элементами которого являются подъем, пауза и опускание среды.

Наиболее простой цикл — синусоидальный (рис. 92, а), его специфическая особенность — равенство скоростей подъема и опускания сре-

ды. Другие циклы отличаются продолжительностью перечисленных выше элементов: подъема (t_n), паузы (t_p) и опускания (t_o).

Цикл Майера характеризуется кратковременностью подъема и опускания жидкости, а также длительной паузой, цикл Берда — малым показателем t_n и большей величиной t_o при отсутствии паузы, цикл Томаса — малой скоростью подъема и большой — опускания (см. рис. 92, б, в, г).

Характер цикла оказывает влияние на отсадку лишь при незначительной частоте колебаний среды: 25—40 в минуту. Такой режим применяется при разделении крупного материала. При частоте свыше 100 в минуту указанное влияние намного снижается.

Разнообразие условий применения отсадочных машин привело к созданию многочисленных конструктивных разновидностей. Данные устройства отличаются по целевому назначению, принципу работы привода, способу разгрузки продуктов разделения, количеству получаемых продуктов и другим признакам.

При делении класса отсадочной машины на подклассы таким родовым признаком является рабочая среда, согласно которому все они (машины) подразделяются на гидравлические (с водной средой) и пневматические (с воздушной) [92]. Последние, функционирующие лишь на некоторых устаревших углеобогажительных фабриках, в конструктивном исполнении малоэффективны и, по-видимому, не найдут дальнейшего распространения, что позволяет упустить их описание в настоящей книге.

По видовому признаку, которым является рабочий орган, создающий колебательные движения, гидравлические отсадочные машины бывают: с подвижным решетом, поршневые, диафрагмовые и воздушно-золотниковые* (рис. 93). Здесь они названы в последовательности от менее к более сложным и от реже к чаще применяемым.

В пределах каждого вида машин могут быть выделены конструктивные типы, отличающиеся числом ступеней, направлением движения обогащаемых материалов (прямо- и противоточным), способом разгрузки тяжелых продуктов (комбинированным через решето или щель), конструкцией пульсаторов и т. д.

Отсадочная машина с подвижным решетом (см. рис. 93, а) состоит из секционного корпуса 4, в верхней части которого размещено решето 3. Размер его отверстий меньше минимального размера куса обогащаемого сырья.

Водная среда в машине остается относительно неподвижной. Колебания решету в вертикальном и горизонтальном направлениях передаются от эксцентрикового механизма 1 через систему рычагов 2. По мере движения слоя материала вдоль машины осуществляется его расслоение по плотностям. Тяжелый продукт уходит вниз через щели решета в конце каждой секции и далее посредством элеватора выгружается из устройства.

* Данное наименование, как более соответствующее сути видового признака, принято вместо укоренившегося по традиции термина «беспоршневые осадочные машины».

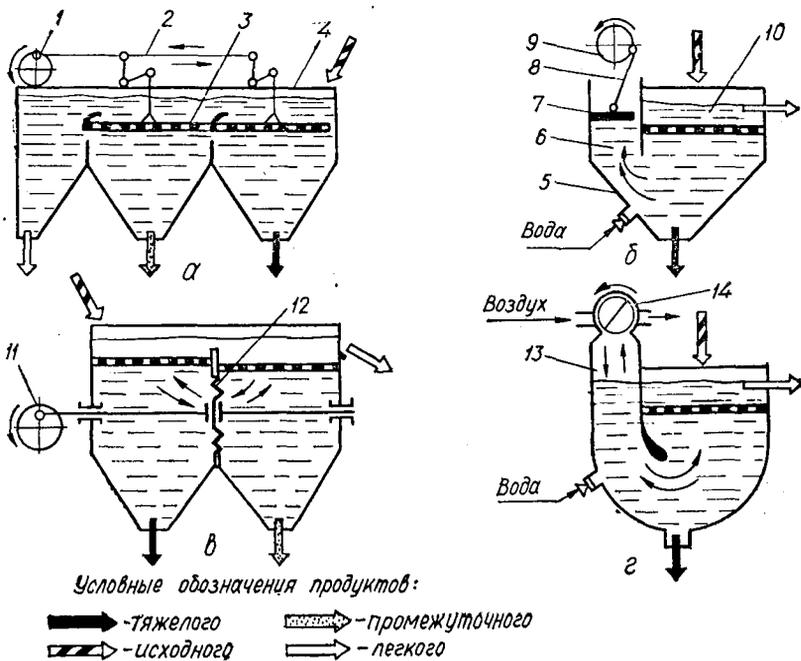


Рис. 93. Принципиальные схемы основных типов гидравлических отсадочных машин:

а — с подвижным решетом; *б* — поршневая; *в* — диафрагмовая; \cdot — воздушно-золотниковая.

Количество продуктов разделения зависит от количества секций. Машины с подвижным решетом находят ограниченное применение для обогащения марганцевой руды. Существенное их достоинство — незначительный расход воды на обогащение.

Поршневая отсадочная машина (см. рис. 93, *б*) состоит из корпуса 5, имеющего рабочее и поршневое отделение — 10 и 6. Решето в камере — неподвижное. Колебания жидкости и разделяемого материала вызываются перемещением поршня 7, связанного штоком 8 с эксцентриковым приводом 9. Работа машины обеспечивается подачей подпоршневой воды.

Легкий продукт выносится с потоком жидкости через борт установки, а тяжелый направляется в камеру через отверстия решета (при искусственной постели) или через щель в конце секции, затем он выгружается из машины с помощью элеватора или другого устройства.

Поршневые отсадочные машины не имеют широкого распространения вследствие низкой удельной производительности, а также большого расхода воды и электроэнергии. Они полностью вытеснены установками воздушно-золотникового типа.

Диафрагмовая отсадочная машина (см. рис. 93, *в*), используемая в основном при обогащении руд, отличается от поршневой наличием эластичной диафрагмы 12, связанной штоком с эксцентриковым приводом 11.

В различных типах изучаемых устройств диафрагмы могут распо-

лагаться следующим образом: горизонтально сбоку отсадочного решета; горизонтально и наклонно под решетом; вертикально (ступенями) в перегородке между смежными секциями (как на рисунке) или в стенке корпуса машины.

Положительной особенностью данной установки является постоянство хода диафрагмы, обеспечивающее «жесткий» режим пульсаций среды; недостаток — ограниченность производительности из-за невозможности значительно увеличить площадь осадочного решета, так как это вызывает нарушение равномерности пульсаций среды.

Воздушно-золотниковая отсадочная машина (беспоршневая) — наиболее совершенная в конструктивном и технологическом отношении (см. рис. 93, з). Пульсации воды в рабочем отделении создаются периодическим впуском сжатого воздуха в камеру 13 посредством роторного или клапанного золотникового пульсатора 14. При подаче воздуха разделительная среда поднимается вверх, а при выпуске опускается вниз.

Воздушные камеры в последних конструкциях машин размещены непосредственно под рабочим решетом.

Легкий продукт разгружается со сливом через борт установки, а тяжелой и промежуточной плотности — в щели, расположенные в конце каждого рабочего отделения.

Воздушно-золотниковые отсадочные машины преимущественно используются при обогащении угля и реже — руд.

§ 2. Основы механизма расслоения материала в отсадочной машине

Несмотря на широкое промышленное применение отсадки для обогащения различных полезных ископаемых, единого общепризнанного представления о механизме расслоения материала в данном случае не существует. В соответствующих теоретических исследованиях определились два принципиальных направления: детерминистское и массово-статистическое.

Детерминистские модели отсадки основаны на рассмотрении движения отдельных частиц (скоростей и ускорений) в зависимости от их размера, плотности, формы и др. Анализируются силы, действующие на частицу, составляются и решаются уравнения ее движения при выбранных начальных и граничных условиях. При этом расчеты проводятся для некоторых средних (данного класса) частиц, поскольку учесть индивидуальные особенности каждой из них не представляется возможным.

Дифференциальное уравнение, описывающее перемещение отдельной частицы (зерна) в постели отсадочной машины при отсутствии транспортного потока вдоль нее, имеет следующий вид:

$$\frac{dv_{ч}}{dt} = \frac{\delta_{т} - \delta_{ж}}{\delta_{т}} g - \frac{\delta_{ж}}{\delta_{т}} \frac{du}{dt} - \frac{6\psi_{ст}\delta_{ж}\left(\frac{u}{v} - v_{ч}\right)^2}{\Pi d_{э}\delta_{т}} - \frac{6R_{м}}{\Pi d_{э}^3\delta_{т}}, \quad (134)$$

где $v_{\text{ч}}$ — скорость частицы, м/с;
 t — время, с;
 $\delta_{\text{г}}, \delta_{\text{ж}}$ — плотности зерна и жидкости, кг/м³;
 u — скорость жидкости, м/с;
 $\psi_{\text{ст}}$ — коэффициент сопротивления при стесненном движении частицы;
 ν — коэффициент изменения скорости жидкости в промежутках между зернами;
 $d_{\text{э}}$ — диаметр частицы, эквивалентный диаметру шара, м;
 $R_{\text{м}}$ — сила механического взаимодействия между зернами, Н.

Существует ряд других подобных уравнений, учитывающих горизонтальное движение потока транспортной воды в машине, инерционные силы и силы сопротивления, возникающие при соударениях частиц между собой, и другие факторы [87]. Эти уравнения имеют, естественно, более сложный характер и трудно поддаются обычным методам решения.

Детерминистское направление в исследованиях механизма расслоения при отсадке исходит из двух гипотез — начальных скоростей и таких же ускорений. Первая из них полагает, что в начале процесса, когда скорость восходящего потока сравнительно невелика, а ускорения жидкости достигают относительно больших значений, частицы перемещаются в разрыхленной постели согласно законам стесненного падения. Практическим выводом данного предположения является следствие, рекомендуемое проводить отсадку мелкого материала на повышенных частотах колебаний среды.

Вторая гипотеза допускает, что движение зерен сырья происходит в начале процесса благодаря различной инерционности частиц, обусловленной их плотностью и крупностью. Эта гипотеза допускает возможность отсадки материала в широко классифицированном виде.

Рассматривая перемещение отдельной частицы с позиций классической механики, детерминистские модели не могут объяснить внутренний механизм разделения массы материала. Главный их недостаток заключается в том, что скорость естественного падения и ускорения отдельных зерен анализируется без учета реальных условий, характеризующих отсадочную постель в течение всего процесса.

Поскольку указанные условия непрерывно меняются, будет неправомерным составлять и анализировать уравнения движения частицы для полного цикла. Следует также отметить, что для отдельных его периодов, в частности, применительно ко времени, когда отсадочная постель находится в разрыхленном состоянии, эти уравнения могут реально отражать некоторые стороны механизма расслоения в зависимости от физических свойств частиц и гидродинамических параметров движения жидкости.

Массово-статистические модели отсадки основаны на исследовании движения не отдельных зерен, а их совокупности, параметры которой обусловлены многообразием физических свойств отдельных частиц.

При отсадке в разрыхленной постели происходит непрерывное взаимное перемещение зерен при общей тенденции каждой их груп-

пы с близкими физическими свойствами передвинуться в свой слой равновесия. Такое перемещение носит случайный характер, зависящий от многих факторов, но в связи с их массовостью подчиняющийся закономерностям теории вероятностей и математической статистики.

На основе массово-статистического подхода к изучению отсадки разработано три гипотезы механизма расслоения материала под действием пульсирующих колебаний водной среды: суспензионная, энергетическая и вероятностно-статистическая.

Первая из названных гипотез рассматривает постель отсадочной машины как суспензию определенной плотности, в которой тяжелые частицы тонут, а легкие всплывают [58]. Эта гипотеза не учитывает влияние параметров движения жидкости на состояние постели в различные периоды цикла отсадки, взаимодействие отдельных частиц и другие факторы, но допускает ряд искусственных и малообоснованных предпосылок.

Вторая гипотеза предполагает нерасслоенную отсадочную постель как механически неустойчивую систему, обладающую определенным запасом потенциальной энергии.

При подводе к указанной системе внешней энергии (потока жидкости) силы сцепления и трения между зернами уменьшаются, и они начинают передвигаться таким образом, чтобы занять место, соответствующее запасу их потенциальной энергии, зависящей от начального положения частицы и ее физических свойств (крупности и плотности).

Вся система стремится к состоянию с минимальным запасом потенциальной энергии и максимальной устойчивостью. Такому состоянию отвечает разделение смеси на отдельные слои со снижающейся крупностью и плотностью зерен по высоте отсадочной постели.

Энергетическая гипотеза, несмотря на некоторые существенные недостатки, позволяет раскрыть общую статистическую суть расслоения и установить кинетику разделения во времени.

Третья гипотеза, развитая главным образом советскими учеными [73; 25; 83; 97], рассматривает отсадку на основе вероятностно-статистических закономерностей перехода частиц различной плотности и крупности из беспорядочного состояния в упорядоченное, характерное для расслоенной постели. Такое состояние достигается совокупностью двух процессов:

- закономерным перемещением центра группирования однородных по свойствам зерен;
- случайным передвижением частиц относительно указанного центра, стремящимся нарушить достигнутое расслоение.

В наиболее общем виде процесс разделения при отсадке математически может быть описан следующим уравнением Колмогорова:

$$\frac{\partial W}{\partial t} = - \frac{\partial}{\partial x} (A, W) + \frac{\partial^2}{\partial x^2} (B, W), \quad (135)$$

где W — плотность распределения вероятности перемещения зерен в слой dx ;

A — коэффициент, характеризующий передвижение частиц вследствие действия гравитационной силы и сопротивления среды;

B — коэффициент перемешивания зерен под влиянием случайных факторов.

Если принять, что вероятность перехода тяжелых частиц в нижние слои больше, чем в верхние и что она является постоянной во всей области постели, выражение (135) преобразуется в формулу диффузии в поле силы тяжести, известную как уравнение Фокера-Планка:

$$\frac{\partial W}{\partial t} = A \frac{\partial W}{\partial x} + B \frac{\partial^2 W}{\partial x^2}. \quad (136)$$

Данное уравнение при различных начальных и граничных условиях, определяющих вид распределения частиц по высоте постели, решают на ЭВМ. Таким образом устанавливается извлечение легких и тяжелых фракций в продукты разделения.

Рассматривая отсадку как массовый процесс и применяя закон действия масс, можно записать уравнение кинетики этого процесса (скорости разделения) в виде

$$dP_T/dt = -KP_T, \quad (137)$$

где P_T — количество узкой элементарной фракции в постели отсадочной машины на данный момент времени t ;

K — константа скорости процесса расслоения.

Решив выражение (137), получим

$$P_v = P_n (1 - e^{-kt}), \quad (138)$$

где P_v , P_n — количества узкой элементарной фракции, выделившейся в свой слой и содержащейся в исходном продукте.

Формула (138) характеризует кинетику отсадки, то есть скорость процесса перемещения фракций в соответствующие продукты разделения.

§ 3. Диафрагмовые отсадочные машины

В настоящее время наибольшее распространение получили две разновидности таких машин (прил. 24): с горизонтальной диафрагмой в виде конического днища (МОД-2, МОД-3) и с вертикальной (МОД-4).

Диафрагмовая отсадочная машина МОД-3 (рис. 94), предназначенная для обогащения руд крупностью до 15 мм, состоит из корпуса 1, имеющего три камеры (в машине МОД-2 — их две). Колебания водной среды здесь создаются движениями (вверх-вниз) конусов 2, установленных на пружинах 3 и связанных шарнирами с коромыслом 4, которое, в свою очередь, соединено шатуном 7 с эксцентриком 8, расположенным на валу 9. Последний вращается посредством шкивов 10 и 11, а также клиноременной передачи от электродвигателя 12. Конус третьей камеры имеет самостоятельный (аналогичный) привод.

В нижней своей части каждый конус содержит устройство 5 для периодической (или непрерывной) разгрузки продуктов разделения, а в верхней — резиновую кольцевую диафрагму 6, которая герметически соединяет его с основанием конической камеры.

Амплитуда колебаний подвижного конуса регулируется изменением величины эксцентриситета поворотом втулки относительно вала 9, а также затяжкой гаек. Требуемая частота качаний конуса устанавливается подбором диаметра шкива 11 на валу электродвигателя.

В верхней части машины имеются поперечные и продольные планки 20, где уложено решето 18. На нем размещается каркас 17, в ячейки которого укладывается искусственная постель. Для ее равномерного распределения решето и каркас прижимаются распорными досками 16 и клиньями 15.

Материал подается в машину по желобу 19 и движется с водным потоком к сливному порогу 14. Тяжелые продукты, проходя под решето через искусственную постель, разгружаются через конусные краны или насадки 5, а легкие (хвосты) — через сливной порог (самотеком).

Для работы отсадочной машины необходима так называемая подрешетная вода. Она поступает по трубам, подводимым к каждой камере от общего коллектора 13. Давление воды составляет 0,6—2,0 кгс/см².

В качестве искусственной постели при обогащении руды крупнос-

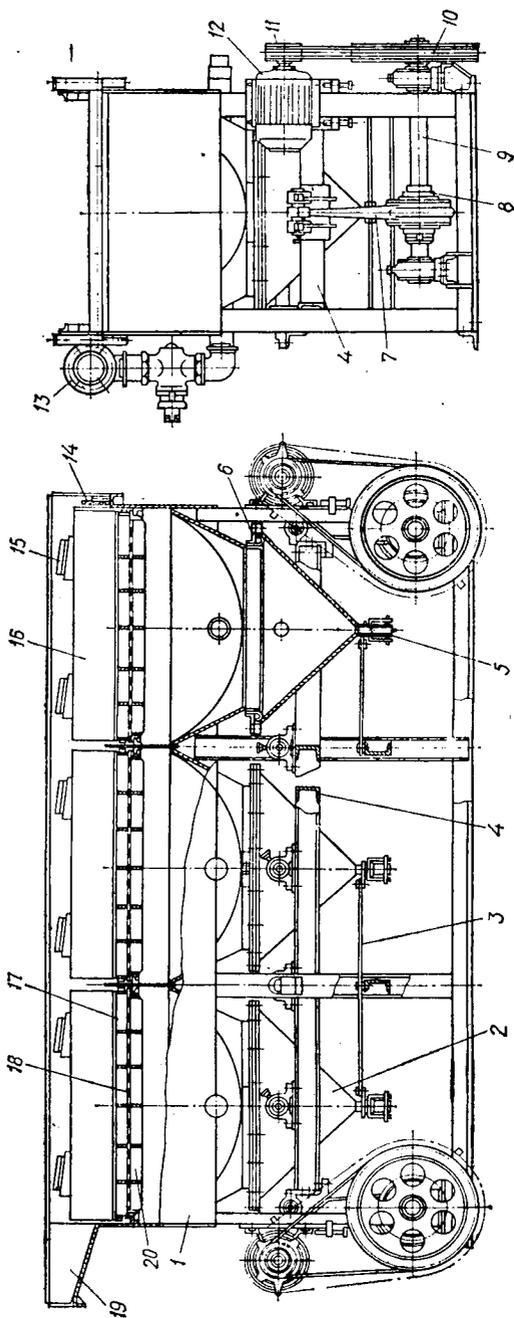


Рис. 94. Диафрагмовая отсадочная машина с подвижными коническими днищами МОД-3.

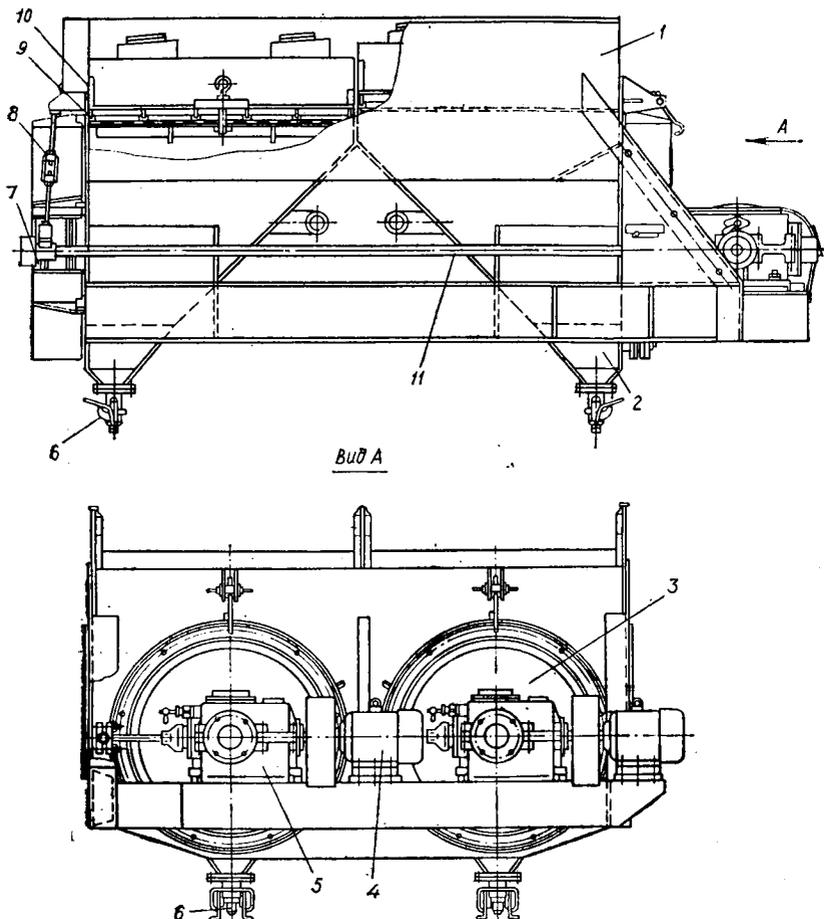


Рис. 95. Диафрагмовая отсадочная машина МОД-4.

тью менее 3—5 мм используют магнетит, буровую металлическую дробь (при отсадке золотосодержащих пород) и др. Размер частиц постели от 4 до 15 мм, а высоту ее слоя (25—80 мм) выбирают в зависимости от крупности разделяемого материала.

Диафрагмовая отсадочная машина МОД-4 (рис. 95) отличается от двух предыдущих (МОД-2 и МОД-3) вертикально расположенными диафрагмами, установленными в боковых стенках четырех пирамидальных камер 2, объединенных корпусом 1. В каждой из них вмонтированы диафрагмы 3. Колебательные движения последним сообщаются от двух приводов, состоящих из электродвигателя 4, редуктора-преобразователя 5 и системы, непосредственно связанной с диафрагмами, — штанги 11, траверсы 7 и ее подвеса 8.

Отсадочные решета 9 в первых двух камерах (на рисунке справа) расположены выше, чем в последующих (по ходу материала). Это обес-

печивает продвижение сырья вдоль машины. Тяжелые частицы проходят через искусственную постель, попадают в пирамидальные камеры, откуда периодически или непрерывно выпускаются посредством разгрузочного устройства 6. Легкие частицы (отходы) выносятся потоком воды через сливной порог 10.

Боковое размещение диафрагм приводит к неравномерным пульсациям воды, что наряду с некоторыми конструктивными и эксплуатационными недостатками машин МОД-4 ограничивает область их использования.

Одной из модификаций данных установок является двухкамерная машина МОД-2П, где применены оригинальные разгрузочные устройства (водоструйные насосы) и гидроэлеваторы с обезвоживателями, расположенными непосредственно над машиной. Эти устройства позволяют отделить от тяжелых продуктов воду и вернуть ее снова в процесс.

Диафрагмовые отсадочные машины МОД-2 и МОД-3 предназначаются для обогащения железной и мелкой мытой марганцевой руд (в последнем случае — как для основных, так и доводочных операций) с целью получения концентратов I и II-го сорта из низкосортных разделяемых продуктов.

Известно также, что диафрагмовые машины применяются для обогащения мытых бедных окисленных и рассыпных руд крупностью 0,1—3,0 мм. Перед отсадкой материал обесшламливается в речных классификаторах и гидроциклонах. В слив удаляются тонкие глинистые частицы размером менее 0,1 (0,15) мм. Содержание твердого в питании установок достигает 50—55%, удельная нагрузка равна 1,1—1,4 кг/м² · с. Если в исходной мытой руде 43—44% железа, то его содержание в концентрате составит 55—56%, а в отходах 33—35%. Извлечение металла в концентрат 50—65%.

Разделение на диафрагмовых машинах оловянных руд, обеспечивающее эффективный выход крупнозернистого кассстерита, применяется для предварительного обогащения и получения конечных концентратов. При этом максимальная крупность питания установок составляет 5—20 мм.

Отсадку материала крупностью менее 2—3 мм производят на машинах с искусственной постелью. Хвосты обычно не направляют в отвал, а подвергают доизмельчению, после чего классифицируют на тонкие фракции и обогащают на переситных отсадочных машинах или концентративных столах.

На рассматриваемых установках обогащают также вольфрамовые коренные руды и россыпи с размером частиц менее 10—15 мм для получения кондиционного и черного концентратов.

Параметры регулирования диафрагмовых отсадочных машин следующие: нагрузка по твердому и пульпе, подача «подпоршневой» воды, частота и амплитуда пульсаций. При использовании этих машин в циклах измельчения и классификации с целью выделения крупнозернистых ценных минералов (вольфрамит, танталит и др.) удельная нагрузка достигает 15—25 т/ч·м².

§ 4. Воздушно-золотниковые отсадочные машины для обогащения руд

Данные машины (взамен поршневых, диафрагмовых и др.) нашли распространение в последние годы (прил. 25).

Отсадочная машина ОМР-1 (МОБМ-10) — первая воздушно-золотниковая установка, специально созданная для обогащения руд черных металлов (рис. 96). Она может состоять из ряда (двух-шести) унифицированных камер 10, имеющих рабочее (отсадочное) и воздушное отделения — 9 и 7.

Колебания воды в камерах создаются сжатым воздухом, поступающим из воздухоборника 2 через роторный золотниковый пульсатор 3 в отделение 7.

При подаче воздуха уровень воды в отделении 7 понижается, а в отсадочном — повышается. При выпуске же воздуха в атмосферу все происходит наоборот, вследствие чего совершаются колебательные движения воды в отделении 9, куда поступает руда.

Отсадка материала производится через слой искусственной постели, расположенной в ячейках решетки на рабочем сите 4. Тяжелые частицы, прошедшие через постель и сито, разгружаются из нижней части камер посредством выпускных устройств 8. Легкий продукт (хвосты) удаляется через регулируемый порог в конце машины 11 и частично — через специальные сливные окна в боковых стенках камер 5.

Вращение ротора пульсатора контролируется приводом, состоящим из редуктора с коробкой скоростей 12 и электродвигателя 13. Система движущихся частей окожужена сеткой 1. Подрешетная вода подается из общего коллектора 6 по патрубкам, имеющим поворотные заслонки для регулирования ее расхода по отдельным камерам.

Роторный пульсатор (одна из конструкций) представляет собой золотниковое устройство (рис. 97), состоящее из цилиндрического корпуса 1, внутри которого на валу 2 вращается ротор 3, приводимый в движение через муфту 4. Этот ротор имеет два отделения с окнами для впуска и выпуска воздуха из машины соответственно по каналам 6 и 7.

При поступлении воздуха впускное окно совмещается с отверстием канала 6, а отверстие другого канала закрывается стенкой ротора.

При выпуске воздуха (см. рис. 97, в) канал 6 закрывается, а канал 7 открывается, и воздух уходит через торцовое отверстие 8 ротора в атмосферу.

Количество поступающего в пульсатор воздуха регулируется положением дроссельной заслонки 5 на входном раструбе. Окна в роторе расположены диаметрально. Переход от впуска к выпуску осуществляется без паузы. Сечение окна 7 уменьшено на 20% по сравнению с окном 6, что обеспечивает асимметричность воздушного цикла.

Машина ОМР-1 имеет секционную конструкцию и может быть собрана в различных вариантах с площадью отсадки от 6 до 12 м². Управление установкой производится с самостоятельного пульта или диспетчерского пункта; она снабжена системой автоматического регулирования равномерности питания и контрольной аппаратурой.

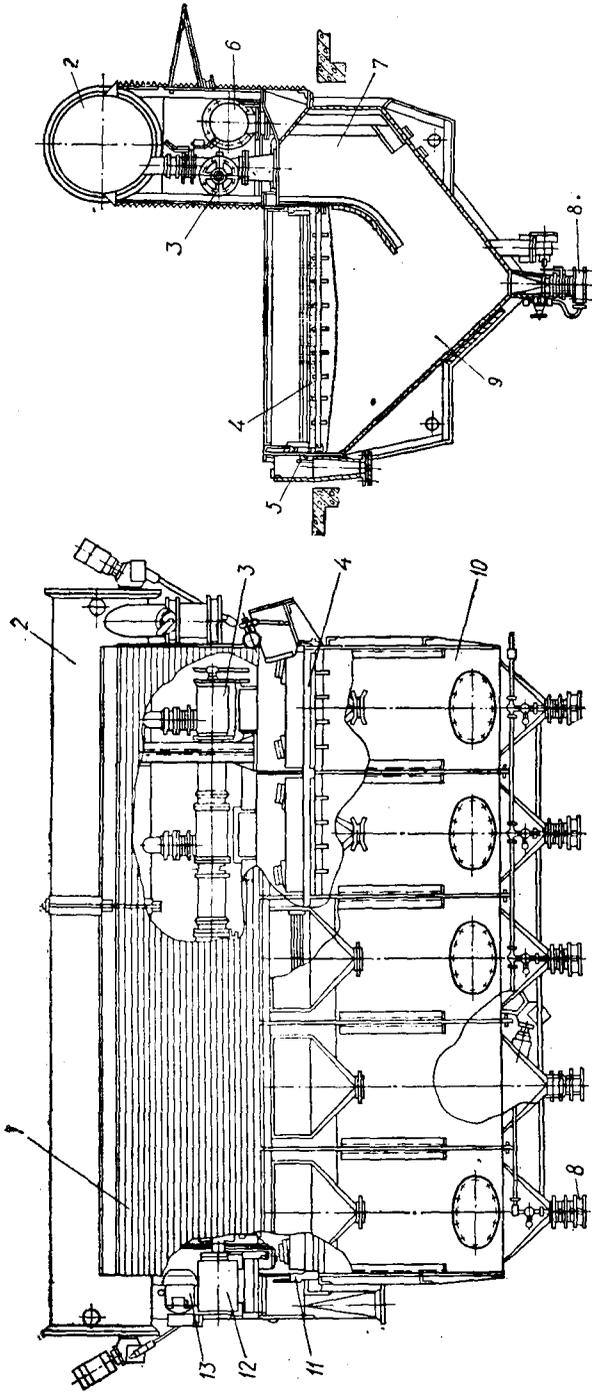


Рис. 96. Отсадочная машина ОМР-1 (МОБМ-10).

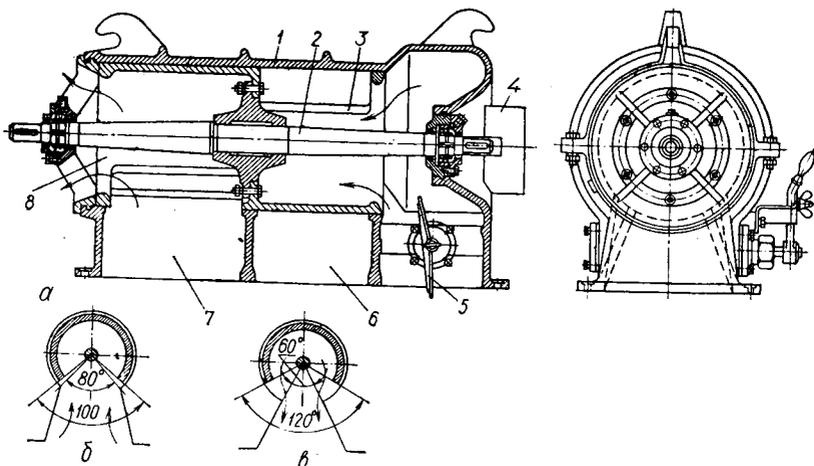


Рис. 97. Роторный пульсатор:

а — конструкция; *б, в* — схемы выпуска и впуска воздуха.

Исследования показали, что в машинах типа ОМР-1 с боковым размещением воздушных камер равномерность пульсаций в рабочем отделении при его ширине более 2 м нарушается. Это ограничивает возможное увеличение площади отсадки в данной машине, а значит, и ее общую производительность.

Более совершенные в конструктивном и технологическом отношении отсадочные машины, где воздушные (пульсационные) камеры расположены непосредственно под решетом. Такое их расположение позволяет сохранить требуемую равномерность пульсаций воды по всему рабочему отделению и увеличить площадь отсадки. Примером подобной установки является машина ОПМ-35, предназначенная для обогащения руд крупностью 0,2—5 (8) мм.

Отсадочная машина ОПМ-35 состоит из пятисекционного корпуса, сменных кассет с решетами, пневматической системы пульсаторов с воздухохраником, водяного коллектора для подачи подрешетной воды и разгрузочных устройств для тяжелых продуктов в виде гидроциклонов малого диаметра со сменными резиновыми насадками.

Основное принципиальное отличие машины ОПМ-35 от ОМР-1 заключается в том, что каждая ее секция имеет расположенную под решетом воздушную камеру, стенки которой образуют проточное устройство диффузорного типа. Такое конструктивное решение выполнено по типу отсадочных машин ОМ-12 и ОМ-18-1, применяемых в угольной промышленности (см. ниже).

Сравнительные испытания машин ОПМ-35 и ОМР-1 проводились на бурожелезняковой лисаковской руде крупностью 0,15—1,6 мм. Искусственной постелью высотой 130—140 мм служила металлическая дробь размером 5 мм. При работе в разных режимах из питания, содержащего 41,9—42,8% железа, были получены концентраты с качеством 45,4—46,3% металла. Выход этих концентратов — 61,0—

65,6%, а извлечение железа — 65,3—70,8%. Получены также продукты с содержанием металла 35—38%.

Технологические параметры работы машин, оцениваемые суммарным извлечением железа в концентраты и их выходами, показали равноценность обеих установок, но оказалось, что производительность первой из них (ОПМ-35) в два раза выше (33,3 кг/с), а удельный расход воды на тонну обогащаемого материала ($2,5 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{кг}$) почти втрое ниже.

Прямоточная воздушно-золотниковая отсадочная машина ОП-14К (см. прил. 25), служащая для обогащения средних и крупных классов руд черных и цветных металлов, состоит из четырех унифицированных камер 1 (рис. 98), смонтированных по длине в корпус установки. Каждая из них имеет роторный пульсатор 3, расположенный над общим воздухоборником 9, и трубу 10 для подвода сжатого воздуха и создания колебаний воды в камере.

В проточной части каждой камеры размещено с небольшим наклоном в сторону движения материала решето 5. Под ним по всей площади установлены вертикальные трубы с диффузорами 6, у основания которых эти трубы приварены к горизонтальному листу по кромкам отверстий таким образом, что между трубами и листом образуется герметическая воздушная камера. Сюда подается сжатый воздух из пульсаторов для создания колебаний воды, движущейся внутри указанных труб и диффузоров. Наличие последних обеспечивает равномерные пульсации надрешетного слоя материала, который, двигаясь вдоль машины по решетку, расслаивается на фракции различной плотности.

Отсадка производится с естественной постелью. Тяжелые мелкие частицы уходят непосредственно через решето, а крупные — через автоматические разгрузочные устройства 4 (в конце отделений) попадают в карманы 11 и удаляются из нижней части машины ковшевыми обезвоживающими элеваторами.

Легкие фракции (отходы) транспортируются горизонтальным водным потоком вдоль установки и разгружаются через регулируемый по высоте порог 8 в конце машины.

Подрешетная вода в каждую камеру поступает из общего коллектора 2 по трубопроводам с регулирующими задвижками. Привод пульсаторов 7 позволяет изменять на ходу частоту вращения ротора.

Машина ОП-14К (в сравнении с поршневыми, диафрагмовыми и др.) конструктивно сочетает ряд преимуществ, обеспечивающих возможность:

- регулирования в процессе работы частоты и амплитуды пульсаций;
- отсадки материала крупных классов при толщине естественной постели до 500 мм;
- автоматизации разгрузки концентратов;
- создания равномерных колебаний водного потока по площади решета;
- дистанционного контроля за работой установки и управления ею с диспетчерского пункта.

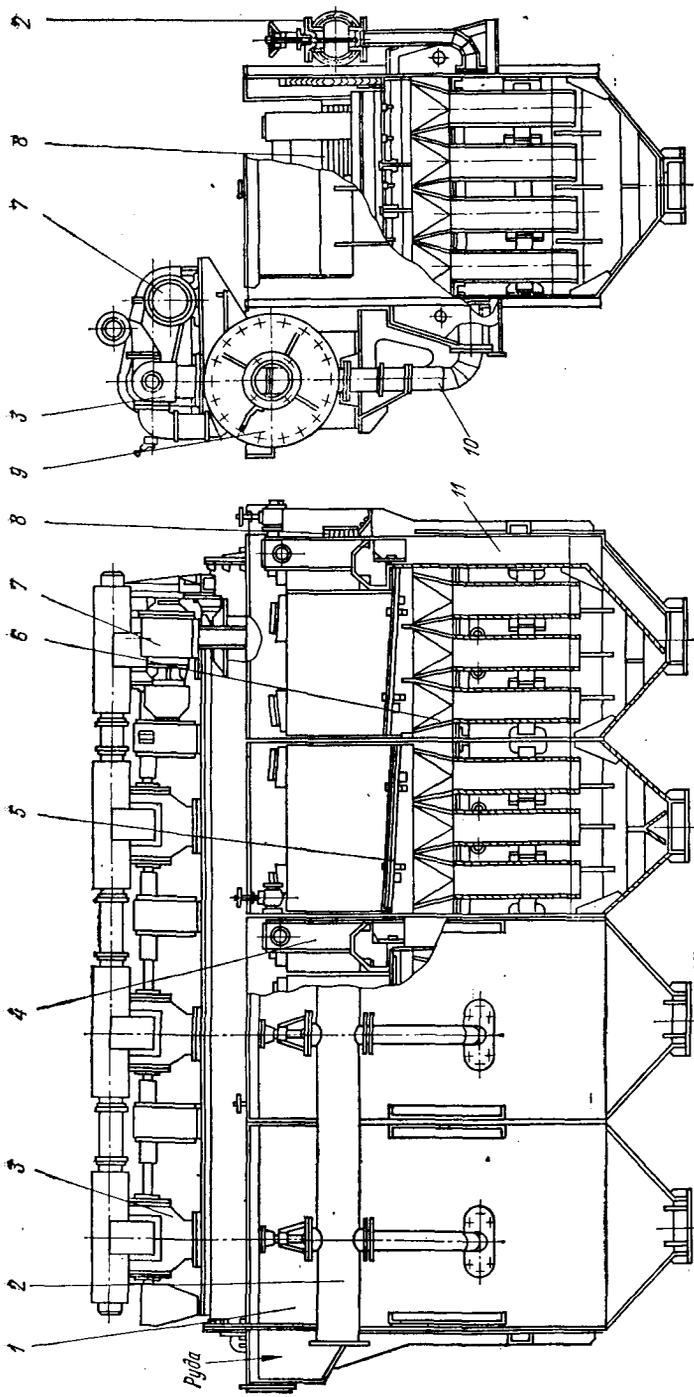


Рис. 98. Воздушно-золотниковый отсадочная машина ОП-14К.

Как показали испытания, удельная производительность машин ОП-14К (по сопоставлению, например, с диафрагмовыми) в два раза выше. Потери тяжелых концентратных фракций с отходами практически отсутствуют. При этом определены следующие параметры разделения. Эффективность $E_p = 0,08—0,09$ кг/дм³, погрешность $I = 0,054—0,057$ и плотность $\sigma_p = 2480—2580$ кг/м³.

§ 5. Воздушно-золотниковые отсадочные машины для обогащения углей

Раньше при обогащении углей применялись самые разнообразные типы и конструкции отсадочных машин. Но с течением времени опыт их эксплуатации и развитие соответствующей теории доказали несомненные преимущества воздушно-золотниковых установок. Наиболее совершенные из них — серийно выпускаемые модернизированные машины типа ОМ, выполненные из отдельных унифицированных отделений на различную производительность.

Для обогащения коксующихся и энергетических углей используются отсадочные машины ОМ-8-1, ОМ-12-1 и ОМ-18-1, а для антрацитов — ОМА-10 (прил. 26). В опытно-промышленной эксплуатации находится установка ОМ-24-1 с рабочей площадью 24 м².

Отсадочная машина ОМ-12-1 (ОМ-18-1) имеет три отделения 1: загрузочное, промежуточное и разгрузочное (рис. 99). Корпус каждого из них состоит из двух однометровых секций (отсеков) с водовоздушными камерами 3, расположенными под решетками. Над этими камерами установлены щелевые решета 2, являющиеся рабочими поверхностями машины. Они могут быть полиэтиленовыми или металлическими штампованными. При обогащении углей класса 0,5—150 и 13—150 мм решета в загрузочном отделении размещаются под углом 2°.

В конце корпуса каждого отделения имеется разгрузочная камера 14, в верхней части которой установлен шибер 13 для регулирования высоты порога перед последующим отделением. В нижнюю часть данной камеры вмонтирован разгрузчик, состоящий из вращающегося ротора 5 и шибера 4, предназначенного для регулирования щели перед ротором в зависимости от крупности поступающего сюда материала. Разгрузочное устройство приводится во вращение электроприводом 15.

На корпусах расположены (с правой или левой боковой стороны) три воздушных коллектора 10, в верхней части которых есть фланцы для присоединения к трубам, подающим сжатый воздух.

Рядом с каждым таким коллектором находится по два пульсатора клапанного типа 9. Управление ими осуществляется посредством электропневмопривода, обеспечивающего изменение частоты пульсаций и соотношения периодов впуска, паузы и выпуска воздуха. Этот привод (см. ниже) размещается рядом с машиной. Из пульсаторов воздух по трубам 7 подается в камеры 3.

На корпусе машины справа или слева устанавливается также водяной коллектор 8 с фланцами для подсоединения к водопроводной сети фабрики и с вертикальными трубами 6, через которые жидкость поступает в подрешетное пространство каждого отсека.

В разгрузочном отделении имеется специальное устройство 11 для улавливания щепы и удаления ее с частью транспортной воды в проем, расположенный на боковине корпуса.

Для размещения машины на несущих строительных конструкциях внизу корпуса предусмотрена воронка с опорами 16, служащая также для сбора разгружаемого материала.

Подача воздуха по отделениям регулируется в помощью задвижек на коллекторах 10, а по отсекам — изменением хода выпускных клапанов пульсаторов.

Сбоку на каждом корпусе отделения находится камера-глушитель, соединяемая с выхлопными окнами пульсаторов. На ней есть фланец для подключения к трубе, по которой отработанный воздух направляется за пределы здания.

Поступление подрешетной воды в отсеки регулируется заслонками коллектора 8.

Перед загрузочным отделением имеется механизм для обесшламливания материала и его равномерного распределения по ширине машины.

Благодаря удачному устройству водовоздушных камер обеспечивается ритмичность пульсаций по всей ширине отсадочного отделения, а также уменьшены размеры и масса машины, снижены динамические нагрузки на строительные конструкции. Унификация узлов установки позволяет комбинировать по секциям и отделениям извлечение тяжелых фракций и направлять их в соответствующие обезвоживающие элеваторы с применением различных вариантов схем компоновки машин с данными элеваторами.

Для предотвращения срабатывания постели при снятии нагрузки предусмотрен специальный датчик, установленный в загрузочном отделении. С помощью этого датчика производится пуск и остановка пульсаторов.

Процесс отсадки осуществляется следующим образом. Исходный уголь вместе с транспортной водой подается в машину на решето загрузочного отделения. В результате пульсаций воды материал по мере перемещения вдоль камеры расслаивается на отходы, промпродукт и концентрат.

Отходы обогащения и промежуточный продукт поступают в соответствующие воронки корпусов и затем — в башмаки обезвоживающих элеваторов, а концентрат вместе с транспортной водой направляется через сливной порог разгрузочного отделения в приемный желоб.

Во время работы машины высота естественной постели автоматически поддерживается в заданных параметрах в помощью регулятора уровня 12 (АРУ), связанного в системой, контролирующей выпуск тяжелых продуктов.

В разгрузочном устройстве машин типа ОМ (рис. 100) перемещающийся по сити 9 тяжелый продукт попадает в горизонтальную щель и далее в глубокий аккумулирующий карман 3, выгрузка из которого осуществляется автоматически посредством вращающегося роторного разгрузчика 7, приводимого в движение от электродвигателя 4 через редуктор 5.

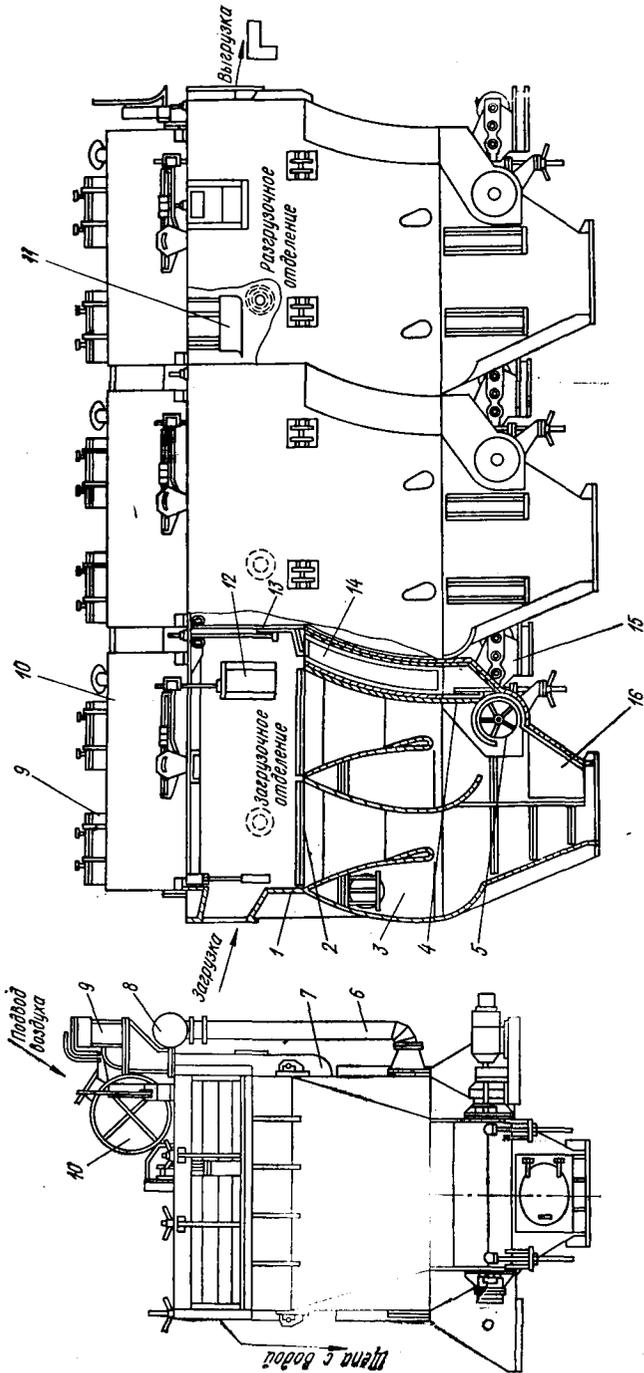


Рис. 99. Отсасочная машина ОМ-12-1 (ОМ-18-1).

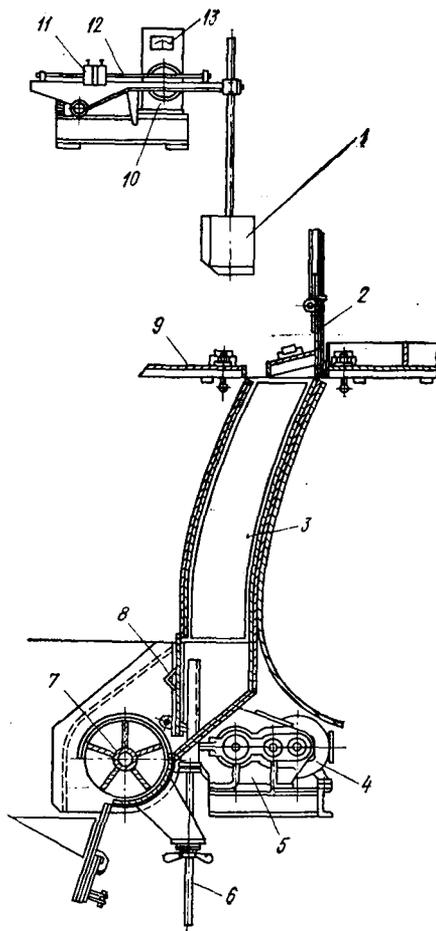


Рис. 100. Разгрузочное устройство отсадочных машин типа ОМ.

регулировку частоты и цикла пульсаций в широких пределах, состоит из следующих основных узлов: электронного блока вынужденных колебаний, электропневмопривода, клапанного пульсатора* и датчика нагрузки.

Блок вынужденных колебаний предназначен для формирования и выдачи на катушки электромагнитов указанного привода управляющих импульсов, определяющих длительность впуска и выпуска воздуха, а также паузы между ними.

Электропневмопривод (рис. 101), служащий для периодической подачи сжатого воздуха в пневмобаллоны клапанных пульсаторов

Частота вращения разгрузчика 7 изменяется также автоматически — в зависимости от толщины слоя тяжелых фракций на решете. При ее увеличении поплавковый датчик 1, поднимаясь, воздействует на реостатный датчик 10, включенный в цепь управления электродвигателя 4. Последний прибавляет в оборотах, что приводит к повышению частоты вращения роторного разгрузчика и увеличению скорости удаления материала из кармана. При понижении толщины контролируемого слоя поплавковый датчик опускается и скорость эта замедляется.

Первоначальная регулировка системы автоматической разгрузки осуществляется вручную шибром 2, установленным в конце горизонтальной щели, а также изменением положения вертикального шибера 8 с помощью винтового устройства 6. При этом также регулируется положение поплавкового датчика перемещением на рычажной системе 12 контргрузов 11. Предусмотрена, кроме того, возможность визуального наблюдения за датчиком 1 по шкале уровня постели 13.

Система автоматического управления воздушным режимом отсадочных машин типа ОМ, позволяющая производить плавную регу-

* Количество таких пульсаторов определяется числом секций отсадочной машины.

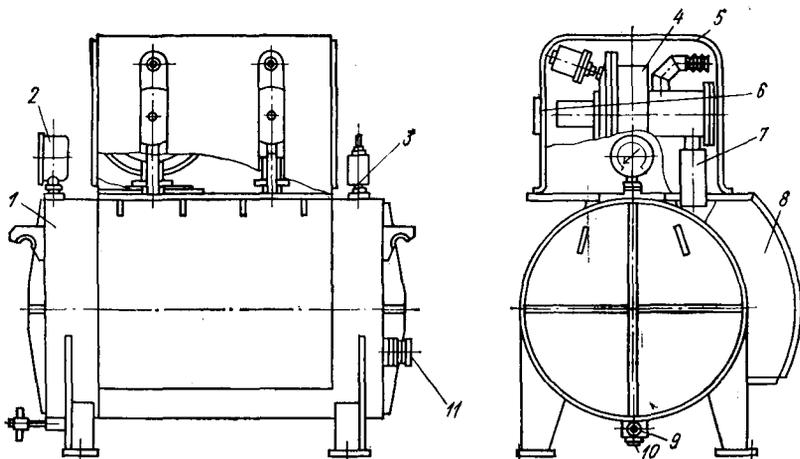


Рис. 101. Электропневмопривод отсадочных машин типа ОМ.

(см. ниже) и выпуска его в атмосферу, включает в себя: коллектор 1, на котором установлены два электропневматических клапана 4; манометр 2 для визуального контроля величины давления сжатого воздуха; предохранительный клапан 3.

Электропневматические клапаны обеспечивают: один из них — работу клапанов пульсаторов, подающих воздух в камеры 3 (см. рис. 99), а другой — действие тех клапанов, которые осуществляют его выпуск.

Воздух, уходящий из пневмобаллонов, отводится в глушитель 8 с помощью рукавов 7. Клапаны 4 закрыты кожухом 5, в котором предусмотрены отверстия для подвода шлангов, соединяющих с пневмобаллонами нагнетательные патрубки этих клапанов, а также для смазки одного из их подшипников (для других имеются отверстия в кожухе 6, закрытые крышками).

Для продувки и промывки коллектора установлены винт 9 и пробка 10. Сжатый воздух в данный коллектор подводится через патрубок 11.

Электропневматический клапан (рис. 102) представляет собой пневмоусилитель электрических сигналов, поступающих из блока управления. При обесточенном электромагните 2 полость А клапана сообщается с атмосферой, и от избыточного давления в полости Б штока 5 с мембраной 3 перемещается в крайнее правое положение. Впускной клапан 4 открывается, сжатый

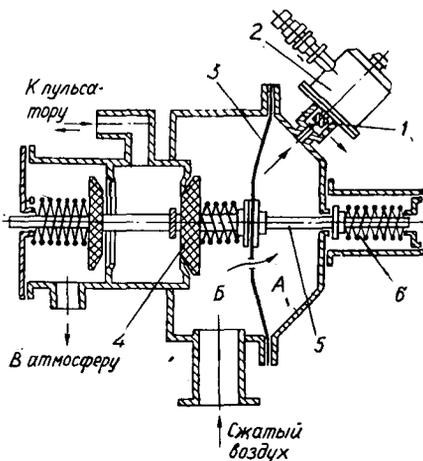


Рис. 102. Электропневматический клапан.

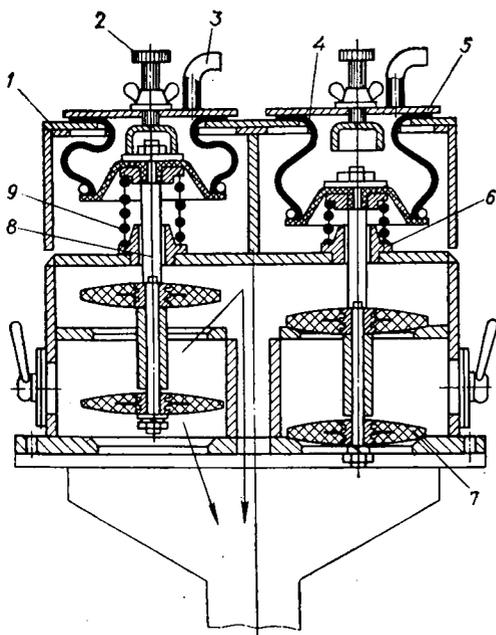


Рис. 103. Клапанный пульсатор отсадочных машин типа ОМ.

воздух через штуцер 3 (см. рис. 103) направляется в пневмобаллон; впускное окно пульсатора закрывается

При поступлении сигнала с блока управления на катушку электромагнита якорь 1 (см. рис. 102) перекрывает отверстие, сообщающее полость А с атмосферой, давления в полостях А и Б выравниваются, и под воздействием пружины 6 шток передвигается в крайнее левое положение. Впускной клапан закрывается, а выпускной — открывается, сообщая полости пневмобаллонов с атмосферой. При этом выпускной клапан пульсатора под действием пружины перемещается вверх, открывая его впускные окна.

Выпускной клапан пульсатора работает аналогично (под управлением второго электропневматического клапана).

Пульсатор (рис. 103) состоит из сварного корпуса 1, внутри которого во втулках 6 передвигаются два штока 8 с закрепленными на них клапанами 7 для впуска и выпуска воздуха. К этим штокам и крышкам 5 присоединены пневмобаллоны 4. Ход клапанов регулируется винтами 2, что позволяет изменять величину проходных сечений окон для подачи воздуха и выпуска его из машины.

Клапаны перемещаются в нижнее положение (закрывают проходные окна) при поступлении сжатого воздуха в пневмобаллон через штуцер 3 из электропневматического клапана. Впускные проходные окна открываются пружиной 9, при этом воздух из пневмобаллонов уходит в атмосферу, а выпускной клапан пульсатора закрыт. После окончания заданного периода подачи воздуха в машину клапан выпуска закрывается, выдерживается необходимая пауза, и клапан выпуска открывается. Затем полный цикл отсадки повторяется.

Автоматические системы управления воздушным режимом и выгрузки тяжелых продуктов из машин типа ОМ содействуют получению высоких показателей их работы.

Технологические результаты отсадки угля характеризуются взаимосорениями конечных продуктов обогащения, а также средними вероятными отклонениями E_p и погрешностью разделения 1.

Показатели работы отсадочных машин значительно колеблются в зависимости от качественной характеристики обогащаемого угля, удельных нагрузок на установку и режимных параметров. В среднем

по промышленным данным засорение концентрата породными фракциями составляет 0,2—0,3% (при крупности 6—80 мм) и не превышает 0,5—0,7% (угли класса 0,5—13,0 мм). Для этих же классов крупности потери легких фракций в отходах находятся на уровне соответственно 0,3—0,4 и 0,4—0,5% при благоприятном составе промпродукта.

Показатели погрешности разделения I изменяются в пределах 0,14—0,16 при низкой его плотности ($\delta_p \approx 1500 \text{ кг/м}^3$) и 0,16—0,18 — при высокой ($\delta_p \approx 1800 \text{ кг/м}^3$).

Отсадочная машина ОМА-10 (рис. 104) создана специально для обогащения антрацитов. Она находит все большее применение на действующих фабриках при их реконструкции (взамен моечных желобов), а также на вновь строящихся предприятиях.

Машина состоит из двух отделений — загрузочного 6 и разгрузочного 1, разделенных на односторонние секции (отсеки), которых имеется: в первом из названных отделений — три, а во втором — два. В каждом отсеке установлены водовоздушные камеры 5, расположенные под решетками 7. Специальная дуговая форма этих камер способствует упорядоченному направленному действию восходящих и нисходящих потоков воды при их колебании в машине.

Решета 7, выполненные в виде карт площадью по 0,5 м², в загрузочном отделении размещены под углом 3°, а в разгрузочном — горизонтально. Крепятся они специальными болтами к продольным листам, находящимся в корпусе между камерами.

В конце каждого отделения расположены разгрузочная камера 2 и порог с регулируемым по высоте шибером, который поднимается и опускается маховиками 13, установленными на двух винтах. Ширина данной камеры в загрузочном отделении равна 0,4 м, в разгрузочном — 0,3 м.

В нижней части камер 2 смонтированы секторные разгрузочные устройства 4 дуговой формы со свободной внутренней поверхностью, благодаря чему обеспечивается возможность удаления кусков отходов обогащения и промпродукта размером до 0,25 м (без заклинивания).

Сектор разгрузочного устройства передвигается из одного крайнего положения в другое приводом 3, состоящим из пневмоцилиндра, подвешенного шарнирно на опоре, и рычага, один конец которого закреплен также шарнирно на штоке пневмоцилиндра, а другой — жестко на оси устройства.

Внизу корпуса есть воронка сбора разгружаемых отходов обогащения с опорами 14 для установки машины. На торцевой стенке таких воронок имеются люки 15 для осмотра и ремонта устройств 4. В верхней части корпуса на одной из боковых сторон расположены два съемных воздушных коллектора 9. На нижней их стороне размещены воздухопроводы для подключения к камерам 5 и ресиверу, а на боковой — камера-глушитель, соединенная с выхлопными окнами пульсатора переходными патрубками.

Сверху на коллекторах 9 установлены роторные пульсаторы 10 с приводом 12, позволяющим с помощью сменных шкивов регулировать скорость вращения золотников. Эти пульсаторы, конструкция которых

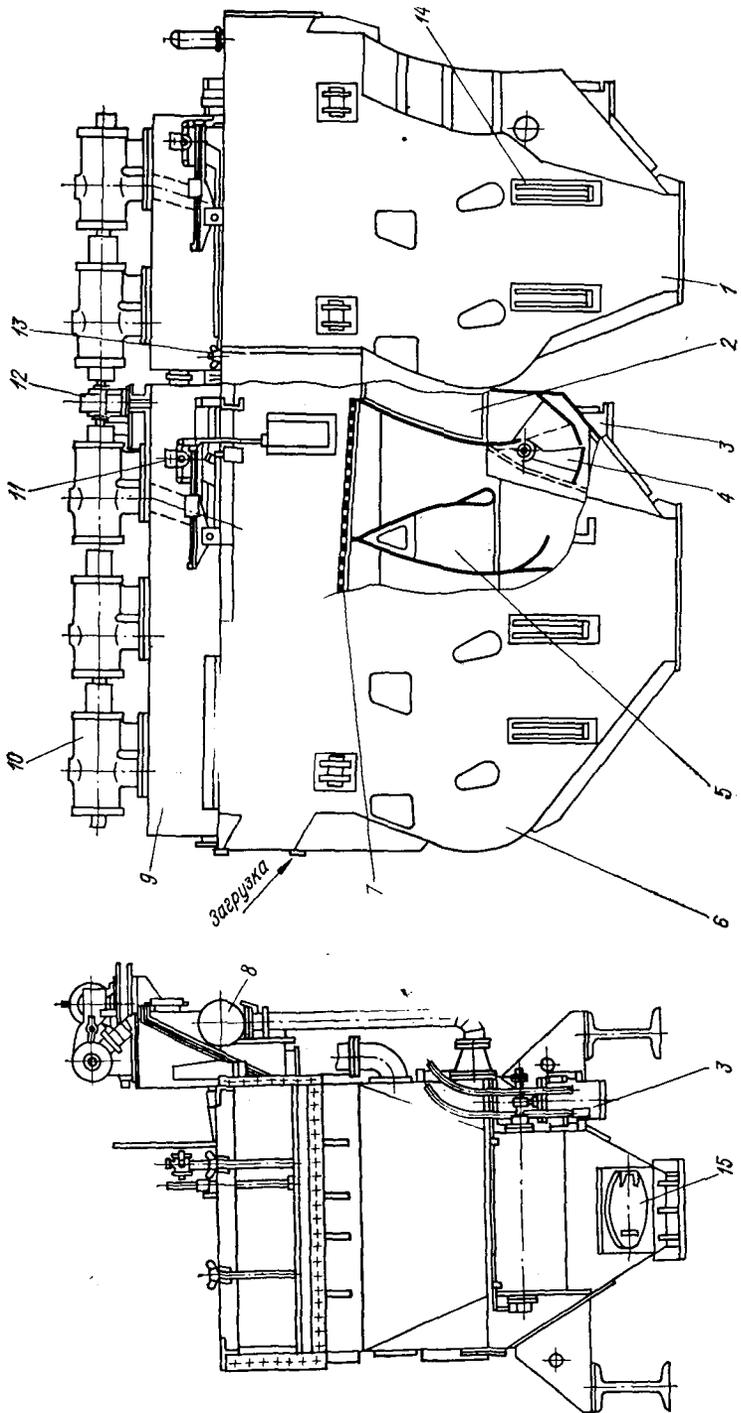


Рис. 104. Отсадочная машина ОМА-10.

аналогична приведенной на рис. 97, периодически подают сжатый воздух в камеры *б* и выпускают его в атмосферу.

Поступление воздуха в пульсатор контролируется вручную дроссельными заслонками, смонтированными во впускных окнах его корпуса. Валы пульсаторов соединяются между собой и с приводом цепными муфтами.

Подрешетная вода подводится установленным на машине коллектором *в*, имеющим вертикальные трубы-отводы, по которым жидкость направляется в машину.

Разгрузка отходов обогащения автоматически регулируется поплавковым датчиком с золотниковым устройством *11*, исполнительным механизмом (пневмоцилиндром) и системой обратной связи.

Исходный материал вместе с водой поступает на решета отделения *б*. Подвергаясь непрерывному воздействию пульсирующих потоков жидкости, необогащенный уголь расслаивается: отходы попадают в приемные воронки и далее в обезжелезающие элеваторы, а концентрат вместе с водой направляется в желоб через сливной порог, установленный в конце разгрузочной камеры.

При обогащении антрацитов отсадочные машины ОМА-10 показали более высокую эффективность в сравнении с мочечными желобами. В последних, как свидетельствуют данные многих фабрик, потери с породой фракций плотностью менее 2000 кг/м³ составляли от 6 до 14%. Внедрение же машин ОМА-10 позволило снизить эти потери до 1,5—2,0% ($l = 0,12—0,18$, а $\delta_p = 2000—2100$ кг/м³).

§ 6. Параметры регулирования процесса отсадки

Регулирование процесса разделения исходного продукта по плотностям в отсадочной машине осуществляется изменением гидродинамических и технологических параметров. К первым из них относятся факторы, влияющие на колебательный режим водной среды и обуславливающие механизм взвешивания, разрыхления и расслоения взвеси материала на решетке, а ко вторым — показатели качества обогащаемого сырья (его фракционный и ситовой состав), а также удельные нагрузки по исходному материалу и продуктам разделения на единицу площади отсадочного решета.

Взаимосвязь гидродинамических и технологических параметров определяют степень разрыхленности постели отсадочной машины, и поскольку данные параметры не остаются постоянными, степень этой

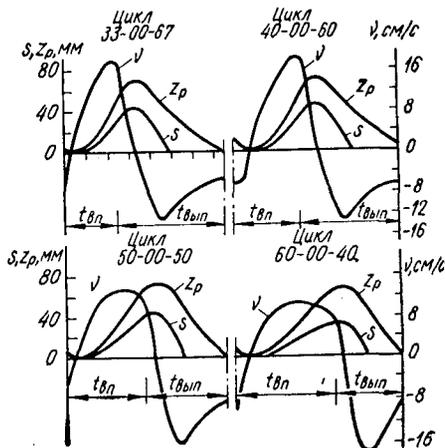


Рис. 105. Зависимость колебаний уровня воды (Z_p), скорости ее перемещения (v) и колебаний верхних слоев постели (S) от воздушного цикла пульсаций.

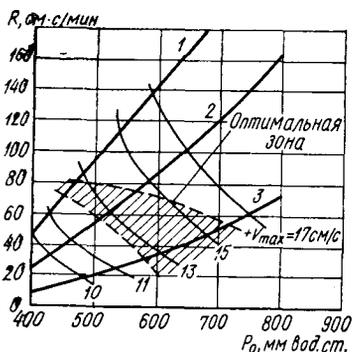


Рис. 106. Влияние числа пульсаций и давления воздуха на критерий разрыхленности и максимальную скорость восходящего потока:

1, 2, 3 — значение n соответственно 10, 40 и 60 пульсациям в минуту.

Для получения оптимальной диаграммы отсадочного периода в зависимости от качества обогащаемого материала и удельных нагрузок нужно соответственно подбирать *входные параметры воздушного цикла*: длительность впуска, выпуска и пауз между ними, а также давление воздуха и число пульсаций в единицу времени

Сочетание указанных параметров обуславливает динамический режим разрыхления, характеризующийся следующими *выходными гидродинамическими параметрами*: размахом колебаний (h), максимальным подъёмом постели (S_{\max}), наибольшей скоростью восходящего и нисходящего потоков ($+v_{\max}$, $-v_{\max}$) и критерием разрыхленности (R).

В табл. 9 приведены данные о зависимости этих параметров от относительной продолжительности (%) периодов впуска ($t_{\text{вп}}$), выпуска ($t_{\text{вып}}$) и паузы ($t_{\text{п}}$) при обогащении угля на модели машины [82]. На рис. 106 показаны полученные при этом диаграммы пульсаций для некоторых воздушных циклов

Как видим, максимальные значения размаха колебаний, подъема постели и критерия разрыхленности достигаются при симметричных воздушных циклах, продолжительность которых соответственно составляет 50—00—50 и 45—10—45%. Однако оба эти цикла характеризуются низкими величинами $+v_{\max}$ и высокой скоростью $-v_{\max}$. Такие циклы пульсаций более пригодны при обогащении мелких классов и сравнительно небольшом содержании тяжелого продукта в исходном материале, а также при необходимости увеличить эффект всасывания для удаления под решетом наитоньшех тяжелых фракций. При разделении крупных классов предпочтение следует отдавать асимметричным воздушным циклам.

Число пульсаций n и давление воздуха P также существенно влияют на колебательный режим (см. рис. 106). С повышением показателя n

разрыхленности в каждый момент отсадки будет различной. изменяется и во времени, и по высоте постели. В каждый такой момент она обуславливается вертикальным перемещением обогащаемого материала, а значит, и амплитудой пульсаций.

Для количественной оценки разрыхленности используют критерий R ($\text{см} \cdot \text{с}/\text{мин}$), представляющий собой площадь, ограниченную кривой S перемещения постели и осью абсцисс (рис. 105):

$$R = \frac{2}{\pi} \frac{t_s}{T} S_{\max}, \quad (139)$$

где t_s — время нахождения постели во взвешенном состоянии, с;

T — период одной пульсации, мин;

S_{\max} — максимальное перемещение верхнего слоя постели в вертикальном направлении, см.

Таблица 9. Зависимость выходных гидродинамических параметров от относительной продолжительности воздушного цикла

Воздушный цикл впуск—пауза—выпуск, %	Отноше- ние пери- ода вы- пуска к впуску (τ)	Размах колеба- ний (h), мм	Подъем постели (S_{\max}), мм	Максимальная ско- рость потока, см/с		Критерий разрых- ленности (R), см · мин
				восходя- щего ($+v_{\max}$)	нисходя- щего ($-v_{\max}$)	
33—00—67	2	69	44	18	12	80
40—00—60	1,5	71	45	18	13,2	84
50—00—50	1	78	45	13,5	16,5	89,2
60—00—40	0,67	70	34	10,8	16,2	73
30—10—60	2	67	43	18	11,6	74
36—10—54	1,5	73	47	18	13,8	84,8
45—10—45	1	78	45	14,6	15,2	93,2
54—10—36	0,67	68	32	10,6	14,6	68,4

разрыхленность постели уменьшается. При малых его значениях происходит более резкое изменение выходных гидродинамических параметров, чем при высоких.

С технологической точки зрения целесообразно вести режим отсадки при низких числах пульсаций. Тогда обеспечиваются более высокие скорости восходящего потока, увеличиваются размах колебаний, максимальный подъем постели и (как следствие) степень разрыхленности. Однако при малых значениях n режим становится менее устойчивым и более чувствительным к различным внешним изменениям — нагрузке, ситовому и фракционному составу исходного материала. Поддержание оптимальных параметров расслоения в этом случае затрудняется.

С возрастанием числа пульсаций устойчивость режима повышается, но снижаются все выходные гидродинамические характеристики, особенно главный показатель — степень разрыхленности отсадочной постели.

Приведенные на рис. 106 данные свидетельствуют о том, что с ростом давления воздуха почти пропорционально увеличиваются скорость восходящего потока и размах колебаний. При этом также в большей степени повышаются значения S_{\max} и $-v_{\max}$, особенно заметно — критерий разрыхленности.

Сочетанием числа пульсаций и давления воздуха можно выбрать наиболее благоприятный режим колебаний воды в машине, отвечающий и требованиям технологической эффективности, и устойчивости режима отсадки. Поскольку же данные показатели имеют противоположную направленность, такой выбор, естественно, будет носить компромиссный характер. На рис. 106 зона оптимальных параметров воздушного цикла для условий отсадки угля заштрихована.

Подача подрешетной воды, являющейся фактором оперативного регулирования отсадки, увеличивает скорость $+v_{\max}$, благодаря чему повышается разрыхленность постели и уменьшается скорость $-v_{\max}$, что снижает засасывание под решето мелких классов обогащаемого материала.

Динамическое воздействие подрешетной воды заключается в уменьшении перепада гидростатического напора между рабочим и воздушным отделениями, что равносильно увеличению эффективного давления. Кроме того, подрешетная вода вместе с транспортной перемещает верхние легкие слои к сливному порогу машины.

С помощью подрешетной воды компенсируется также дебаланс колеблющейся массы жидкости при восходящем и нисходящем потоках. При первом из них избыток воды вместе с легким продуктом уходит через сливной порог. При нисходящем потоке гидравлическое сопротивление отсадочной постели вследствие ее уплотнения сравнительно выше. Поэтому под решето возвращается меньший объем воды, чем тот, который поступает в надрешетную часть при восходящем потоке.

Если возникающий дебаланс не восполняется подачей подрешетной воды, между рабочим и воздушным отделениями с каждой пульсацией будет возрастать перепад уровней жидкости до тех пор, пока воздух не начнет прорываться в рабочее отделение машины. Подобное, как крайний случай, может произойти только при сравнительно низком расходе подрешетной воды и определенной высоте постели. Таким образом, оптимальная разрыхленность последней, при которой достигается наилучшее разделение исходного продукта, поддерживается изменением подачи жидкости.

В большинстве отсадочных машин подрешетная вода поступает непрерывно в течение всего цикла, однако это не исключает целесообразности периодической ее подачи в зависимости от режима работы воздушно-золотниковых и других пульсаторов.

Расход подрешетной воды обуславливается видом обогащаемого материала, гидродинамическими и технологическими параметрами процесса. Так, удельный ее расход на 1 т исходного сырья составляет при обогащении: углей — $(1-2) 10^{-3}$ м³/кг, железной руды — $(3-7) 10^{-3}$ м³/кг, марганцевой — $(3-5) 10^{-3}$ м³/кг и руд россыпных месторождений — $(2-5) 10^{-3}$ м³/кг.

Входными технологическими параметрами, влияющими на эффективность обогащения, являются ситовой и фракционный составы исходного материала, а также удельная нагрузка на отсадочную машину. Технологические результаты ее работы характеризуются взаимозасорением продуктов разделения «посторонними фракциями». Чем меньше их, тем лучше качество этих продуктов и ниже потери ценных компонентов.

Для определения технологической эффективности обогащения применяют различные аналитические, графические или графоаналитические критерии [9], основанные на качественной характеристике продуктов разделения или их фракционном составе. Наиболее общим показателем в данном случае является степень извлечения ценного компонента (металла, минерала, продукта).

Поскольку при обогащении в отсадочных машинах разделение происходит по различию в плотностях отдельных компонентов механической смеси исходного материала, критерий эффективности этого процесса должен отражать точность расслоения на фракции различной плот-

ности. Причем другие показатели качества продуктов обогащения (например, содержание металла в них) будут тесно скоррелированными с плотностью фракций.

Фракционный состав продуктов отсадки, таким образом, дает наиболее полную объективную информацию о точности разделения исходного материала по плотности. Однако практическое использование данного метода во многих случаях затруднено из-за отсутствия дешевых и нетоксичных тяжелых жидкостей, в которых можно было бы расслоишь пробы продуктов отсадки, имеющих высокую плотность (скажем, концентраты руд черных и цветных металлов).

Оценка точности разделения по фракционному составу продуктов гравитационного обогащения находит преимущественное применение при первичной обработке углей. Здесь в качестве критерия эффективности служат величины среднего вероятного отклонения E_p и погрешности разделения I . Последний показатель, называемый также точностью разделения, является наиболее характерным для процесса отсадки. Со значениями δ_p он связан следующим соотношением:

$$I = \frac{E_p}{\delta_p - 1}. \quad (140)$$

Влияние крупности обогащаемого материала на точность его разделения при отсадке давно установлено практическим опытом. Однако до сих пор нет достаточно обоснованного теоретического объяснения того, что с уменьшением крупности исходного сырья и увеличением содержания в нем мелких классов результаты обогащения ухудшаются.

Снижение точности разделения тонких частиц (зерен) по сравнению с крупными объясняется, по-видимому, большим влиянием таких факторов, как вязкость, повышенная турбулентность потоков, соударение частиц различной плотности и др. С уменьшением крупности последних возрастает их удельная поверхность, следовательно, относительно увеличивается действие вязкостных сил, пропорциональных поверхности, и относительно снижается влияние гравитационных сил, пропорциональных массе зерен. При этом эффективность расслоения мелких частиц по плотности падает, а при определенных условиях разделение вообще становится невозможным.

В отсадочной машине основное количество тонких фракций в необогащенном виде уходит через сливной порог вместе с легким продуктом. Чем больше скорость потока и чем выше его турбулентность, тем более крупные зерна направляются в слив.

В пульсирующей постели машины совершается непрерывное перемещение частиц, стремящихся перейти в свои слои равновесия. При этом происходят многократные соударения зерен различной плотности и крупности, в результате чего изменяются их траектории и скорости. Чем больше размеры частиц, тем меньше они подвержены отрицательному воздействию окружающих зерен при движении к своим слоям равновесия.

Приведенные рассуждения касаются лишь качественной стороны явления. Оно же требует еще научного обоснования и количественной оценки, ибо практические результаты свидетельствуют лишь о том,

Таблица 10. Результаты разделения различных классов угля, обогащаемого в отсадочной машине

Класо, мм	Плотность разделения (σ_p), кг/дм ³	Среднее вероятное отклонение (E_p), кг/дм ³	Погрешность разделения (I)
1—50	2	0,18	0,18
20—50	1,81	0,10	0,12
6—20	1,95	0,18	0,19
3—6	2,1	0,22	0,2
1—3	2,1	0,28	0,25

что смесь частиц различной крупности обогащается в отсадочной машине при неодинаковой для каждого класса плотности разделения и с большей или меньшей эффективностью. Как видно из опытных данных, содержащихся в табл. 10, средняя величина I для углей класса 1—50 мм составляет 0,18, для крупных $I = 0,12$ и мелких $I = 0,25$.

Промышленные данные также подтверждают, что с уменьшением крупности обогащаемого угля последовательно возрастают показатели δ_p , E_p и I . Особенно существенно они изменяются при крупности угля менее 1 мм. Из класса 0,5—1 мм в концентрат переходит большое количество промежуточных и часть породных фракций, а класс менее 0,5 мм почти полностью поступает туда в необогащенном виде.

Экспериментально проверено влияние содержания класса 0—1 мм в питании отсадочной машины на общую эффективность разделения угля крупностью 1—13 мм. Модель такой машины при дискретной загрузке материала одного и того же фракционного состава (1—13 мм) работала в постоянном режиме, но с последовательной добавкой класса 0—1 мм в количествах от 1 до 30%. Установлено (рис. 107), что шламы не только сами практически не обогащаются, но и снижают эффективность расслоения более крупных классов.

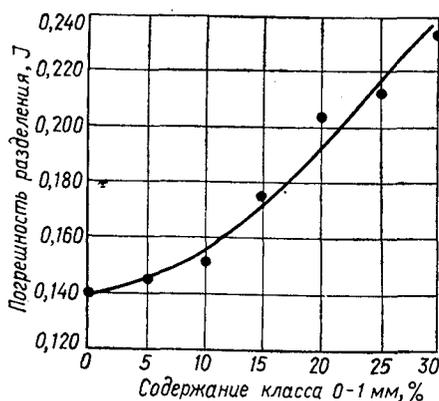


Рис. 107. Зависимость погрешности разделения от содержания в исходном угле класса 1—0 мм.

Говоря о влиянии фракционного состава обогащаемого материала на эффективность его разделения в отсадочной машине, следует отметить, что характер распределения в исходном сырье фракции различных плотностей, особенно в зоне, близкой к величине δ_p , предопределяет засорение «посторонними фракциями».

Установлено, кроме того, что автоматизация разгрузки тяжелых продуктов из отсадочной машины в значительной степени снижает влияние неравномерности фракционного состава на показатели обогащения. Колебания этого состава

(как и ситового) можно уменьшить усреднением материала, направляемого в процесс.

Удельная нагрузка на отсадочную машину (производительность на 1 м² решета) во многом определяет эффективность ее работы. С увеличением нагрузки возрастает скорость продвижения по ситам обогащаемого материала. И чем меньше он здесь находится, тем хуже раслаивается.

Сокращение продолжительности пребывания сырья в отсадочной машине невозможно компенсировать повышением числа пульсаций в единицу времени. Это число, как и соотношение периодов воздушно-го цикла, имеет сравнительно небольшую область оптимальных значений, зависящих главным образом от свойств обогащаемого материала, и, следовательно, не может изменяться произвольно.

Значительное уменьшение нагрузки и чрезмерное увеличение времени пребывания материала в машине также не способствуют росту эффективности ее работы: формирование постели затрудняется и заметно усиливается засорение тяжелых продуктов легкими фракциями.

Исследования и многочисленные данные практического опыта позволяют сделать вывод о том, что при прочих равных условиях минимальная погрешность разделения в отсадочной машине соответствует определенному минимуму удельной производительности. Оптимальная такая нагрузка диктуется требованиями, предъявляемыми к качеству продуктов обогащения. Она зависит от многих факторов: вида полезного ископаемого, его ситового и фракционного составов, гидродинамического режима работы установки, способа разгрузки тяжелых продуктов и др. К примеру, для рядовых углей удельная производительность рекомендуется в пределах от 2,2 до 4,2 кг/(с · м²), а более низкая — для углей средней и трудной категории обогатимости.

В зависимости от конкретных обстоятельств на каждой углеобогатительной фабрике удельные нагрузки могут изменяться в ту или иную сторону. При обогащении энергетических углей, когда отсадка обуславливается получением отвальной породы с минимальным содержанием легкой фракции, а к качеству концентрата не предъявляются специальные требования, эти нагрузки могут быть повышены. Если же необходимы продукты с минимальной засоренностью, следует принимать минимальные значения удельной производительности.

Данный показатель для рудных отсадочных машин также колеблется в широких пределах. Здесь, несмотря на высокую плотность обогащаемого материала, удельная производительность не превышает 4,2 кг/(с · м²) — как и для угольных отсадочных машин. Это объясняется тем, что разгрузка тяжелых продуктов осуществляется главным образом через искусственную постель малой высоты, а обогащение подвергается сравнительно мелкозернистое сырье.

Удельная производительность отсадочных машин при обогащении железных, марганцевых и оловянных руд (класс 2—10 мм) соответственно составляет 1,7—2,2, 1,1—1,7 и 1,7—2,8 кг/(с · м²). Для вольфрамосодержащих и золотоносных песков (класс до 3 мм) она равна 2,5—4,2 кг/(с · м²).

В принципе при обогащении как руд, так и углей взаимосвязь между точностью разделения и удельной нагрузкой аналогична: с уменьшением последней (до определенного минимума) эффективность процесса возрастает. Следовательно, имеется оптимум этой нагрузки, при котором погрешность разделения достигает минимальных значений.

Технологический расчет производительности отсадочной машины осуществляется по величине удельной нагрузки q в соответствии с требуемой производительностью $Q_{исх}$ (кг/с). При этом определяется необходимая площадь отсадки (m^2)

$$S = Q_{исх}/q \quad (141)$$

и нужное количество машин

$$n = S/S_0, \quad (142)$$

где S_0 — площадь отсадочного решета выбранной машины (по технической характеристике).

ГЛАВА IX. МАШИНЫ И АППАРАТЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ВО ВРАЩАЮЩЕМСЯ И НАКЛОННО ТЕКУЩЕМ ПОТОКЕ ВОДЫ

§ 1. Назначение и классификация

В настоящей главе описано горно-обогательное оборудование, где разделение осуществляется по плотностям минералов в слое воды, текущей по наклонной неподвижной или перемещающейся поверхности. Большое разнообразие конструктивных особенностей таких машин и аппаратов не позволяет произвести их четкую классификацию по какому-либо одному признаку. В целом они подразделяются на шлюзы и суживающиеся желоба, а также сепараторы (винтовые, шнековые, крутонаклонные) и концентрационные столы.

Назначение перечисленных типов оборудования — обогащение мелких классов различных полезных ископаемых, руд черных, цветных и редких металлов (в основном россыпных месторождений).

§ 2. Шлюзы

Применяются для обогащения полезных ископаемых, характеризующихся значительной контрастностью плотностей составляющих компонентов (например, золото- и оловосодержащие пески).

В наиболее простом исполнении шлюз представляет собой неподвижный, наклонно установленный деревянный желоб прямоугольного сечения. На его дно укладываются трафареты, изготовленные из материалов, ступенчатая или шероховатая поверхность которых способствует удержанию осевших частиц (зерен) тяжелых минералов. Исходный продукт и вода, двигаясь совместно, подаются в загрузочный конец шлюза.

При перемещении минеральных частиц в потоке воды происходит их расслаивание по плотностям и крупностям вследствие образования вихревых зон в придонной области и наличия комплекса различных сил, действующих на эти частицы (рис. 108):

— вертикальной силы тяжести (G_0);

— силы динамического воздействия потока воды (P_v);

— силы трения, направленной в сторону, противоположную движению зерна (P_T);

— устремленной вверх силы вертикальной составляющей скорости потока (P_u).

Дифференциальное уравнение движения частицы с учетом всех сил

$$m \frac{dv}{dt} = G_0 \sin \alpha + P_v - P_T, \quad (143)$$

а при соответствующей замене

$$m \frac{dv}{dt} = mg_0 \sin \alpha + \psi (v_{cp} - v)^2 d^2 \Delta - f (mg_0 \cos \alpha - \psi u_{cp}^2 d^2 \Delta), \quad (144)$$

где m, d — масса и диаметр частицы;

v — абсолютная скорость перемещения зерна;

g_0 — ускорение свободного падения в среде;

α — угол наклона поверхности;

ψ — коэффициент сопротивления движению частицы;

v_{cp} — средняя скорость движения потока воды;

Δ — плотность среды;

f — коэффициент трения частицы о поверхность;

u_{cp} — среднее значение вертикальной составляющей скорости потока.

При установившемся движении $dv/dt = 0$. Тогда решение уравнения (144) приводит к следующему виду [102]:

$$v = v_{cp} - \sqrt{v_0 (\cos \alpha f - \sin \alpha) - u_{cp}^2 f}, \quad (145)$$

где v_0 — скорость свободного падения частицы в среде.

Величина v_0 определяется как

$$v_0 = \sqrt{\frac{4d(\delta - \Delta)g}{3\psi\Delta}}. \quad (146)$$

Начальная скорость потока воды, при которой начинается движение частицы,

$$v_n = \sqrt{v_0 (\cos \alpha f - \sin \alpha) - u_{cp}^2 f}. \quad (147)$$

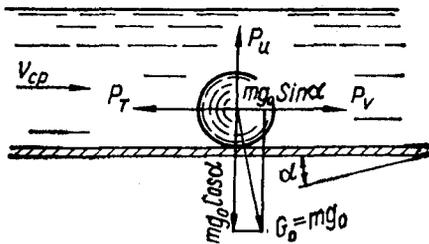


Рис. 108. Схема действия сил на частицу в потоке воды, текущей по наклонной плоскости.

При $v_0 > u_{\text{ср}}$ зерно скользит по поверхности, а при $v_0 < u_{\text{ср}}$ оно взвешено в потоке.

Расчеты скоростей движения частиц при значениях $v_{\text{ср}}$, равных 0,83, 1,67 и 2,5 м/с, показали, что зерна кварца, касситерита и золота взвешиваются соответственно при крупности до 0,5—5,0, 0,2—1,0 и 0,1—0,2 мм.

Наличие трафаретов на днище шлюза способствует как увеличению сил трения частиц об их поверхность за счет большей шероховатости (повышения коэффициента f), так и образованию вихревых потоков.

В качестве трафаретов используют, к примеру, естественную крупнокусковую гальку, деревянные решетчатые конструкции, резиновые коврики с ячейками различной глубины и формы. При обогащении мелких песков и тонкоизмельченных руд применяют ворсистые покрытия в виде матов, изготовленных из растительных и искусственных волокон, кордера, плюша, холста, войлока, шерсти и др.

На шлюзах обычно производится первичная обработка полезного ископаемого. В принципе они являются аппаратами периодического действия. Их размеры в зависимости от крупности обогащаемого сырья могут быть различными. Так, при переработке больших объемов крупнокусковых материалов неподвижные гидравлические шлюзы с сечением желоба 1×1 м достигают в длину 40—50 м. Наклон установки таких аппаратов составляет 0,03—0,06.

Исходное сырье непрерывно подается до тех пор, пока ячейки трафаретов не заполнятся тяжелыми зернами, после чего загрузка прекращается и производится сполоск шлюза. Вначале направляют воду для удаления легких частиц из верхнего слоя осадка, а затем количество ее уменьшают, снимают трафареты и тщательно смывают с них накопившийся тяжелый продукт. Этот материал перемещают металлическими или деревянными гребками вверх по дну желоба для дополнительного удаления части легких минералов, пустой породы. Крупные ее куски, а также щебень и гальку выбирают вручную и вывозят в отвал. Оставшийся на дне концентрат смывают в отдельный приемник и направляют на дальнейшее обогащение.

При разделении, например, золотосодержащих песков сполоск шлюза осуществляется через 5—10 дней, когда снимается его «головка». В полном же объеме такая операция выполняется через 15—20 дней.

Последовательно с основными аппаратами зачастую устанавливаются так называемые подшлюзки, являющиеся дополнительными устройствами для улавливания тонкого золота при обогащении сравнительно богатых россыпей. На эти устройства материал поступает из основных аппаратов (прошедший через решето с отверстиями 6—10 мм).

Главные факторы, влияющие на технологические параметры неподвижных шлюзов, следующие: разжижение исходной пульпы, высота потока, ширина желоба, уклон дна и тип трафарета.

Автоматические многолетние подвижные шлюзы (ША-1 и 34КЦ) предназначены для извлечения тяжелых минералов из тонкоизмельченных руд.

Исходная пульпа центробежным насосом 10 (рис. 109) из питающей емкости 12 подается в распределитель 8, затем по трубопроводам и лоткам 9 поступает на пять рабочих поверхностей шлюза — деки 13, установленные параллельно одна над другой и покрытые резиновыми вафлеобразными ковриками. Через определенный промежуток времени (4 мин) вращающиеся профилированные кулаки привода 5 воздействуют на ролик 4 и посредством системы тяг перемещают подвижный желоб 7 так, что питание от насоса 10 направляется в отводной бачок 6 и далее по трубопроводу — в емкость 12. Тогда же кулак 1 оказывает действие на ролик 3 и с помощью подъемного рычага 2 поворачивает деки 13, ставя их под углом 45° к горизонту на сполоск (см. рис. 109 — штриховые линии). При этом открывается кран, подающий на деки воду для смыва концентрата, направляемого в емкость 11. Спустя минуту кулаки 5 и 1 выходят из зацепления, а деки 13 и желоб 7 под влиянием собственного веса возвращаются в исходное положение. Далее цикл повторяется.

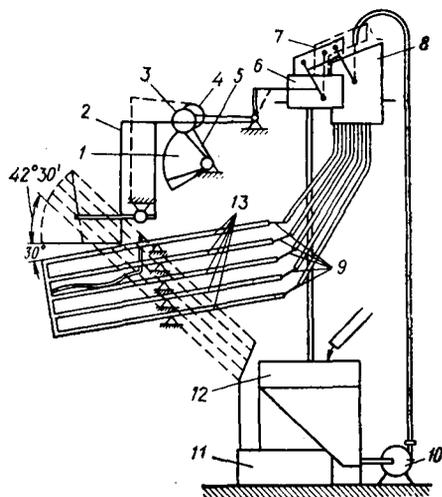


Рис. 109. Схема автоматического шлюза ША-1.

Технологическая схема обогащения на автоматических шлюзах (как и других аппаратах подобного типа) обычно включает следующие операции: сгущение исходного материала со сбросом класса — 12 мкм (по кварцу); гидравлическую классификацию полученного продукта; раздельное шлюзование отдельных классов; перечистку черного концентрата на соответствующем оборудовании.

При обогащении оловосодержащей руды крупностью — 0,3 мм на шлюзе ША-1, имеющего общую площадь дек 8 м^2 , извлечение металла $1,5\text{—}3,5 \text{ т/м}^2$ в сутки.

Поскольку система подвижных частей работает в автоматическом режиме, она должна быть окожужена и иметь световую сигнализацию согласно правилам техники безопасности.

Орбитальный многодечный шлюз применяется для извлечения тонкодисперсных минеральных частиц. Известной зарубежной конструкцией такого аппарата является шлюз Бартлс-Мозли [54].

Разделение минералов здесь осуществляется в результате орбитального (кругового) движения рабочих поверхностей (дек) в плоскости потока пульпы. При этом передаваемое ему возмущение способствует образованию эффекта так называемой стоячей волны, в которой частицы расслаиваются по плотности. Более легкие и округлые из них, оказываясь в верхних слоях потока, движутся по слабонаклонной поверхности значительно быстрее, чем зерна, находящиеся ниже. Происходит,

следовательно, концентрация тяжелых компонентов в осадках, образующихся на деках.

Конструктивно шлюз представляет собой механизм, состоящий из двух пакетов рабочих поверхностей (смонтированных на подвижном каркасе), приводного механизма, системы автоматического питания и сполоска дек. Каждый такой пакет набран из двадцати листов стеклопластика толщиной $1,5 \cdot 10^{-3}$ м и размером $1,2 \times 1,5$ м. Между ними на указанном каркасе установлен приводной вибрирующий механизм — вертикальный вал с неуравновешенным грузом. Вращаясь с частотой 21—26 рад/с, он сообщает системе дек круговые колебания, величина амплитуды которых определяется массой дебаланса и его расстоянием от центра вращения.

Частота колебаний регулируется частотой вращения ротора двигателя постоянного тока мощностью 0,5 кВт.

На шлюзе применен ряд простейших, но достаточно надежных устройств для равномерного распределения пульпы по декам и удобного обслуживания при эксплуатации. Режим работы аппарата (последовательность операций подачи питания и смывной воды, продолжительность накопления осадка и времени сполоска, включение и выключение приводного механизма) — автоматический, что обеспечивает устойчивое функционирование машины по заданным параметрам.

Работа орбитальных шлюзов на оловосодержащих шламах крупностью 73—94% класса менее — 74 мкм, содержащих 0,3—0,4% касситерита, 10—15% сульфидов, 15—20% турмалина и 35—50% кварца, характеризуется следующими показателями. Общее извлечение олова в концентрат достигает 80%, а по отдельным классам крупности (—40 + 18, —18 + 13 и —13) — соответственно 48, 20 и 0%.

Производительность шлюза при содержании твердого в питании 6—10% равна 0,59 кг/с. Для сравнения отметим, что при обогащении шламов подобного же вещественного состава на трехдечном концентрационном столе типа СК-22 (0,28—0,33 кг/с) получались концентраты, содержащие 0,7—0,18% олова с извлечением металла 30—35%.

Таким образом, шлюзы с орбитальным движением дек являются высокоэффективными обогатительными машинами, особенно для обработки материалов крупностью менее 40 мкм, практически не разделяемых при других гравитационных процессах.

§ 3. Суживающиеся желоба

Такие желоба представляют собой неподвижные аппараты, принцип работы которых основан на гравитационном разделении минералов по крупности и плотности в несущем потоке воды. Во многом идентичные шлюзам, они оказались достаточно эффективными при обогащении песков, главным образом россыпных месторождений, где смесь минералов выглядит как мелкие зернистые частицы различной плотности. Это по преимуществу титано-циркониевые пески, содержащие в свободном состоянии рутил, ильменит, циркон, дистен, ставролит, кварц и др.

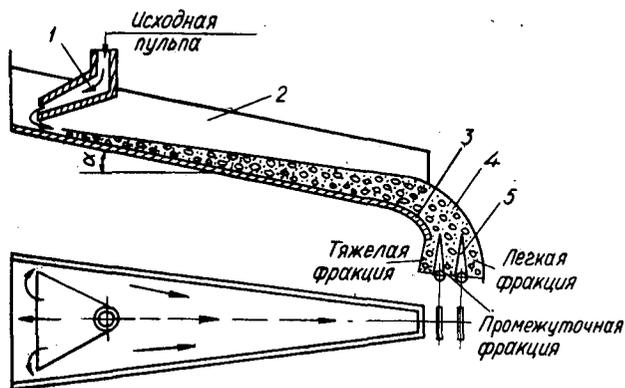


Рис. 110. Схема суживающегося желоба.

Процесс обогащения в данном случае осуществляется следующим образом. Исходная пульпа по трубопроводу подается в распределительный лоток 1 (рис. 110), откуда тонким слоем поступает в широкую загрузочную часть желоба 2, имеющего плоское закругляющееся днище 3 и сходящиеся под некоторым углом боковые стенки. Благодаря такому сужению высота текущего потока увеличивается от 1,5—2 мм у загрузочной части до 7—12 мм у разгрузочной. Средняя скорость движения пульпы вдоль желоба зависит от объемной производительности и находится в пределах 0,3—1 м/с. Характер этого движения изменяется от ламинарного (в начале желоба) к турбулентному (в конце его).

По мере перемещения частиц в суживающемся потоке происходит их перегруппировка таким образом, что на выходе из аппарата в нижних слоях располагаются зерна большей плотности, а в верхних — меньшей.

При движении по днищу тяжелые частицы в сравнении с легкими имеют более низкую скорость. На выходе из желоба они скользят вниз по закруглению. Верхние же слои (взвешенные) по инерции устремляются вперед. Поскольку в целом скорость потока недостаточна для разрыва его сплошности, он сужается в плане, формируясь в своеобразный «веер» пульпы 4, что позволяет с помощью регулируемых отсекателей 5 разделить поток на ряд струй с различным содержанием легких, промежуточных и тяжелых фракций.

Основные параметры, влияющие на результаты обогащения в суживающихся желобах, таковы: содержание твердого в питании, угол аппарата и его производительность.

Колебания количества исходного материала и содержания в нем твердого приводят к изменению высоты потока и характера распределения частиц по плотности и крупности. Во избежание подобных явлений целесообразно использовать питающие емкости с постоянным напором (работающие с переливом пульпы) или автоматические системы регулирования.

Угол наклона суживающихся желобов принимается в пределах 15—20° (для обеспечения продвижения материала без заилочки).

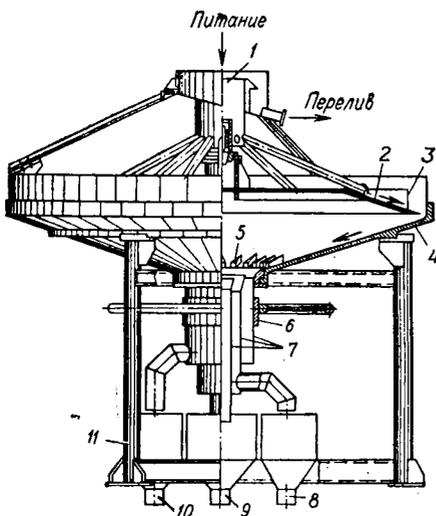


Рис. 111. Конусный сепаратор конструкции Верхнеднепровского горно-металлургического комбината.

нительной перечистки продуктов и особенно четкой организации технологического процесса.

Конструкции изучаемых устройств можно разделить на две группы. Первая из них включает аппараты (типа показанных на рис. 110), состоящие из набора отдельных желобов в различных каскадных вариантах, а вторая — это более компактные и удобные в эксплуатации сепараторы (концентраторы), имеющие один или несколько конусов, каждый из которых представляет собой как бы пакет радиально установленных и суживающихся желобов с общим дном.

Конусный сепаратор (рис. 111), все узлы которого монтируются на раме 11, состоит из пульподелителя 1 (тип Сегнерова колеса), равномерно подающего исходный материал на конус 2. По периметру его основания для гашения начальной скорости слоя пульпы установлена перфорированная кольцевая перегородка 3. Прошедшая сквозь имеющиеся здесь отверстия смесь поступает в рабочий конус 4 и течет вдоль его образующих к вершине.

Формирование струй пульпы, выходящих из конуса, осуществляется суживающимися клиньями 5, радиально размещенными в нижней части конического дна. Кольцевые отсекатели 7 делят поток на три составные части, содержащие промпродукт, хвосты и концентрат. Для регулирования их выхода служит винтовое устройство 6. Названные три продукта по патрубкам направляются в соответствующие промежуточные емкости 8, 9 и 10.

Данные сепараторы изготовляют одно-, двух- и трехъярусными (прил. 27). В последних 2-х типах на верхних конусах производится основная концентрация, а на нижних, куда продукты обогащения поступают самотеком, — перечистка.

Производительность аппаратов изменяется довольно широко — в зависимости от крупности и минералогического состава обогащаемого сырья. По опытным данным она составляет от 0,25 до 1,53 кг/с на 1 м² рабочей площади желобов.

Преимущества суживающихся желобов перед другими гравитационными аппаратами заключаются в простоте конструкции, отсутствии движущихся частей, низких капитальных затратах и высокой удельной производительности. К недостаткам относятся необходимость работы только на плотной пульпе, малая степень концентрации, резкая чувствительность к изменению количества исходного материала и содержания в нем твердого. Это вызывает необходимость применения операций сгущения смеси, допол-

На эффективность разделения материала значительное влияние оказывает характер рабочей поверхности сепаратора. В процессе движения пульпы по днищу конуса происходит постепенное увеличение высоты взвешенных слоев и возрастание скорости их перемещения. Наличие выступов на поверхности и ее шероховатость повышают турбулизацию потока и снижают интенсивность расслоения минералов. В качестве такой поверхности используются чугун, сталь, алюминий, линолеум, винипласт, стеклопластик и др. Последний, несмотря на относительно высокую стоимость, — наиболее приемлем.

При содержании твердого в питании 45—60% удельная производительность одноярусных сепараторов достигает 1,67—3,34 кг/с на 1 м² площади конуса.

§ 4. Винтовые сепараторы

Применяются для обогащения мелкозернистых песков россыпных месторождений, содержащих ильменит, рутил, циркон и другие полезные минералы, а также руд редких и благородных металлов коренных залежей, фосфоритов, хромитов и пр. (прил. 28). Процесс разделения осуществляется в наклонно текущем и одновременно вращающемся потоке воды с весьма сложной кинематикой движения.

Сепаратор (рис. 112) конструктивно выполнен в виде неподвижного винтообразного желоба 1, укрепленного на стойке 3. Исходная пульпа подается в его верхнюю питающую часть и свободно стекает вниз под действием сил тяжести. При этом минералы перераспределяются вследствие различных траекторий движения: тяжелые сосредоточиваются у внутреннего борта желоба, а легкие — у наружного. Первые из них разгружаются через отверстия в днище, оборудованные специальными отсекателями 2, а вторые — в конце желоба (свободный слив).

Желоб, являющийся основным рабочим органом сепаратора, состоит из ряда полувитков, штампованных из листовой стали или других некоррозирующих металлов, сплавов и пластмасс. Поверхность этих полувитков, скрепляемых между собой фланцевыми соединениями, футеруется резиной либо иными износостойкими материалами. По длине желоба устанавливается несколько отсекателей для отбора концентрата (тяжелой фракции) и промпродуктов.

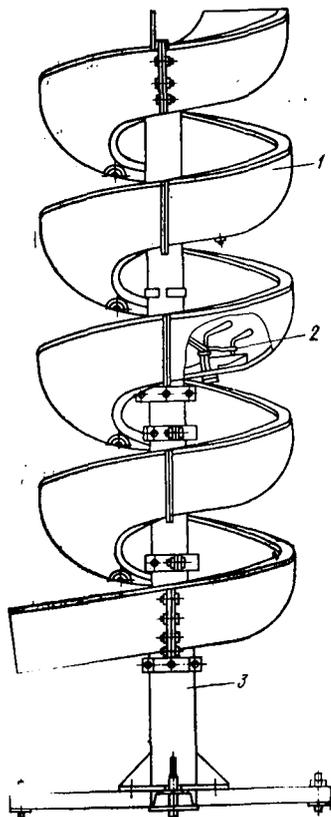


Рис. 112. Винтовой сепаратор.

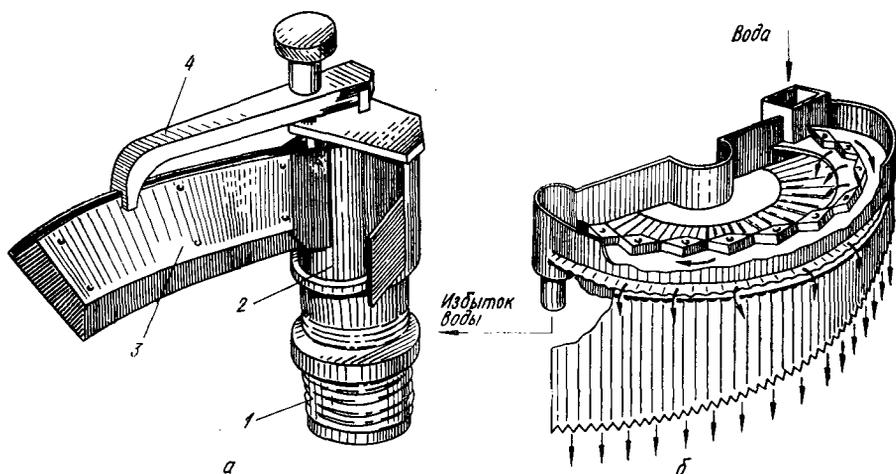


Рис. 113. Конструкция основных узлов винтовых сепараторов:
 1 — отсекатель; б. — водораспределитель.

Отсекатель (рис. 113, а) представляет собой полую трубку 1 с боковым вырезом 2. Ввинчивается она в отверстие дна желоба. В верхней части устройство оборудовано фиксирующим зажимом 4 и подвижным ножом 3 для регулирования ширины полоски отсекаемой пульпы, которая направляется в указанную выше трубку и далее по резиновым шлангам — в сборные трубы (для готового продукта).

Распределитель смывной воды (см. рис. 113, б), подаваемой на отдельные участки желоба по его внутреннему борту с целью регулирования качества разделяемых материалов, выполнен в виде батареи каскадно расположенных бачков, имеющих заслонки для равномерной подачи этой воды.

Кинематическая структура винтового водного потока характеризуется его двойным вращением вокруг вертикальной оси желоба, а также внутри жидкости между внутренним и внешним бортами аппарата. Циркуляционные течения возникают здесь вследствие разности в величине центробежных сил инерции отдельных элементов потока, находящихся на различной глубине.

Верхние слои (рис. 114) в сравнении с придонными обладают относительно высокой скоростью движения, а следовательно, в них появляется большая сила инерции, и они удаляются от оси желоба к внешнему борту, перемещаясь по развертывающимся спиральным траекториям 1 (на рисунке — сплошные линии). Достигнув внешней границы, где угол наклона винтовой поверхности сравнительно невелик, вода теряет скорость движения и переходит в придонные слои, которые, направляясь в сторону оси желоба, имеют траекторию, представляющую собой логарифмическую спираль 2.

Условно можно считать, что в потоке действует равновесный слой, перемещающийся по винтовой линии. Чем дальше от этого слоя отстоит рассматриваемый элемент течения, тем больше он отклоняется

от указанной линии. Такой характер движения определяет многократную оборачиваемость воды внутри потока и изменение скоростей элементарных слоев по величине и направлению.

Расход воды на желобе обуславливает поперечную форму сечения потока, глубина которого в зоне А (см. рис. 114) практически остается на прежнем уровне при повышении данного расхода, но в зоне В она возрастает одновременно с турбулизацией.

Характер движения минеральных зерен по винтовому желобу в сравнении с перемещением водного потока значительно отличается. Если в первом случае наблюдаются циркуляции (на всем протяжении), то во втором — сложные криволинейные траектории.

Движущаяся частица испытывает совместное действие ряда сил, различных по своей природе, величине и направлению (динамическое давление потока воды, а также силы — тяжести, трения о дно желоба, центробежные и др.). Равнодействующая этих сил определяет траекторию зерна и его положение в поперечном сечении потока.

Механизм процесса концентрации рудного сырья на винтовых сепараторах представляется в следующем виде [5]. В начальный период движения пульпы происходит расслоение минеральных зерен по крупности и плотности: тяжелые располагаются внизу (у поверхности желоба), а легкие — преимущественно в верхних слоях. Последние, пребывая в области высоких скоростей потока, в наибольшей степени подвергаются его действию. Будучи в полувзвешенном состоянии, они практически не испытывают сопротивления движению и поэтому приобретают почти такую же скорость, как и вода. Относительно большие центробежные силы инерции частиц верхнего слоя способствуют их перемещению к внешнему борту аппарата.

Зерна тяжелых минералов, непосредственно контактирующие с поверхностью желоба, наоборот, испытывают сильное сопротивление движению со стороны днища, в значительно меньшей мере подвергаются действию водного потока, имеющего в придонной зоне сравнительно малую скорость. Поэтому они и перемещаются здесь медленно.

В результате внутренней циркуляции по сечению винтового потока и направлению придонного слоя к внутреннему борту тяжелые зерна двигаются в центр вращения потока.

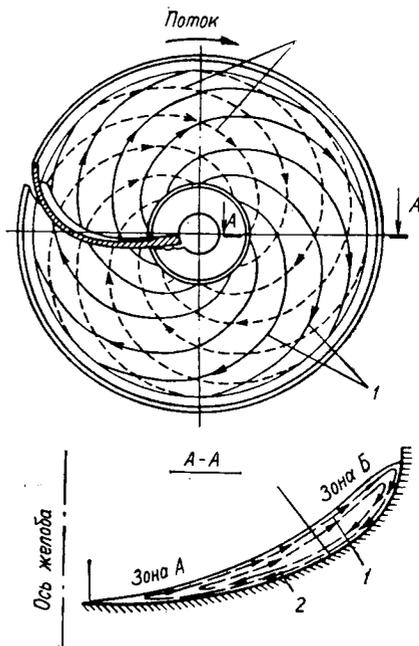


Рис. 114. Схема циркуляций водного потока в желобе винтового сепаратора: 1, 2 — траектории движения поверхностного и придонного потоков.

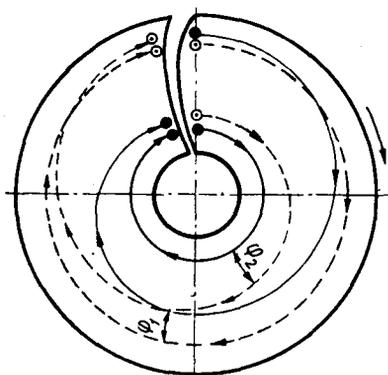


Рис. 115. Траектории движения тяжелых и легких зерен на одном витке желоба (сплошная и штриховая линии).

Таким образом, под действием центробежных сил инерции и динамического давления, возникающих вследствие циркуляции, минеральные частицы перераспределяются по сечению потока концентрацией тяжелых компонентов у внутреннего борта, а легких — у внешнего (рис. 115).

Основное распределение зерен заканчивается после прохождения пульпой двух-трех витков желоба. В дальнейшем они перемещаются по траекториям, близким к винтовым линиям на постоянных расстояниях от оси сепаратора. При этом происходит дополнительное перераспределение частиц, случайно попавших не в «свою зону вращения».

Показатели работы винтовых сепараторов зависят от их конструктивных параметров, характеристики обогащаемого материала и режима разделения. К первым из них относятся диаметр желоба, профиль его поперечного сечения, число витков, шаг желоба, число отсекаелей и место их установки.

С увеличением диаметра винтового желоба производительность его повышается. Эффективность разделения практически не зависит от этого диаметра, тем не менее считается, что для обогащения тонкоизмельченных руд и песков крупностью менее 0,5 мм следует применять винтовые сепараторы меньших размеров.

На рис. 116 приведены зависимости извлечения ценного компонента от выхода концентрата для аппаратов с различным профилем поперечного сечения желоба. Сравнимые показатели эффективности разделения получены при обработке руды крупностью 0,2—2,0 мм. Как видим, наиболее целесообразным для данной крупности является профиль в виде эллипса 1 (см. рис. 116, а), большая ось которого расположена горизонтально, а ее отношение к меньшей равно двум.

Установлено, что тонкозернистые и шламовые материалы лучше обогащаются при относительно незначительных углах наклона профиля поперечного сечения желоба, в силу чего для винтовых аппаратов промышленных размеров с целью сохранения параметров водного потока этот профиль принимается в виде прямой 5 (см. рис. 116, а), наклонной к горизонту под углом 5° .

Шаг винтового желоба характеризует угол его наклона к горизонту и, следовательно, — скорость передвижения пульпы. Выявлено, что с уменьшением данного угла возрастает глубина потока, что создает благоприятные гидродинамические условия для обогащения крупнозернистого материала.

Оптимальным отношением шага желоба к диаметру его витков принято считать 0,4—0,6. Некоторые конструкции сепараторов позволяют регулировать этот шаг.

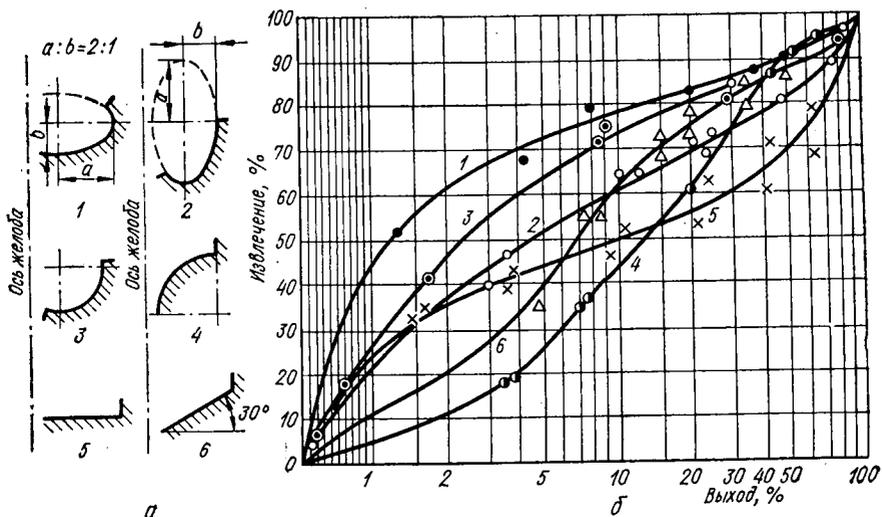


Рис. 116. Влияние профиля поперечного сечения желоба винтового сепаратора на показатели обогащения:

а — вид профиля поперечного сечения желоба; б — показатели обогащения для соответствующего профиля.

Количество витков при заданной величине шага определяет длину желоба, от которой зависит полнота извлечения тяжелых минералов. Чем больше разнятся плотности исходной смеси минералов и чем уже крупность обогащаемого класса, тем меньше требуется витков для полного разделения.

Число отсекателей, размещенных по длине винтового желоба, обуславливает количество тяжелых черновых концентратов, выделяемых при обогащении. В отечественных сепараторах на каждом витке обычно имеется по одному такому отсекателю. Положение их ножей устанавливается опытным путем при пуско-наладочных работах и сохраняется постоянным в период эксплуатации.

При выборе рабочих покрытий для желобов предпочтение следует отдавать гладким поверхностям. Исследования показали, что различного рода шероховатости, нарифления, канавки или отбойники для перемещения пульпы не улучшают, а даже ухудшают процесс концентрации.

К технологическим факторам, влияющим на результаты разделения в желобах, относятся характеристика крупности обрабатываемого материала, содержание твердого в питании, расход смывной воды и др.

Верхний предел крупности обогащаемых частиц достигает 6—12 мм (по кварцу); для тяжелых минералов она не превышает 2—3 мм. В последнем случае разделение на винтовых сепараторах является неэффективным, так как центробежные силы, действующие на такие частицы, препятствуют их перемещению придонными циркулирующими потоками в область выделения концентрата.

Установлено, что предварительная обработка исходного материала независимо от способа ее осуществления улучшает процесс обога-

щения с помощью желобов. При этом лучшие показатели по извлечению ценного компонента в концентрат достигаются на материале гидравлической классификации, что объясняется следующим. Получаемые здесь продукты по скоростям падения содержат легкие крупные зерна пустой породы и мелкие тяжелые частицы ценных минералов, которые при раслаивании в потоке на винтовом сепараторе быстрее проникают через промежутки между более крупными, и, оказавшись на дне желоба, интенсивнее выносятся нижними слоями в область концентрата. Одновременно крупные зерна легких минералов, подвергаясь воздействию поверхностных струй, относятся в сторону внешнего борта.

Следовательно, на винтовые сепараторы желательно направлять материал, классифицированный гидравлическим способом.

Оптимальное содержание твердой фракции в пульпе, являющееся одним из важных факторов, влияющих на результаты концентрации, колеблется от 10 до 35% данной фракции по весу. При такой плотности смеси технологические параметры остаются достаточно высокими независимо от производительности по твердому и величины потока в соответствующих пределах.

При содержании указанных фракций более 35—40% нарушается процесс расслоения зерен по плотности, а при значительной разжиженности пульпы твердая фаза (8—10%) движется плохо разделившимися слоями преимущественно у внутреннего борта желоба.

Расход смывной воды, особенно для крупнозернистого материала, служит регулирующим параметром, который устанавливается визуально. Недостаток ее приводит к получению концентратов, бедных по содержанию ценного компонента, а избыток — к сносу в область промпродуктов и хвостов тяжелых минералов, нужных народному хозяйству.

Как свидетельствует практика, расход смывной воды на один желоб составляет (5,5—19,4) 10^{-5} м³/с.

Производительность винтовых сепараторов (Q , кг/с), определяемая размерами желоба и характеристической обогащаемого материала, при постоянных конструктивных параметрах зависит от крупности исходного сырья, содержания тяжелой фракции, плотности полезного ископаемого, степени раскрытия рудной фазы и др.

Величина Q может быть подсчитана по следующей эмпирической формуле [5]:

$$Q = \frac{8 \cdot 10^{-3}}{n} \delta D^2 d_{\text{ср}} \lambda, \quad (148)$$

где n — разжиженность пульпы (отношение Ж : Т);

δ — плотность руды, кг/м³;

D — диаметр витка желоба, м;

$d_{\text{ср}}$ — средний размер зерен обогащаемого материала, мм;

λ — количество витков желоба в одном аппарате.

§ 5. Шнековые сепараторы

Разделение полезных ископаемых в шнековых сепараторах схематично осуществляется так же, как и в винтовых, но механизм обогащения здесь имеет ряд принципиальных отличий.

Шнековый сепаратор представляет собой противоточный аппарат, где реализованы принципы использования дополнительного градиента давления в винтовом потоке жидкости при несовпадении векторов скоростей твердых частиц и среды. Из-за суммарного гидродинамического воздействия на эти частицы водного течения и вращающегося шнека в рабочей зоне происходит разделение исходной смеси минеральных зерен по их плотностям. Легкие фракции перемещаются потоком жидкости, а тяжелые — лопастями шнека.

В данных сепараторах, являющихся относительно новым, мало изученным типом машины для гравитационного центробежного обогащения, своеобразный механизм действия разделяющих сил позволяет классифицировать крупнозернистый и кусковой материалы. Аппараты конструкции ИОТТ* находят все большее распространение при обработке, например, энергетических и разубоженных углей, а также переобогащении породных отвалов шахт с целью извлечения горючей массы.

Разработаны и применяются две разновидности сепараторов: с горизонтально и вертикально расположенным шнеком — СШ и СВШ. Первый из них (рис. 117) представляет собой разъемный цилиндрический корпус 3, внутри которого имеется шнек 6, вращающийся от электродвигателя 11 посредством клиноременной передачи 10 и редуктора 9. Корпус сепаратора и привод закреплены на раме 12.

В средней части корпуса установлена питающая воронка 5, а в торцевой и противоположной — тангенциально размещены патрубки 2, 13 и 7 соответственно для подвода воды, выгрузки тяжелых и легких фракций.

В верхней цилиндрической крышке сепаратора предусмотрены люки 4, предназначенные для профилактического осмотра и ремонта. Вал шнека, выполненный в виде однозаходного винта, установлен в двух опорных подшипниках 1 и полумуфтой 8 соединен с приводом. Кромка лопасти шнека футерована съемными сегментами, а корпус 3 — обечайками, изготовленными из износостойкой стали.

Сепаратор работает следующим образом. Вода, подаваемая через патрубок 2, устремляется по винтовому каналу, образованному внутренней стенкой корпуса и шнеком, вращающимся в направлении перемещения жидкости. Скорости движения потока и вращения шнека подбираются с таким расчетом, чтобы обеспечить максимальную эффективность обогащения при минимальном расходе воды.

Исходный материал поступает через загрузочную воронку в середину рабочей зоны сепаратора. Здесь, на участке канала длиной 1—1,5 шага спирали шнека, осуществляется основное разделение и формирование двух транспортных потоков, направленных в противоположные

* Институт обогащения твердого топлива.

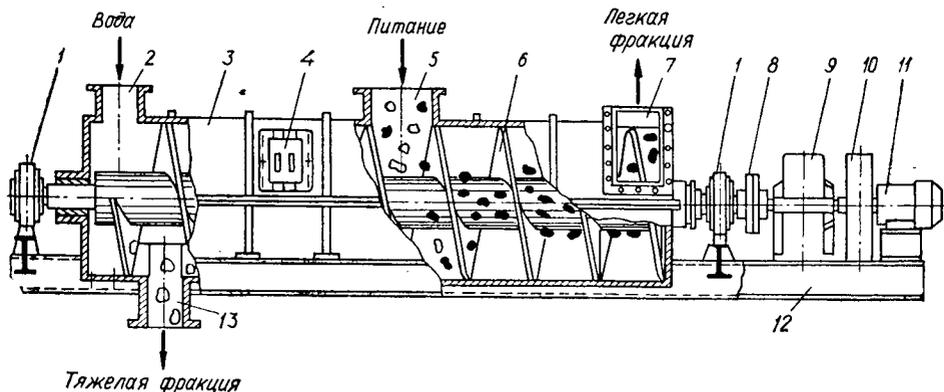


Рис. 117. Сепаратор СШ-15 (диаметр шнека 1,5 м).

стороны — к разгрузочным патрубкам легкой и тяжелой фракций.

Скорость перемещения материала вокруг вала по сложным винтовым траекториям определяется крупностью и плотностью частиц. Если частоты вращения зерен и водного потока близки между собой, эти зерна движутся в сторону разгрузки легкой фракции. Если же первая из названных частот меньше второй, частицы вместе с продуктом, выпавшим на дно, транспортируются шнеком в направлении разгрузки тяжелой фазы.

Зоны рабочего канала, расположенные по обе стороны основного разделительного участка сепаратора, выполняют перечистные функции. Эффективность переобогащения обуславливается интенсивностью обменного взаимодействия частиц в каждом витке данного канала. Благодаря выбору оптимальных параметров процесса происходит максимально возможное изменение концентрации классифицируемых продуктов при их движении в перечистных зонах, а также обеспечивается непрерывное обновление поверхности раздела материала в поле центральных сил.

Оптимальная скорость вращения шнека для конкретных условий устанавливается в период пуска наладочных работ и в дальнейшем остается неизменной. Оперативными параметрами регулирования являются расход воды и производительность.

При обогащении угля с помощью шнековых сепараторов значительно снижаются потери легких и промежуточных фракций в отходах, а также засорение и зольность концентрата.

§ 6. Крутонаклонный сепаратор типа КНС

Разделение продуктов в данном аппарате, созданном Институтом обогащения твердого топлива, осуществляется в восходящем наклонном потоке воды за счет его взаимодействия по поверхности контакта с противоположно направленными слоями, несущими тяжелую фракцию.

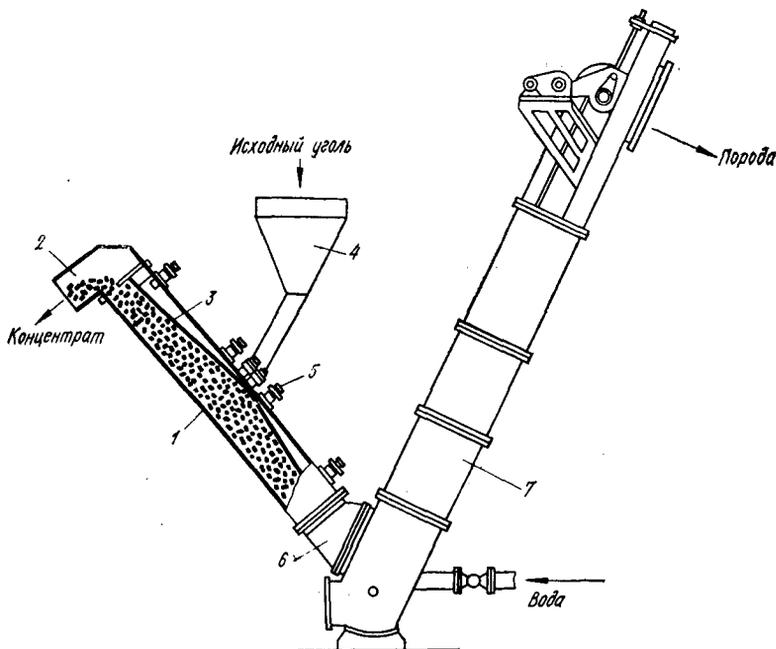


Рис. 118. Крутонаклонный сепаратор типа КНС:

1 — корпус сепаратора; 2 — разгрузочный желоб; 3 — дека с нарифлениями; 4 — питающая воронка; 5 — устройство для регулировки угла наклона деки; 6 — приемный бункер породы; 7 — обезвоживающий элеватор.

Сепаратор (рис. 118) состоит из корпуса в виде короба прямоугольного сечения (наклоненного к горизонту под углом $46-54^\circ$), загрузочного и разгрузочных устройств.

Загрузочная труба, устанавливаемая в средней части аппарата, разделяет его на два отделения: для породы (внизу) и концентрата (вверху). На их крышках укреплены винтовые регуляторы, поддерживающие внутри рабочего канала специальные деки, снабженные зигзагообразными перегородками. Положение этих дек определяет требуемое сечение канала сепаратора, а упомянутые перегородки создают переменное поле скоростей потока по длине и ширине канала, что обеспечивает наиболее благоприятные условия для обогащения материала. Между деками и крышками имеются резиновые манжеты, препятствующие попаданию в нерабочую зону частиц исходного питания и направленного потока разделительной среды.

Нижняя часть сепаратора с помощью фланца и промежуточного желоба соединяется с обезвоживающим элеватором, транспортирующим отходы, а верхняя — переходит в желоб для разгрузки концентрата.

Аппарат действует следующим образом. Сырье непрерывно подается в питающую воронку и далее по загрузочной трубе — в

центральную часть рабочего канала. В нижнюю же его часть через башмак элеватора одновременно поступает с заданной скоростью вода. Тяжелые фракции выпадают в придонный слой, движущийся навстречу потоку. Легкие компоненты выносятся разделяющей средой вверх через сливной порог.

Оперативными параметрами регулирования процесса обогащения в сепараторе типа КНС являются производительность по твердому и расход воды, поступающей с исходным питанием, а также подаваемой в породный канал. Максимальный такой расход составляет (5—6) 10^{-3} м³ на 1 кг материала.

Опыт эксплуатации первых промышленных образцов данных аппаратов показал, что наиболее перспективными областями их применения следует считать обогащение энергетических углей, переработку разубоженной горной массы и механизацию породовыборки на шахтах.

§ 7. Концентрационные столы

Концентрационный стол (рис. 119 и прил. 29) представляет собой слабо наклоненную в поперечном направлении качающуюся поверхность (деку) с текущим по ней тонким слоем воды. Качание деки (горизонтальное, перпендикулярное потоку) осуществляется при помощи привода возвратно-поступательного движения. Благодаря всему этому, а также нарифлениям, имеющимся на рабочей поверхности, создается специфическая разделительная среда.

Классификация минеральных зерен происходит здесь под влиянием комплекса различных сил, учитывать и анализировать которые довольно сложно. Главные результирующие из них, то есть определяющие разрыхленность постели и траекторию перемещения отдельных частиц, — это силы тяжести, гидродинамического воздействия потока воды и трения о поверхность деки.

В разрыхленной массе зерна распределяются по своим плотностям, крупности и формам.

Отдельные слои постели образуются в межрифельном пространстве согласно распределению скоростей по сечению водного потока. Расслаивание материала в значительной мере носит характер сегрегации.

В нижних слоях располагаются самые тонкие частицы большой плотности, над ними — более крупные той же плотности в смеси с мелкими зернами меньшей плотности, а еще выше — последовательно те и другие при незначительной своей плотности. Частицы размером менее 10—15 мкм движутся совместно с потоком.

Верхний легкий слой постели смывается водой в поперечном по отношению к качаниям деки направлении, а нижний тяжелый материал продольно перемещается к разгрузочному торцу

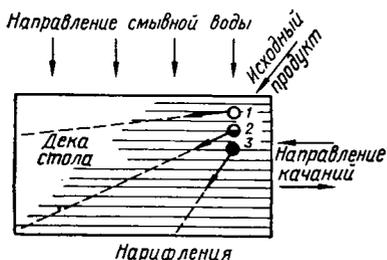
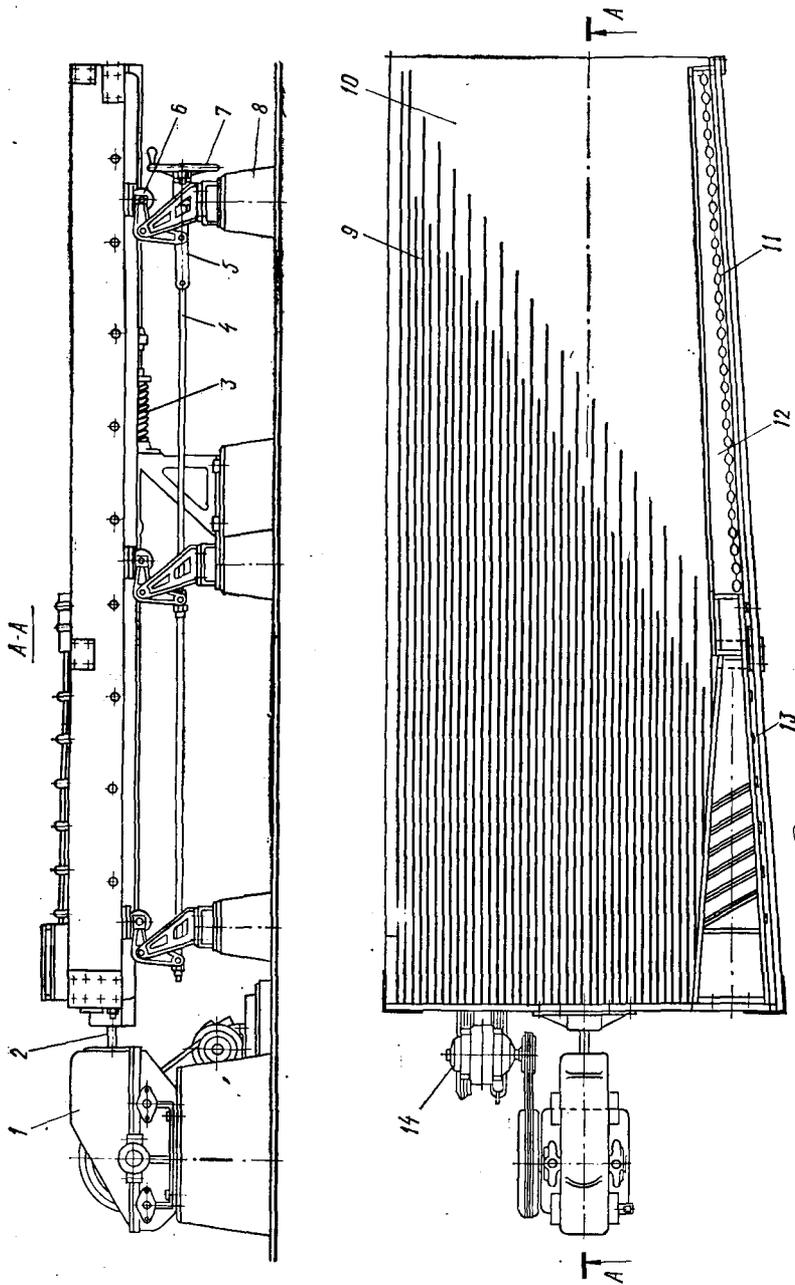


Рис. 119. Схема работы концентрационного стола:

1, 2, 3 — соответственно частицы высокой, промежуточной и низкой плотности.



* Рис. 120. Концентрационный стол СКМ-1А.

между нарифлениями. В последнем случае благодаря снижению их высоты происходит постепенное извлечение из постели частиц возрастающей плотности.

Вследствие перераспределения зерен в процессе их разделения на боковой и торцовой разгрузочных сторонах образуется так называемый веер продуктов различной плотности, который специальными отсекателями направляется в сборники концентрата, промпродукта и отходов.

Изучаемые аппараты конструктивно подразделяются на столы: опорные — с прямоугольной декой (СК-1А, СКМ-1А) и диагональной (СКО), а также подвесные (СК-22, СК-30, СКПМ). Кроме того, по технологическому назначению они известны как песковые и шламовые (для обработки материалов соответственно крупностью 0,2—3,0 и менее 0,2 мм).

Концентрационный стол СКМ-1А (рис. 120) предназначен для обогащения различных рудных полезных ископаемых крупностью 0,1—3 мм. Он состоит из опорной конструкции (рамы) 8, привода 1 и подвижной деки 10 — покрытой линолеумом деревянной плоскости с закрепленными на ней узкими планками (рифлями) 9. Исходное питание вместе с водой поступает в приемный лоток 13 и далее на деку. Для распределения смывной жидкости имеется другой лоток (12), оборудованный подвижными планками 11.

Дека удерживается на шести роликовых опорах скольжения 6. Для регулирования ее поперечного наклона служит креновый механизм — тяга 4, винт 5 и маховик 7. Возвратно-поступательные движения этой плоскости осуществляются от приводного механизма 1 посредством тяги 2 и пружины 3. Электродвигатель 14 связан с узлом 1 клиноременной передачей.

Приводной механизм концентрационного стола (рис. 121) состоит из эксцентрикового вала 1, при вращении которого ролик 2 нажимает на рычаг 3, в результате чего шарнирное соединение 4 воздействует на коленчатый рычаг 5. Последний, имея при помощи головки 9 и тяги 7 связь с декой 10 (см. рис. 120), сжимает пружину 3 и обеспечивает в последующие пол-оборота вала 1 обратный ход этой деке.

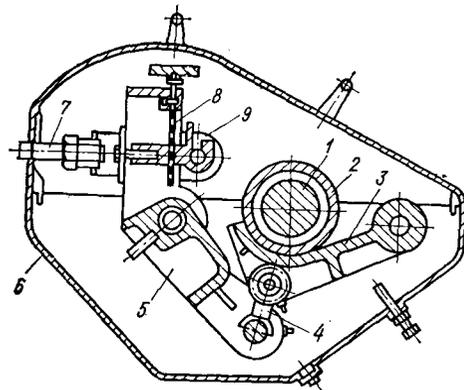


Рис. 121. Приводной механизм концентрационного стола.

Для изменения амплитуды качаний от 8 до 30 мм механизм снабжен устройством, состоящим из винта 8, при вращении которого головка 9 перемещается вверх или вниз, тем самым увеличивая или уменьшая амплитуду. Частота качаний регулируется изменением частоты вращения шкива приводного механизма.

Иные конструкции концентрационных столов для обогащения

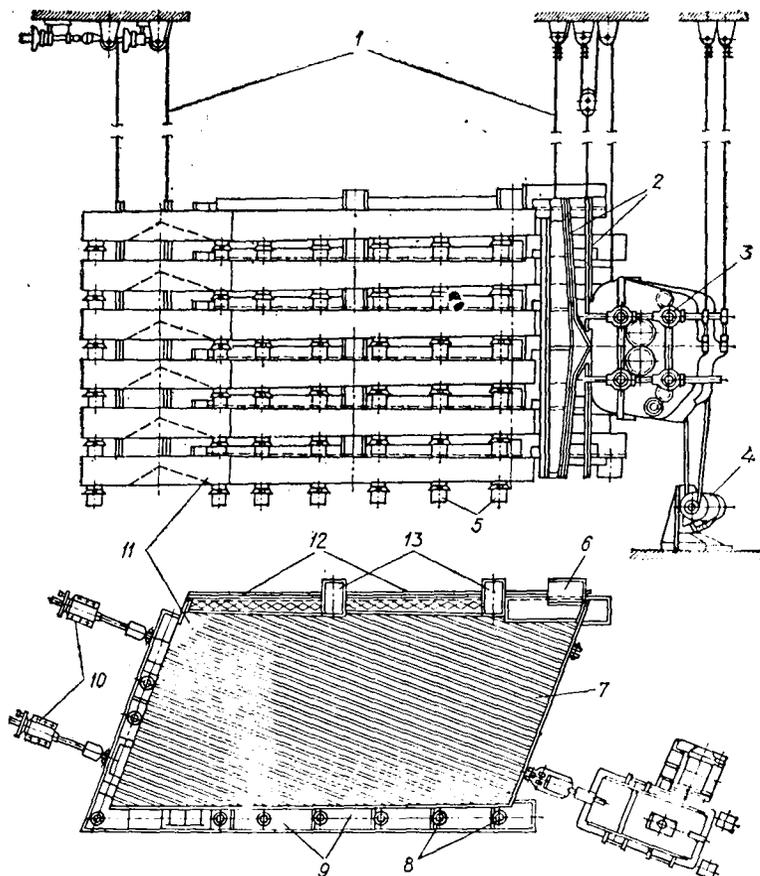


Рис. 122. Многогодичный подвесной концентрационный стол СКПМ-6.

руд в принципе не отличаются от описанного выше аппарата. Различия заключаются в форме дек (прямоугольных или диагональных), их количестве и установке (в опорном или подвесном исполнении), типе привода (эксцентрикового или инерционного) и других незначительных деталях.

В современных концентрационных столах деки изготавливаются из алюминиевых сплавов с резиновым покрытием. Рифли также выполняются из резины.

Многогодичный подвесной концентрационный стол СКПМ-6 (рис. 122) разработан специально для обогащения угля крупностью менее 6 мм с целью получения низкосольных концентратов; является весьма перспективным для обессеривания полезного ископаемого, содержащего значительное количество пирита.

Данный аппарат представляет собой подвесную конструкцию стержневого типа, состоящую из шести расположенных друг над другом дек 11, скрепленных между собой четырьмя вертикальными план-

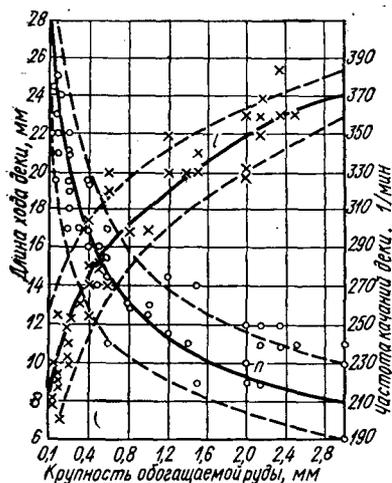


Рис. 123. Зависимость частоты качаний и длины хода деки от крупности обогащаемой руды.

обогащения, разделенные на девять отсеков. В днище каждого из них имеются цилиндрические отверстия 8 и патрубки 5. На последние надеваются резиновые шланги, по которым материал попадает с вышележащих дек в соответствующие отсеки нижележащих, а далее — в сборные воронки.

Конструкция стола, подвешиваемого к перекрытию здания за верхние концы планок 2 системой тросов 1, обеспечивает возможность регулирования числа качаний и амплитуды, углов поперечного и продольного наклона дек (с помощью штурвалов 10), длины зоны сбега концентрата, промпродукта и отходов. Аппарат снабжен питателем, распределяющим исходную пульпу равномерными потоками на все шесть дек.

Основные технологические параметры. влияющие на эффективность работы концентрационного стола, следующие: число качаний и ход деки; углы поперечного и продольного ее наклона; количество и тип нарифлений; содержание твердого в исходном питании; расход смывной воды. Сочетанием этих параметров определяются качественные показатели разделения и производительность аппарата.

Как свидетельствуют многочисленные опыты, с повышением крупности обогащаемой руды длину хода деки l (м) надо увеличивать, а частоту качаний n (мин^{-1}) уменьшать. При ориентировочном выборе значений n и l можно пользоваться эмпирическими формулами, полученными после обработки экспериментальных данных, представленных на рис. 123:

$$l = 57 \sqrt[4]{d_{\max}}, \quad (149)$$

$$n = \frac{250}{4,65 \sqrt[3]{d_{\max}}}, \quad (150)$$

ками — подвесками 2. Бигармоничный самобалансный вибратор 3, сообщаящий столу качания, связан с электродвигателем 4 клиноременной передачей.

Каждая дека, имея форму параллелограмма, отбортована по двум краям алюминиевым листом, присоединенным винтами к раме, склепанной из дюралевых угольников. На верхнюю плоскость деки перпендикулярно ее короткой стороне наклеены резиновые рифли 7, высота которых уменьшается по мере удаления от вибратора. В правом углу деки размещен короб 6 для приема пульпы, а вдоль задней длинной ее стороны установлены два желоба для смывной воды 12, подаваемой по патрубкам 13.

К раме прикреплены также алюминиевые сборники 9 для продуктов

где d_{\max} — максимальный размер частиц (определяется по размеру отверстия сита, на котором при рассеве остается 5% материала от исходной навески), м.

При небольшом количестве смывной воды и незначительном поперечном уклоне частицы малой плотности (пустая порода) не извлекаются из постели и, продвигаясь вдоль нарифлений, засоряют концентрат. При высоких же этих параметрах, а также неравномерном распределении смывной жидкости тяжелые минералы выносятся из каналов между рифлями, полезные компоненты теряются в отходах.

Количество, тип нарифлений и их высота, убывающая по ходу движения продукта, зависят от крупности обогащаемого сырья, его плотности и содержания тяжелой фазы. Поперечное сечение рифлей для зернистых материалов — прямоугольник, для шламистых — треугольник.

Для материала крупностью 0,2—3 мм, содержащего менее 10% тяжелой фракции, рекомендуются: максимальная высота рифлей — 12—14 мм, расстояние между ними — 25—30 мм. С повышением указанного содержания то и другое увеличивается.

При большей концентрации твердого в исходном питании производительность возрастает, однако качественные показатели разделения могут ухудшаться. Оптимальное содержание твердого здесь должно быть в пределах 20—30% (по весу); расход смывной воды на 1 т материала 1—2 м³.

Производительность концентрационного стола Q (т/ч) ориентировочно можно подсчитать по эмпирической формуле

$$Q = 0,1k\delta_p \sqrt{Fd_{\text{ср}} \left(\frac{\delta_r - 1}{\delta_n - 1} \right)}, \quad (151)$$

где k — количество дек;
 $\delta_p, \delta_r, \delta_n$ — соответственно плотность руды, тяжелой фракции и пустой породы, г/см³;
 F — площадь деки, м²;
 $d_{\text{ср}}$ — средний диаметр частиц, мм.

Установлено, что подготовка полезного ископаемого перед обогащением на концентрационных столах путем его классификации по крупности позволяет повысить производительность и улучшить качество разделения. Чем меньше разница в плотностях минералов и чем больше сrostков в исходном продукте, тем уже должна быть шкала классификации.

Обогащение на столах предварительно необработанного материала допустимо в тех случаях, когда экономически невыгодно применять дополнительные технологические операции или же когда он представляет собой легкообогатимую смесь мелких тяжелых и крупных легких зерен при отсутствии сrostков.

На ОФ, особенно при разделении руд редких металлов, оловянных либо вольфрамовых, исходный материал с размером частиц менее 2—3 мм перед концентрацией на столах подвергают гидравлической классификации с получением 4—6 классов крупности, каждый из которых обогащается отдельно.

Эксплуатация большого количества малопроизводительных столов связана с определенными трудностями. Они являются более сложными машинами по сравнению со шлюзами, суживающимися желобами или винтовыми сепараторами.

Концентрационные столы имеют движущиеся части, поэтому необходимо следить за исправностью всех механизмов и наличием смазки в трущихся узлах, а также строго соблюдать правила техники безопасности.

ГЛАВА X. МАШИНЫ ДЛЯ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

§ 1. Назначение и классификация флотомашин

Флотационный метод обогащения основан на использовании различий в естественной или искусственно создаваемой смачиваемости природных минералов*.

Процесс осуществляется в водной среде и применяется для разделения тонкоизмельченных (до крупности менее 0,5 мм) полезных ископаемых независимо от их плотности, магнитных, электрических или других свойств. Такая универсальность метода связана с регулирующими возможностями потребляемых флотореагентов — веществ, способных избирательно адсорбироваться на поверхности минералов и уменьшать или увеличивать меру их смачиваемости.

По характеру своего влияния флотационные реагенты подразделяются на собиратели (непосредственно взаимодействующие с поверхностью минералов), вспениватели (стабилизирующие диспергирование воздуха и пенообразование), активаторы, депрессоры и регуляторы среды.

Известны пленочная, масляная и пенная флотация, а также пенная сепарация, то есть четыре разновидности процесса.

Пленочная флотация основана на способности плохо смачиваемых или несмачиваемых минералов удерживаться на водном зеркале за счет сил поверхностного натяжения. При этом другие зерна тонут в жидкости, и таким образом происходит разделение смеси на концентрат и отходы или же ряд продуктов различной качественной характеристики.

Масляная флотация заключается в избирательном слипании плохо смачиваемых частиц с капельками масел, подаваемых в пульпу. Образующиеся комплексы «минерал — масло» всплывают на поверхность, так как в сравнении с водой их плотность становится меньшей. Зерна, не взаимодействующие с маслами, остаются в смеси во взвешенном состоянии.

Пенная флотация, получившая наиболее широкое промышленное применение, основана на способности несмачиваемых водой минералов

* Плохо смачиваемые водой минералы (по преимуществу ценные компоненты полезных ископаемых) — это, к примеру, сульфиды цветных и черных металлов, тальк, сера, уголь и графит, а хорошо смачиваемые (главным образом пустая порода) — кварц, карбонаты, кальцит и другие окислы.

прилипать к образующимся в пульпе пузырькам воздуха или газа и всплывать вместе с ними на поверхность, где накапливается пенный продукт — концентрат флотуемого компонента, который, однако, не всегда может содержать полезные минералы. Так, при определенном сочетании флотореагентов в пенный продукт будет выделяться магнетит (ценный компонент) или кварц (пустая порода). В первом случае флотацию называют прямой, во втором — обратной. Именно в этом (разнообразии, возможностях) и заключается универсальность процесса.

Пенная сепарация состоит в том, что несмачиваемый компонент, прилипая к воздушным пузырькам, удерживается в пенном слое, а смачиваемый — проходит сквозь него. Пульпа как бы фильтруется через этот слой, оставляя здесь флотуемые минералы.

Назначение флотомашин — создание условий для смешения пульпы с тонкодисперсным воздухом, обеспечение прилипания несмачиваемых минеральных частичек к пузырькам, извлечение образующихся комплексов в пенный слой и выделение нужного продукта из водной среды.

Широкое применение флотации для обогащения самых разнообразных полезных ископаемых привело к разработке большого количества типов и конструкций соответствующих машин. Осуществить их четкую классификацию по всем характерным признакам не представляется возможным. Такую классификацию рекомендуется проводить согласно двум основным функциям, выполняемым флотационными аппаратами [92]. Они должны обеспечивать:

— образование и распределение воздушных пузырьков в пульпе (аэрацию);

— перемешивание водной среды для поддержания твердых фракций во взвешенном состоянии и контактирования их с пузырьками.

Все многообразие типов и конструктивных разновидностей машин можно охарактеризовать тремя способами образования пузырьков.

1) механическим — засасыванием и дроблением (диспергированием) атмосферного воздуха рабочим органом машины — импеллером (мешалка, ротор, турбина насоса и пр.);

2) пневматическим — вдуванием в аппарат сжатого воздуха (компрессором или другой установкой);

3) непосредственно в растворе (при понижении в нем давления) или с помощью электролиза воды.

Поддержание твердой фазы во взвешенном состоянии и перемешивание пульпы с воздухом осуществляются такими же способами.

В соответствие с вышеизложенным флотационные машины могут быть разделены на следующие основные типы: механические, пневматические, пневмомеханические, пневмогидравлические, машины с выделением воздуха из раствора и аппараты пенной сепарации.

В отдельности, кроме того, перечисленные типы подразделяются на ряд разновидностей, отличающихся конструктивными особенностями.

Механическая флотационная машина (рис. 124, а) состоит из последовательного ряда камер 1. В центральной части каждой из них

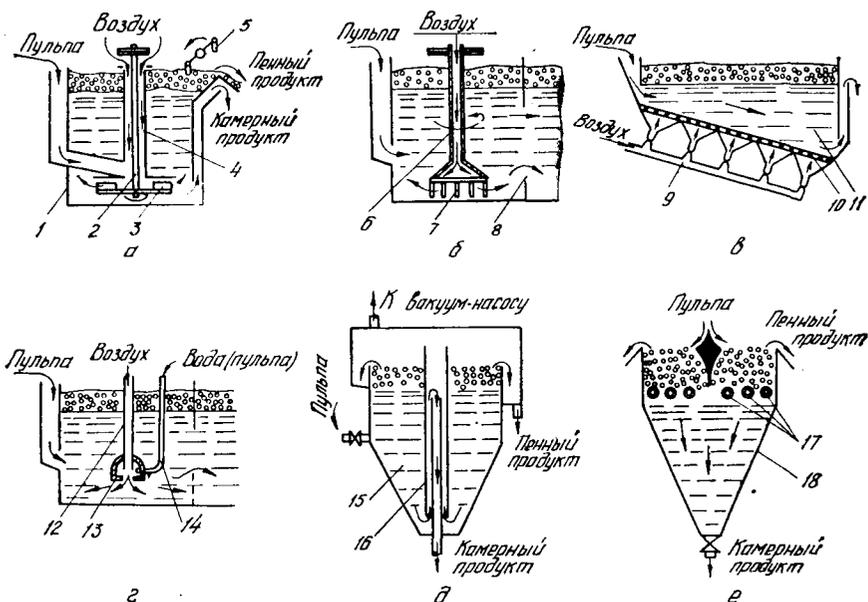


Рис. 124. Принципиальные схемы основных типов флотационных машин.

(внутри трубы 4) размещен вал 2 с импеллером 3, при вращении которого пульпа эжектирует (засасывает) атмосферный воздух и выбрасывает его в камеру. Образование и распределение пузырьков здесь происходит в результате турбулизации пульпо-воздушной смеси.

Пенный продукт (обычно концентрат) транспортируется с помощью гребкового устройства 5 на обезвоживание (или перечистку). Материал из одной камеры самотеком перемещается на дофлотацию в последующую либо выдается в «конце» ряда камер как отходы (хвосты). Направление съема пенного продукта (см. рис. 124, а) условно повернуто на 90° по отношению к движению пульпы.

Пневмомеханическая флотационная машина (см. рис. 124, б) отличается от механической тем, что здесь размещен аэратор 7, назначение которого — перемешивать с пульпой сжатый воздух, подаваемый по пустотелому валу 6 (как в данном случае) или другим способом. Аэратор только диспергирует воздух, но не обладает всасывающей способностью, поэтому камеры аппарата сообщаются между собой свободно открытыми окнами 8.

Общий уровень пульпы в машине поддерживается порогом, установленным на последней камере.

Пневматическая флотационная машина в наиболее простом исполнении (см. рис. 124, в) представляет собой камеру 11, где (в днище или боковых наклонных стенках) имеются пористые перегородки 10, через которые вдувается воздух, подаваемый по трубе 9. Крупность образующихся пузырьков и циркуляция пульпы зависят от его давления, а также размера отверстий в названных перегородках, изготовляемых из ткани, перфорированной резины и пр.

Пневмогидравлическая флотационная машина (см. рис. 124, *а*) состоит из ряда камер (длинный желоб) с расположенными по оси аэраторами 13, где сжатый воздух, поступающий по трубке 12, перемещивается с потоком воды или пульпы, которые также подаются под давлением по трубе 14.

Пневмогидравлическое смешение позволяет добиться тонкого диспергирования воздуха и хорошего его распределения при выбросе смеси из аэратора.

Вакуумная флотационная машина (см. рис. 124, *б*) — это герметическая камера цилиндрической формы 15, по оси которой размещена система труб 16 для поддержания определенного уровня пульпы и ее выпуска. Благодаря постоянному вакууму в данной системе из смеси выделяется растворенный воздух и происходит процесс флотации.

Подача пульпы, а также выпуск пенного и камерных продуктов производятся посредством гидравлических затворов.

Машина пенной сепарации (см. рис. 124, *в*), которую по способу аэрации можно отнести к аппаратам пневматического типа, в принципе отличается тем, что процесс разделения флотируемых и нефлотируемых минеральных компонентов осуществляется здесь подачей пульпы сверху на глубокий слой пены, образуемой аэраторами 17. Последние изготавливаются из перфорированных резиновых трубок, устанавливаемых в один или несколько рядов. Воздух по этим трубкам подается под давлением.

Несмачиваемые минералы удерживаются в слое пены, а смачиваемые — фильтруются вниз, проходят мимо трубчатых аэраторов и попадают в коническую часть камеры 18, откуда разгружаются через специальный затвор. Непрерывное удаление пенного продукта выполняется обычным порядком.

Кроме перечисленных основных типов флотационных машин существуют отдельные их разновидности, сочетающие те или иные способы аэрации пульпы. Но эти аппараты или не находят пока промышленного применения, или же используются в узкоспециализированных областях.

Флотацией извлекают из водной среды нефтяные эмульсии, мыла, масла, текстильные и древесные волокна, бактерии, ионы и коллоиды, а также отделяют битумы от песков, типографскую краску — от бумажной массы, твердые примеси — от раствора сахара и т. д.

Ныне исследуются возможности применения звуковых, ультразвуковых и механических вибраций для диспергирования воздуха в аппаратах.

Перспективными для очистки стоков являются электрофлотационные машины, действующие по принципу аэрации жидкости пузырьками газов, образующихся при электролизе воды. Крупность их обычно колеблется в пределах 0,04—0,2 мм, что позволяет флотировать тонкие взвеси.

В связи с возрастающим дефицитом пресных вод значение флотации неуклонно будет повышаться — как наиболее эффективного метода очистки сточных и оборотных вод.

§ 2. Аэрация пульпы, минерализация воздушных пузырьков и кинетика флотации

Технологическая эффективность любого типа флотационной машины при прочих равных условиях определяется ее аэрационными параметрами: количеством воздуха, содержащегося в единице объема смеси, крупностью образующихся пузырьков и равномерностью их распределения в камерах аппарата. Вот почему способы аэрации пульпы и применяемые для этого устройства — объект постоянного исследования и совершенствования.

Наиболее изученными (в силу широкого распространения) являются машины механического типа, в которых пузырьки воздуха образуются вследствие перемешивания смеси импеллерами различных конструкций (преимущественно радиальными). Экспериментально доказано, что аэрируемый объем флотационной камеры служит основным параметром, определяющим работу аппарата.

В машинах механического типа засасывание воздуха происходит благодаря его эжекции из атмосферы, а также в результате движения потоков пульпы, запас кинетической энергии которым придает вращающийся импеллер. Количество поступающего воздуха обуславливается конструктивными особенностями флотационного аппарата и находится в определенной зависимости от скорости вращения импеллера, глубины его погружения в камеру, объема подаваемой пульпы, ее плотности, а также от расхода вспенивателя.

Относительное количество засасываемого воздуха характеризуется содержанием его в единице объема смеси. Отметим, что аэрация пульпы в рассматриваемом типе машин определяется не только количеством этого воздуха, но и объемом (хотя и незначительным) тех газов, которые выделяются из раствора в местах перепада давлений и играют, как показали многие исследования [50; 67], весьма существенную роль во флотационном процессе.

Количество воздуха, засасываемого импеллером, само по себе не может служить критерием, обуславливающим аэрационные параметры машины. Большое значение имеют также крупность воздушных пузырьков и равномерность их распределения в объеме пульпы.

Некоторые исследователи полагают, что между флотируемостью минерала и размером воздушных пузырьков существует неоднозначная зависимость: частицам определенной крупности соответствуют пузырьки наиболее эффективного оптимального размера. Тем не менее принято считать, что с увеличением дисперсности этих пузырьков эффективность процесса возрастает.

Равномерность распределения воздушных пузырьков в объеме флотационной смеси также является важным фактором в повышении производительности единицы объема камеры машины. Неритмичность аэрации проходящей здесь пульпы обуславливается тем фактом, что скорость засасываемого импеллером воздуха характеризуется неустойчивостью, то есть количество его меняется во времени. По-видимому, причина этого кроется в особенностях течения смеси через импеллер.

В пневматических флотомашинах аэрация пульпы осуществляется вследствие дробления воздушной струи, вдуваемой по патрубкам под давлением (один тип аппаратов), или же за счет воздуха, поступающего через пористые перегородки (второй тип). Как те, так и другие обладают несомненным преимуществом; по ходу флотационного процесса подачу воздуха можно регулировать в любом количестве. Однако есть и существенные недостатки. Так, в патрубочной машине дробление воздуха на мелкие пузырьки происходит при подъеме смеси в аэролифтном отделении и изменении направления движения турбулентных потоков. В общем случае скорость такого перемещения невелика, поэтому размер пузырьков, получаемых в патрубочных аэролифтных машинах, значительно выше, чем в механических.

В пневматических аппаратах с пористой перегородкой до некоторой степени возможна также регулировка крупности воздушных пузырьков. Но очень плохое перемешивание здесь пульпы не компенсируется, к сожалению, упомянутыми выше преимуществами.

Пневмомеханические флотомшины, на первый взгляд, рационально сочетают достоинства тех и других аппаратов. Однако в этих машинах диспергирование воздуха и перемешивание пульпы характеризуются значительной неравномерностью, особенно при сравнительно большом количестве подаваемого воздуха.

Оригинальными являются аппараты, где аэрация пульпы осуществляется только за счет газов, выделяющихся из раствора при понижении в нем давления. К примеру, особенность вакуумных «компрессионных» машин заключается в минимальных размерах образующихся воздушных пузырьков (0,1 — 0,2 мм) и преимущественном их выделении на поверхности гидрофобных минеральных частичек.

Несмотря на наличие столь важного элемента, как выделение газов из раствора, вакуумные машины тем не менее обладают самой низкой степенью аэрации. Известно, что при понижении давления в объеме воды на $9,81 \cdot 10^4$ Па теоретически из ее одного кубического метра может выделиться не более 0,024 кг воздуха, что составляет примерно 20 л/м³.

Таким образом, даже при идеальных условиях ведения вакуумной флотации (при падении давления в пульпе до абсолютного значения) газонасыщение смеси в данных машинах не превысит 2%, в силу чего они вряд ли найдут широкое применение.

В конечном итоге аэрация пульпы направлена на создание условий для контактирования в водной среде воздушных пузырьков и флотируемых минеральных частиц. Такое контактирование должно завершаться их слипанием — элементарным актом флотации, а затем — образованием единичных или групповых воздушно-минеральных комплексов, то есть *минерализацией воздушных пузырьков*.

Данные процессы зависят от многих факторов и, прежде всего, от естественной или созданной с помощью флотореагентов способности минеральных поверхностей смачиваться водой. Важную роль здесь играют физические свойства компонентов трехфазной системы (масса, размер и форма частиц, крупность воздушных пузырьков, аэрация пульпы и др.), а также гидродинамические условия указанного выше

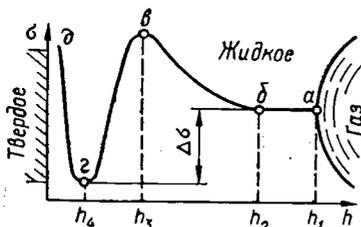


Рис. 125. Изменение свободной энергии гидратных слоев между твердой поверхностью частицы и пузырьком воздуха при их сближении.

Частица, подготовленная к процессу, и пузырек, находящийся в воде, порознь обладают большей суммарной поверхностной энергией по сравнению с флотационным комплексом, образование которого, следовательно, происходит согласно второму закону термодинамики, утверждающему, что в изолированной системе при постоянных температуре и давлении всякий процесс (или реакция) может протекать с конечной скоростью только в направлении, отвечающем уменьшению свободной энергии данной системы.

К и н е т и ч е с к и й а н а л и з процессов образования комплекса минерал — пузырек учитывает изменение гидратированности поверхности на молекулярном уровне, а также время, необходимое для разрушения прослойки воды, разделяющей названные выше компоненты. Для этого же требуется еще и определенная энергия, поскольку гидратные слои обладают значительной устойчивостью.

В начальный период сближения частицы и пузырька вода из прослойки толщиной h_1 (рис. 125) удаляется относительно легко (ветвь кривой $a-b$), затем при уменьшении h_2 до h_3 (ветвь кривой $b-v$) их свободная энергия временно возрастает, компенсировать которую можно лишь с помощью дополнительной ее затраты.

При достижении критической толщины h_3 система делается неустойчивой и при дальнейшем сближении происходит самопроизвольный разрыв гидратной оболочки с большой скоростью. Пузырек скачком прилипает к твердой поверхности, образуя с ней определенную площадь контакта, которая затем, не теряя способности расширяться, стабилизируется гистерезисными явлениями.

Под пузырьком обычно остается тончайший, молекулярных размеров слой воды h_4 толщиной $(10-1500) 10^{-10}$ м, удаление которого с твердой поверхности крайне затруднено и связано с увеличением как свободной, так и внешней энергии (участок кривой $z-d$).

Следовательно, чтобы пузырек мог прилипнуть к частице, должен быть преодолен энергетический барьер, то есть необходимо действие внешних сил, которые, совершив работу, требующуюся для утончения гидратной прослойки до какого-то значения, обеспечивают это слипание.

контактирования, определяемого интенсивностью перемешивания раствора в камере флотационной машины.

Процесс прилипания частиц к воздушным пузырькам обычно рассматривается с термодинамической и кинетической точек зрения [31; 50; 68].

Т е р м о д и н а м и ч е с к и й а н а л и з, позволяющий установить принципиальную возможность самопроизвольного слипания воздушных пузырьков и минеральных частиц, трактует данное явление стремлением свободной поверхностной энергии тех и других к минимуму.

Установлено, что определяющим для образования минерализованных комплексов при соударении частиц и воздушных пузырьков является их кинетическая энергия. Если она высокая, поверхность пузырька вдавливаются, и он стремится немедленно вернуться в энергетически более благоприятное состояние для восстановления сферической формы. Выровнясь, указанная поверхность отталкивает частицу.

Время контакта и сила адгезии для крупных зерен недостаточны; слипание не происходит. Мелкие же частицы имеют большую продолжительность этого контакта вследствие скольжения по поверхности воздушного пузырька, и вероятность их закрепления выше. Очень мелкие зерна с малой относительной скоростью и инерцией в основном следуют с омывающим пузырьки потоком жидкости, препятствующим прилипанию. С ними взаимодействуют лишь частицы, находящиеся в потоках, проходящих вблизи поверхности пузырьков.

Время, необходимое для образования минерализованных комплексов, колеблется от 0,02 до 1,5 мс. Существенную роль в данном случае играет также геометрическая форма поверхности частиц. Если на ней есть выступы и острые грани, прорыв гидратной прослойки облегчается.

Закрепление и упрочнение на пузырьках прилипших частиц — необходимое условие, завершающее создание трехфазного периметра смачивания и в целом — флотационного комплекса. Экспериментально доказано, что равновесное состояние в системе минерал — пузырек с) образованием конечного краевого угла смачивания наступает (в течение определенного времени. В реальном процессе закрепление может длиться миллисекунды, а упрочнение связи происходит на всем пути движения пузырька в пенный слой за несколько секунд.

В перемешиваемой пульпе минерализованный пузырек движется с изменяющимися скоростями по самым разнообразным траекториям, что приводит к появлению инерционных сил, отрывающих от него частицы. Вероятность такого отрыва тем выше, чем слабее прикрепление и больше их масса.

Для сохранения комплекса минерал — пузырек рост сил притяжения должен преобладать над возможными силами отрыва. В тех случаях, когда прочность прилипания не успевает достигнуть величины, необходимой для уравнивания возникающих сил отрыва, зерна отделяются от воздушных пузырьков.

Кинетические уравнения флотации характеризуют скорость извлечения минеральных фракций из пульпы в пенный продукт, зависящую от многих факторов, определяемых в общем случае вероятностными закономерностями столкновения, закрепления частиц и пузырьков, сохранения и удержания образующихся комплексов в пене при ее непрерывном разрушении.

Будем полагать, что скорость флотации подчиняется уравнению первого порядка, то есть количество одинаковых минеральных частиц (m_0 — к началу процесса, m — оставшихся к моменту t), которые извлечены за бесконечно малый промежуток времени dt , пропорционально

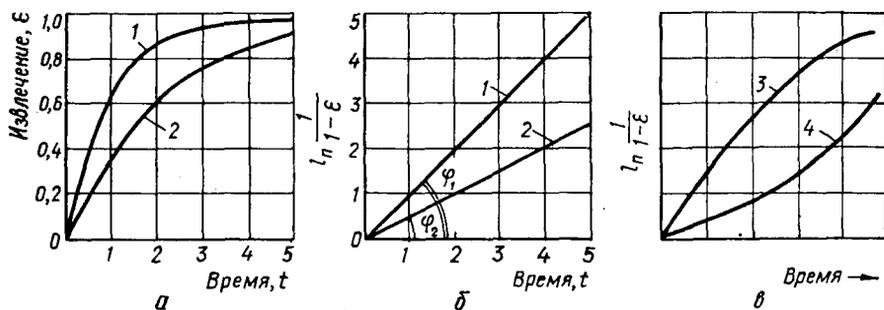


Рис. 126. Кривые скорости флотации.

их числу в пульпе. Тогда

$$dm/dt = -Km, \quad (152)$$

где K — константа скорости флотации, мин^{-1} .

Разделив переменные и проинтегрировав это выражение, имеем $\ln m = -Kt + c = -Kt + \ln c$. Откуда $\ln m/c = \ln \exp(-Kt)$, а $m = c \exp(-Kt)$.

Затем находим граничные условия: при $t = 0$ параметр $m_0 = c$, а при $t = \infty$ его значение $m = 0$. Тогда

$$m = m_0 e^{-Kt}. \quad (153)$$

Преобразовав эту формулу к виду

$$(m_0 - m)/m_0 = 1 - e^{-Kt}, \quad (154)$$

где левая часть есть не что иное, как извлечение частиц ϵ , получим

$$\epsilon = 1 - e^{-Kt}, \quad (155)$$

то есть уравнение скорости флотации (зависимость извлечения от длительности данного процесса при постоянном значении константы K).

В дифференциальном виде формула (155) будет следующей:

$$d\epsilon/dt = K(1 - \epsilon). \quad (156)$$

Если скорость флотации подчиняется уравнению первого порядка, то графически при тех или иных условиях она будет выражаться экспоненциальными кривыми 1 и 2 (рис. 126, а), для которых величины K_1 и K_2 — различные здесь.

Чтобы найти значение констант скорости K , формулу (155) преобразуем таким образом:

$$\ln \frac{1}{1 - \epsilon} = Kt. \quad (157)$$

Затем, отложив экспериментальные данные о зависимости извлечения от времени флотации в соответствующих координатах, получим прямые линии 1 и 2 (см. рис. 126, б) — те же кривые, но с другим масштабом ординаты. Тангенсы углов наклона этих линий ϕ_1 и ϕ_2 будут представлять соответствующие значения констант скорости K_1 и K_2 . В нашем случае $K_1 = 1$, а $K_2 = 0,5$.

Однако в реальных условиях полученные кривые могут иметь вид, отличающийся от прямолинейного. Такие зависимости (для примера) изображены на рис. 126, в. Кривая 3 свидетельствует о том, что при конкретной технологии флотация полезного ископаемого с течением времени замедляется — возможный результат того, что в начале процесса участвовали легкофлотируемые частицы, а затем — труднофлотируемые; или же была недостаточной концентрация реагентов, неэффективно осуществлялся сьем пены и др.

Кривая 4, наоборот, показывает, что с течением времени скорость флотации увеличивалась. Это могло произойти из-за недостаточной продолжительности закрепления реагентов на минеральных частицах. Дополнительное перемешивание в машине и время способствовало интенсификации процесса в заключительный период.

Для реальных условий константа K , следовательно, является величиной не постоянной, и большинство исследователей считает, что в общем случае скорость флотации подчиняется уравнению не первого, а более высокого порядка:

$$d\epsilon/dt = K(1 - \epsilon)^n, \quad (158)$$

где n — показатель порядка уравнения, колеблющийся от 1 до 6.

§ 3. Основы теории действия и расчета флотомашин механического типа

Сложность исследования гидродинамики трехфазной системы (вода, твердое, воздух), какой является аэрированная пульпа, трудность сопоставления несистематизированных экспериментальных данных, полученных различными авторами в различных условиях, объясняют отсутствие в настоящее время стройной теории действия флотационных машин механического типа. Основные вопросы здесь следующие [12]:

1) определение специфики действия аэраторов (в сравнении с рабочим колесом турбомашин), назначение которых — не только транспортировка, к примеру, одной лишь жидкости, а и создание во флотационной камере равномерно смешанной, насыщенной значительным количеством воздуха трехфазной системы;

2) гидродинамическое изучение взаимосвязи между конструктивными особенностями различных типов аэраторов и их техническими характеристиками (энергетическими и др.);

3) установление влияния режимов работы аэраторов и конструктивных параметров камер на распределение скоростей и направлений пульпо-воздушных потоков, равномерность насыщения смеси воздухом и интенсивность процесса в целом;

4) исследование возможности моделирования флотационных машин механического типа.

Основной узел любой такой установки — аэратор, обеспечивающий засасывание воздуха в камеру и его диспергирование при смешении с пульпой. ИмPELLер в сочетании со статором или без него представляет собой несовершенную турбомашину.

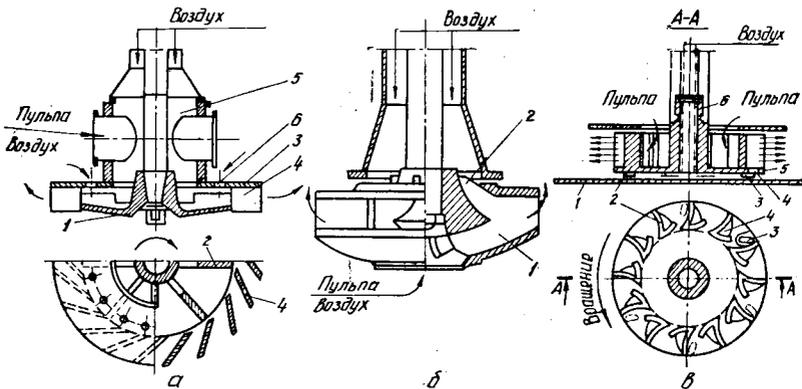


Рис. 127. Конструкции импеллеров флотационных машин механического типа.

Существует большое количество конструкций аэраторов. Один из них (типа «Механобр») — это вращающийся на валу импеллер 1 с вертикально установленными лопатками 2 и неподвижный статор 3 с лопатками 4, размещенный в нижней части стакана 5 и имеющий отверстия 6 для циркуляции пульпы (рис. 127, а).

Данный аэратор исследован довольно хорошо. Тем не менее до настоящего времени четко не определен механизм засасывания воздуха и его диспергирования. Происходит ли этот процесс за счет эжекции струями движущейся пульпы или осуществляется пульсационное замещение объема стакана 5 и внутренних полостей импеллера потоками смеси и воздуха — установить трудно. По-видимому, действуют оба механизма, что обуславливает нестабильную гидродинамическую и аэрационную характеристики импеллера, так как от потока пульпы в его полость зависит дебит воздуха. Естественно, что на практике поддержание оптимума такого потока затруднено.

На рис. 127, б представлена конструкция импеллера (машины «Минемет» и ФМ-2,5), выполненная по типу рабочего колеса центробежного насоса с двухсторонним всасом. По каналам межлопаточного пространства 1 проходит направляющаяся снизу пульпа и смешивается с воздухом, поступающим по каналу 2. Данный импеллер в сравнении с предыдущим имеет более стабильную аэрационную характеристику. Недостаток его — ограниченная площадь контакта засасываемого воздуха с пульпой, что в значительной мере снижает эффективность процесса.

Импеллер, изображенный на рис. 127, в, состоит из пустотелой ступицы 6 и диска 5, на котором сверху вертикально установлены лопатки: 2 — тоже пустотелые и 3 — нижние короткие. При вращении импеллера смесь засасывается в межлопаточные каналы. Воздух проходит в пространство между днищем камеры 1 и диском 5, а далее через отверстия 4 поступает в лопатки 2, откуда эжектируется струями пульпы и диспергируется при турбулентном перемешивании. Таким образом, здесь осуществлена раздельная подача суспензии и воздуха, что обеспечивает стабильность процесса. Конструкция импеллера позволяет

создать режим работы, при котором достигается требуемое соотношение их количеств при минимальных затратах мощности для насыщения смеси воздухом.

Действие аэратора типа «Механобр» характеризуется следующими закономерностями. Дебит пульпы в камеры определяется не частотой вращения и конструктивными особенностями импеллера, а задаваемыми условиями ее подачи, то есть полностью зависит от параметров питающего патрубка, высоты уровня смеси в машине и др. Пульпа, по существу, не засасывается, а наливается в полость импеллера. Он работает в режиме «голодного питания», поскольку поток смеси не заполняет всего сечения входа.

Импеллер флотационной машины — аналог рабочего колеса (турбинки) центробежного насоса, развивающий небольшой напор, что позволяет поддерживать столб пульпы высотой 0,5—1,5 м. Избыточное давление расходуется на эжекцию (засасывание) воздуха, его сжатие, преодоление гидравлических сопротивлений в камере и пр.

Эмпирическое уравнение, определяющее действительный напор H_d , создаваемый импеллером, имеет следующий вид:

$$H_d = 0,064u^2 + 0,1 \frac{Qu}{D^2} - 1,45 \frac{Q}{D^2}, \quad (159)$$

где u — окружная скорость импеллера, м/с;

Q — дебит пульпы, м³/мин;

D — диаметр импеллера, м.

Как видно из рис. 128, а, существует оптимальный поток $P_{\text{опт}}$, при котором импеллер при прочих равных условиях засасывает максимальное количество воздуха. Подача его прекращается при скоростях u менее 5 м/с.

Наличие отверстий в стакане и диске аэратора типа «Механобр» обуславливает определенное поступление в полость импеллера потока, величина которого зависит от уровня суспензии в камере. Установлено, что засасывание воздуха уменьшается при возрастании или понижении высоты пульпы над импеллером (см. рис. 128, б).

Значительное повышение количества эжектируемого воздуха обеспечивается размещением на периферии импеллера неподвижных, косо поставленных лопаток по типу направляющих аппаратов турбомашин

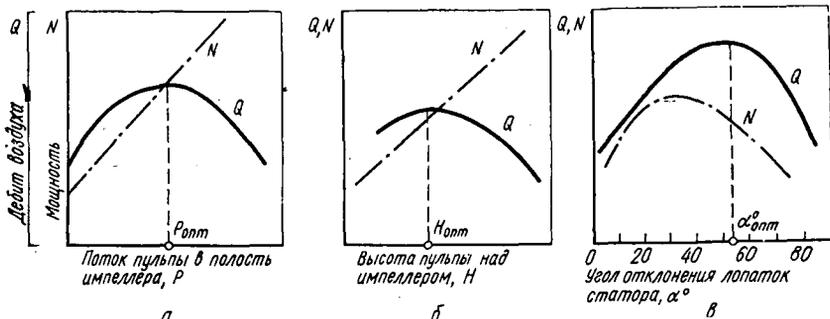


Рис. 128. Зависимости количества засасываемого воздуха и расхода мощности от величины потока в полость импеллера и наличия статора.

(насосов, воздуховодов и т. п.). Если угол отклонения лопаток от радиуса $\alpha = 50-60^\circ$, засасывается наибольшее количество воздуха при прочих равных условиях (см. рис. 128, в). Максимальный его объем (м³/мин)

$$Q_B = 0,64\varphi D^2 u, \quad (160)$$

где φ — коэффициент эжекции (при наличии статора $\varphi = 1,5-2,0$, а при его отсутствии $\varphi = 0,6-0,7$).

Существующий ряд других эмпирических формул подтверждает квадратичную зависимость количества засасываемого воздуха от величины D при заданном параметре u (или кубическую зависимость от диаметра импеллера при обусловленной частоте его вращения). Эти формулы содержат ряд коэффициентов, численные значения которых могут колебаться в весьма широких пределах, что свидетельствует об отсутствии четких представлений как о механизме засасывания воздуха, так и возможностях использования полученных уравнений для расчета азраторов флотационных машин с наперед заданными параметрами. В общем виде такая зависимость может быть представлена следующим образом:

$$Q_B = f(H, n_1, D, \rho_{ж}, \rho_B, \mu_{ж}, g, d, h, S), \quad (161)$$

где Q_B — количество засасываемого воздуха, кг/с;
 H — давление, развиваемое импеллером, кг/м²;
 n_1 — частота его вращения, 1/с;
 D, d — наружный и внутренний диаметры импеллера, м;
 $\rho_{ж}, \rho_B$ — плотности жидкой фазы и воздуха, кг/м³;
 $\mu_{ж}$ — вязкость жидкой фазы, кг · с/м²;
 h — высота лопатки, м;
 S — характерный размер проходного межлопаточного канала импеллера (ширина), м.

Приняв независимые переменные n_1, D и $\rho_{ж}$ на основе анализа размерностей в соответствии с π -теоремой, определяем функциональную зависимость (161) в критериальной форме:

$$\frac{Q_B}{n_1 D^3 \rho_{ж}} = f\left(\frac{H}{n_1^2 D^2 \rho_{ж}}, \frac{\rho_B}{\rho_{ж}}, \frac{\mu_{ж}}{n_1 D^2 \rho_{ж}}, \frac{g}{n_1^2 D}, \frac{d}{D}, \frac{h}{D}, \frac{S}{D}\right), \quad (162)$$

где $\rho_B/\rho_{ж}$ — критерий подобия движущихся фаз;
 $d/D, h/D, S/D$ — критерии геометрического подобия.

Анализ данной зависимости показывает, что в качестве аргументов функции получены критерии гидродинамического и геометрического подобия:

$$\frac{H}{n_1^2 D^2 \rho_{ж}} = \frac{P}{n_1^3 D^6 \rho_{ж}} = E; \quad \frac{g}{n_1^2 D} = \frac{1}{Fr};$$

$$\frac{\mu_{ж}}{n_1 D^2 \rho_{ж}} = \frac{1}{Re}, \quad (163)$$

где P — потребляемая мощность, кВт;
 E, Fr, Re — соответственно критерии Эйлера (для мешалок), Фруда и Рейнольдса.

Основным здесь является критерий Рейнольдса, характеризующий режим движения пульпо-воздушной смеси в импеллере. Этой величиной обуславливаются его аэрационные параметры, а также коэффициент эжекции, крупность воздушных пузырьков и равномерность их распределения в объеме камеры.

Для импеллеров типа приведенного на рис. 127, в экспериментально установлена эмпирическая зависимость между заданным коэффициентом эжекции β (в пределах 0,4—0,9) и критерием Рейнольдса:

$$Re \cdot 10^{-5} = 16,5 - 0,61(135 - 150\beta)^{0,54}, \quad (164)$$

где β — коэффициент эжекции (отношение объема засасываемого воздуха к объему пульпы, проходящей через импеллер).

Расчетный диаметр D определяется в зависимости от требуемой производительности импеллера по воздуху Q_v , заданной частоты вращения n_1 и плотности пульпы $\rho_{ж}$:

$$Q_v = k_p n_1 D^3 \rho_{ж}, \quad (165)$$

где k_p — коэффициент расхода.

Величина k_p устанавливается как

$$k_p \cdot 10^4 = 2,05 - 0,0543(16,5 - 10^{-5} Re)^{1,85}. \quad (166)$$

Мощность, потребляемая электродвигателем,

$$P = k_N n_1^3 D^5 \rho_{ж}, \quad (167)$$

где k_N — коэффициент расхода мощности.

Данный коэффициент зависит от критерия Рейнольдса:

а) при $Re \geq 13 \cdot 10^5$

$$k_N = \frac{0,1}{1,22 \cdot 10^{-5} Re + 19,25}, \quad (168)$$

б) при $Re < 13 \cdot 10^5$

$$k_N = \frac{0,1}{3,08 \cdot 10^{-5} Re - 5,50}. \quad (169)$$

По расчетной величине D определяются конструктивные параметры импеллера — внутренний диаметр d , высота лопатки h , ширина межлопаточного канала S : $d = 0,6D$; $h = 0,25D$; $S = 0,05D$.

Углы входа и выхода передней набегающей кромки лопатки принимаются равными соответственно 45 и 90°.

Обязательным является наличие статора, характеризующегося для промышленных вариантов флотомашини следующими параметрами: угол наклона его лопаток к радиусу — 60°, расстояние между ними по дуге передних кромок — 60—80 мм, зазор между лопатками импеллера и статора — не более 10 мм.

Оптимальное количество флотокамер и их объем рассчитываются таким образом. Исходная пульпа последовательно движется из камеры в камеру за какой-то промежуток времени, называемого *временем флотации*. Численно оно выражается отношением суммарного объема этих камер NV (m^3) к расходу пульпы Q_{II} ($m^3/мин$).

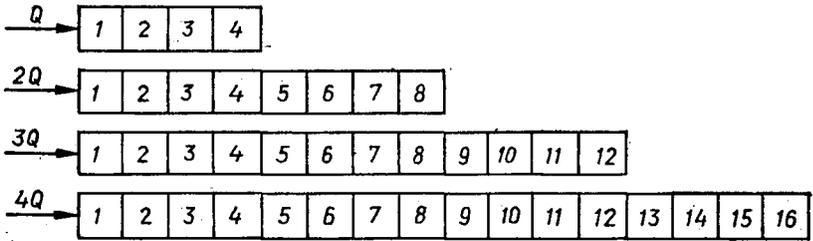


Рис. 129. Варианты компоновки флотомашины из отдельных камер одинакового объема.

Варианты сочетаний отдельных камер в машине могут быть различными. Их объемом и количеством определяется скорость протекания пульпы вдоль фронта флотации. Теоретически и экспериментально доказана целесообразность повышения данной скорости [68].

Для одного и того же полезного ископаемого (при заданном технологическими условиями времени флотации) в принципе возможно применение нескольких вариантов машин с различной компоновкой камер. Так, при увеличении их количества от 4 до 16 (на рис. 129 они одинакового размера) пропорционально возрастает объем исходной пульпы, поступающей в аппарат, и таким образом время флотации остается постоянным.

По-видимому, показатели флотации одного и того же полезного ископаемого при постоянном значении константы скорости для вариантов многокамерных установок (см. рис. 129) будут различными. Определить здесь влияние отдельных параметров на результаты процесса можно экспериментально или путем анализа математической модели машины. На рис. 130 представлена одна из таких моделей, включающая N камер одинакового объема V . В аппарат поступает пульпа в количестве Q_0 с начальной концентрацией флотируемого компонента C_0 .

На рис. 130 приняты следующие обозначения:

$Q_0 > Q_1 > Q_2 > \dots > Q_{N-1} > Q_N$ — объем пульпы, подаваемой в отдельные камеры;

$C_0 > C_1 > C_2 > \dots > C_{N-1} > C_N$ — количество флотируемого компонента в питании и камерах;

$q_1 > q_2 > q_3 > \dots > q_{N-1} > q_N$ — обем пульпы в пенных продуктах;

$C'_1 > C'_2 > C'_3 > \dots > C'_{N-1} > C'_N$ — количество флотируемого компонента в этих продуктах.

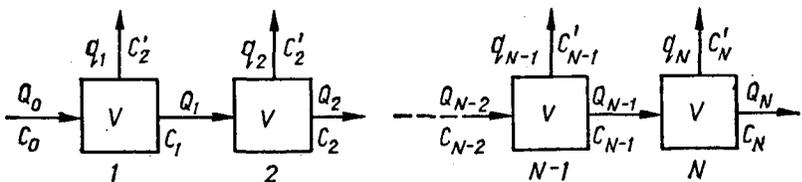


Рис. 130. Модель многокамерной флотационной машины.

Рис. 131. Зависимость извлечения от константы скорости K , количества флотокамер в машине N и времени флотации τ :

1 — $N = 2$; 2 — $N = 4$; 3 — $N = 6$; 4 — $N = 8$; 5 — $N = 10$; 6 — $N = 12$.

Уравнение материального баланса для N -й камеры при условии, что скорость флотации аналогична скорости реакций первого порядка, будет иметь следующий вид:

$$\begin{aligned} Q_0 C_{N-1} - Q_0 C_N - KVC_N = \\ = V \frac{dC_N}{d\tau}, \quad (170) \end{aligned}$$

где τ — время, мин.

Разностное дифференциальное уравнение (170) решаем с помощью операторного метода Лапласа [14]:

$$C_N = C_0 \left(\frac{Q_0}{V} \right)^N \int_0^\tau \frac{\tau^{N-1} e^{-a\tau}}{(N-1)!} d\tau, \quad (171)$$

где $a = K + (Q_0/V)$.

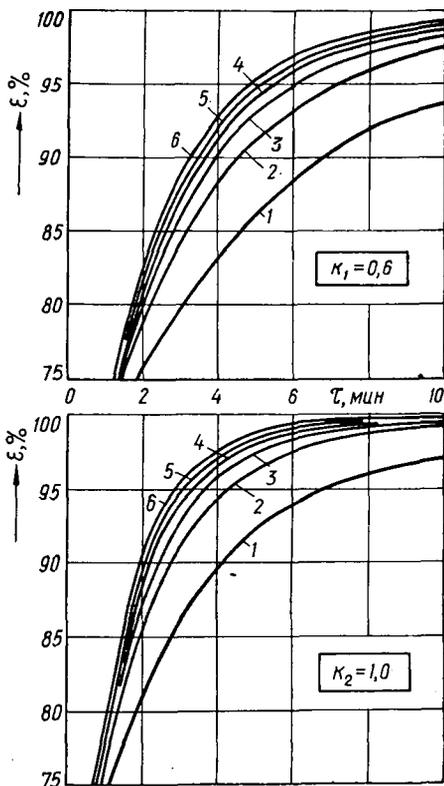
Формулу (171) преобразуем с учетом того, что $\varepsilon = (C_0 - C_N)/C_0$ и $\tau = NV/Q_0$, а также интегрируя ее по частям. В результате находим зависимость извлечения ε от константы скорости K , времени флотации τ и количества камер в машине N :

$$\begin{aligned} \varepsilon = 1 - \frac{1}{\left(\frac{K\tau}{N} + 1 \right)^N} \left\{ 1 - e^{-\left(K + \frac{N}{\tau} \right)} \left[1 + \tau \left(K + \frac{N}{\tau} \right) + \right. \right. \\ \left. \left. + \frac{1}{2!} \tau^2 \left(K + \frac{N}{\tau} \right)^2 + \dots + \frac{1}{(N-1)!} \tau^{N-1} \left(K + \frac{N}{\tau} \right)^{N-1} \right] \right\}. \quad (172) \end{aligned}$$

По данному уравнению, являющемуся математической моделью многокамерной флотационной машины, выполнены расчеты значений ε в зависимости от параметров N , τ и K , изменяющихся в пределах: $N = 2-12$; $\Delta N = 2$; $\tau = 1-10$; $\Delta \tau = 1$; $K = 0,2-1$; $\Delta K = 0,2$.

Вычисления производились на ЭЦВМ. Анализ полученных данных, частично представленных в виде кривых на рис. 131, позволил установить следующее.

Математическая модель многокамерной машины правильно отражает физическую сущность процесса флотации и характер воздействия



на него отдельных параметров. Рост константы скорости K при прочих равных условиях приводит к увеличению значения e .

Сравнение данных о влиянии числа камер на выход флотированного компонента свидетельствует о том, что при одинаковых параметрах K и времени флотации максимальное извлечение всегда будет в аппарате с большим количеством камер. Этим подтверждается высказанное ранее положение о целесообразности повышения скорости протекания пульпы в машине.

§ 4. Конструкции флотационных машин механического типа

Наиболее универсальными и распространенными в отечественной промышленности являются флотационные машины механического типа: ФМР (для обогащения рудного сырья) и ФМУ (для углей).

Флотационная машина типа ФМР (прил. 30) комплектуется из установленных последовательно двухкамерных секций: головной, промежуточных и хвостовой (конструктивно однотипных и отличающихся только наличием в первой из них приемного кармана, а в последней — выпускного). Головная секция (рис. 132) состоит из всасывающей и прямоточной камер сварной конструкции.

В нижней части блока 12, расположенного по центру камеры, имеется статор 1, представляющий собой диск с косо размещенными лопатками. На валу блока укреплен импеллер, вращающийся посредством системы шкивов с клиноременной передачей от электродвигателя 13.

Исходная пульпа поступает самотеком в приемный карман 7 и далее по трубе 6 — в надимпеллерный стакан 3. При вращении импеллера смесь аэрируется (насыщается) воздухом, засасываемым по трубе 14, и выбрасывается в камеру.

Подача оптимального количества пульпы достигается изменением ее потока, циркулирующего через отверстия 4 и регулируемого заслонками 5, что, в свою очередь, позволяет обеспечивать необходимое количество засасываемого в машину воздуха — 1 м³/мин на 1 м³ объема камеры.

Через окно 8 отфлотированная в первой камере жидкость поступает во вторую (прямоточную), где происходит дальнейший процесс. Нужный уровень пульпы поддерживается шибером 9 с электроприводом. Регулятор этого уровня расположен над междукамерным карманом 10, из которого смесь направляется во всасывающий трубопровод последующей промежуточной секции.

Воздушные пузырьки минерализуются в объеме флотационной камеры, в результате чего на поверхности пульпы образуется слой пены, сьем которой осуществляется пеногоном 11, представляющим собой вал со свободно висящими или жестко закрепленными лопастями. Привод его состоит из клиноременной передачи, электродвигателя и стандартного червячного редуктора, тихоходный вал которого соединяется муфтой с валом пеногона.

Для каждого типоразмера флотомашин целесообразно выбирать максимальные величины производительности по потоку (см. прил.

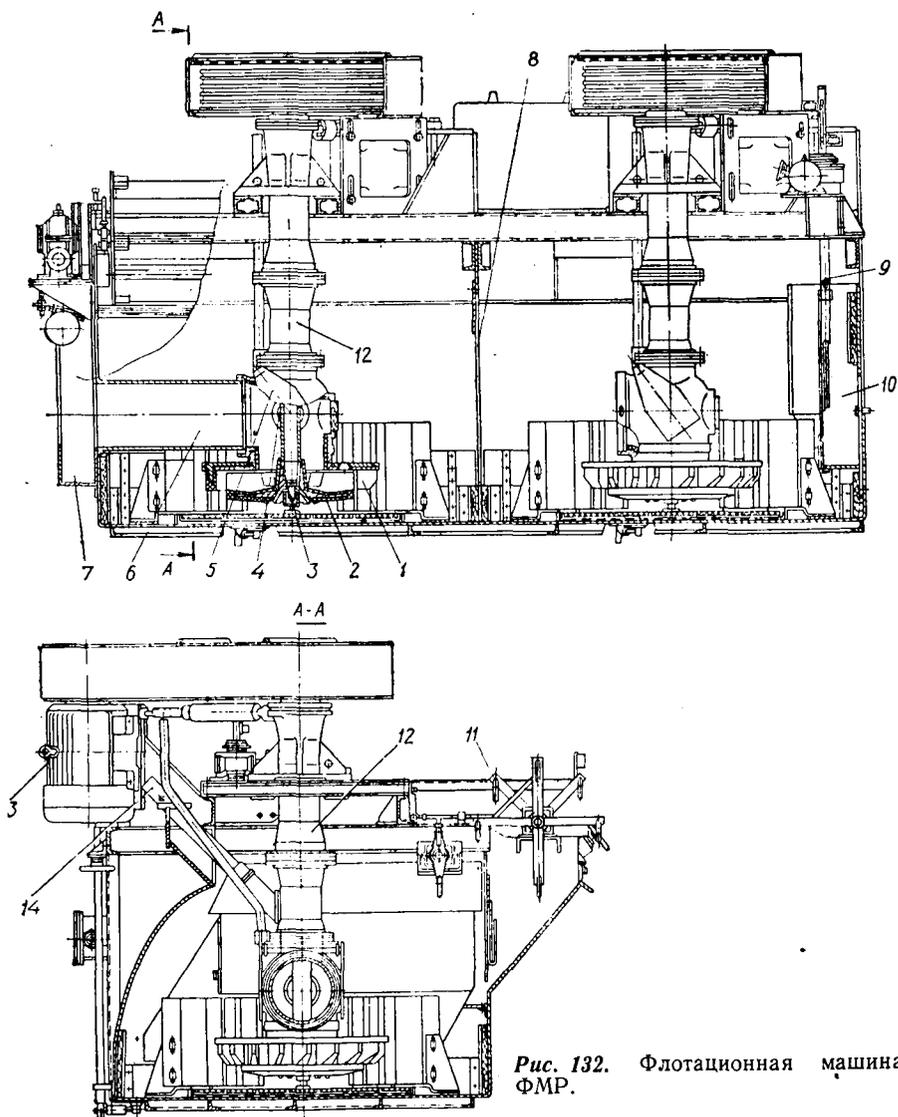


Рис. 132. Флотационная машина ФМР.

30). При этом отверстия в центральной трубе и диске статора во всасывающих камерах должны быть закрыты. При меньшей подаче исходного питания отверстия в указанном диске открываются, чтобы общий поток в полость импеллера (с учетом циркуляции) был равен тем же значениям. В проточных камерах независимо от нагрузки на машину оптимальная величина данного потока обеспечивается открыванием тех и других отверстий.

Флотационная машина ФМР-25Р, являющаяся первым отечественным аппаратом с роторным аэратором, применяется для обогащения

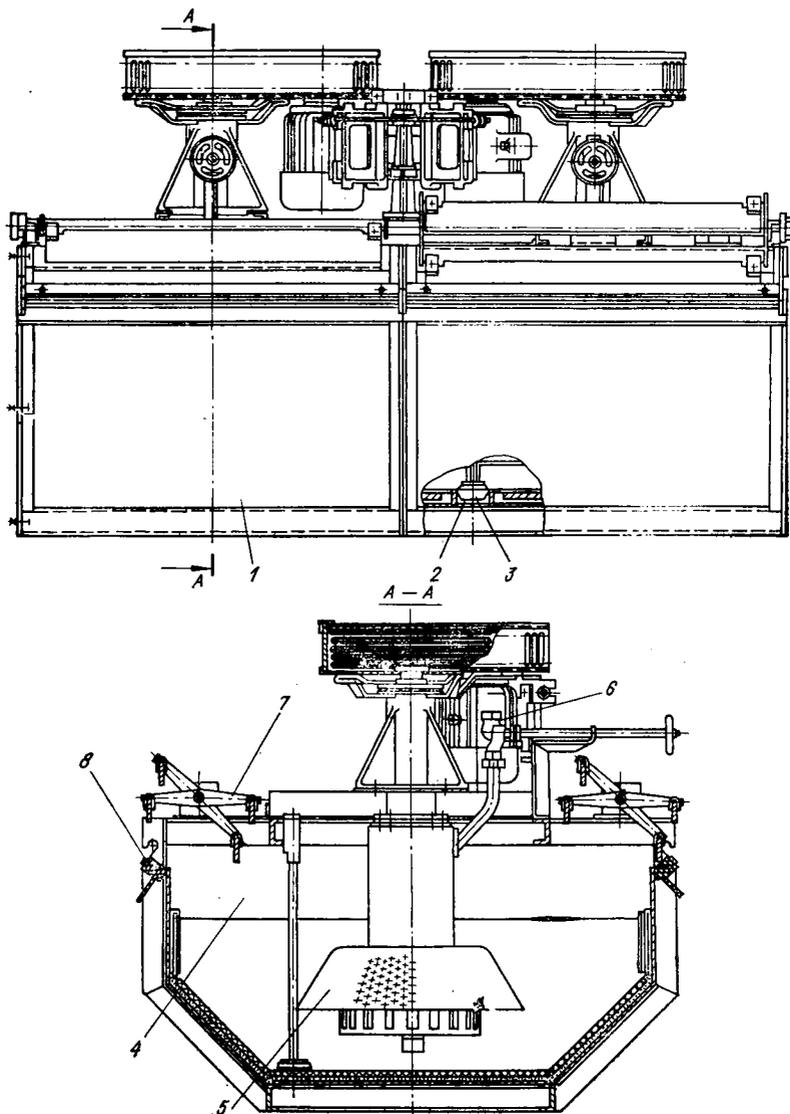


Рис. 133. Флотационная машина ФМР-25Р.

руд цветных металлов. Она состоит из ряда последовательно соединенных двухкамерных секций с загрузочным и разгрузочным карманами. Конструкция обеспечивает прямоточное беспрепятственное движение пульпы вдоль машины и позволяет компоновать варианты левого и правого исполнения. Секции могут быть изготовлены с односторонним и двухсторонним пеносъемом.

Двухкамерная секция флотомашин (рис. 133) представляет собой сварной корпус 1, разделенный в верхней части перегородкой 4.

В днище камер предусмотрены дренажные отверстия 2, которые при работе аппарата закрыты пробковыми клапанами 3. Днище и наклонные стенки камер футерованы плитками каменного литья. В каждой секции на продольных балках корпуса размещены два блока аэратора (роторный тип), состоящего из невращающейся и вращающейся частей. Первая из них — это корпус шпинделя 1 (рис. 134), внутри которого имеются два конических роликоподшипника и столько же отверстий для подачи к ним смазки.

К нижнему фланцу указанного корпуса болтами прижимается труба статора 4. Часть ее внутренней поверхности, а также нижняя плоскость фланца покрыты слоем износостойкой резины. К трубе посредством клиновых соединений крепится статор 6 (тип «белчьего колеса»), состоящий из гуммированных фланцев и находящихся между ними восемнадцати таких же пальцев треугольного сечения. Верхняя часть статора околужена успокоительным колпаком с отверстиями 7. Воздух в центральную трубу 4 засасывается по патрубку 3 и регулируется затвором 2.

Вращающаяся часть блока аэратора представляет собой вал 5 с закрепленными на нем шкивом клиноременной передачи и ротором 8, состоящем из двух дисков и девяти пальцев прямоугольного сечения. Вал ротора вращается от электродвигателя 6 (см. рис. 133).

Исходная пульпа поступает в загрузочный карман, откуда самоотеком движется вдоль камер вследствие гидростатического напора. При вращении ротора она через отверстия в нижнем диске интенсивно засасывается во внутреннюю полость аэратора и, попадая в поле действия центробежных сил, занимает объем, ограниченный параболой вращения.

Процесс аэрации пульпы и диспергации воздушной фазы осуществляется в условиях обтекания потоками пальцев ротора через отверстия верхнего его диска, а также статорную трубу; воздух из атмосферы интенсивно засасывается благодаря образованию за стержнями обширных зон разрежения.

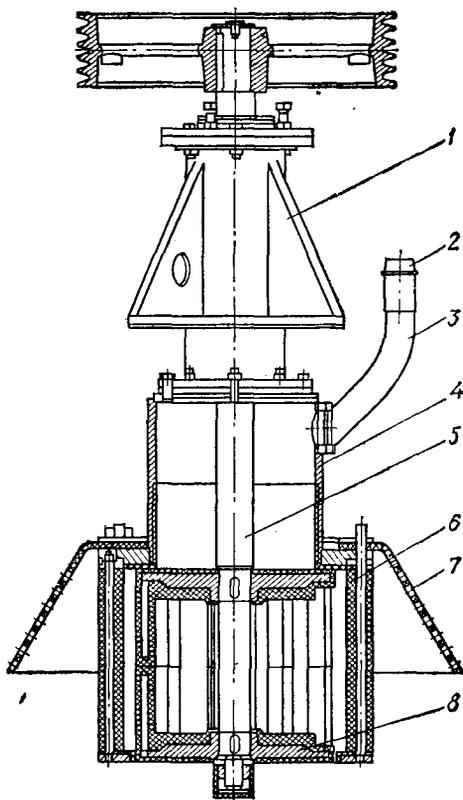


Рис. 134. Блок-аэратор флотационной машины ФМР-25Р.

Конструкция азратора в виде системы стержней ротора, расположенных с некоторым зазором относительно стержней статора, обеспечивает хорошую диспергацию воздуха как под влиянием чисто механического воздействия среды, так и в результате генерации знакопеременного поля давления, приводящей к возникновению интенсивного пульсирующего радиального вихревого потока, который одновременно способствует и хорошей агитации пульпо-воздушной смеси в камере.

Минерализованные воздушные пузырьки образуют слой пены, которая удаляется в соответствующие желоба двухлопастными пеногонками 7 через сливные пороги, высота которых регулируется деревянными брусками 8.

Уровень пульпы в аппарате поддерживается с помощью имеющегося в разгрузочном кармане последней камеры автоматического регулятора, привод которого состоит из электродвигателя и червячного редуктора. Внутренняя полость кармана (его сварная металлоконструкция включает лист, закрывающий торец секции флотомшины) разделена перегородкой, на которой в пазах размещен шиббер для контроля указанного уровня.

Флотационная машина ФКМ-63, комплектуемая из ряда последовательных установочных двухкамерных секций и предназначенная для обогащения горно-химического сырья обычной и повышенной крупности в циклах основной, пересчетной, контрольной и шламовой операций, относится к типу механических аппаратов с так называемым кипящим слоем. Основные ее узлы аналогичны конструкциям флотомшины ФМР-63 (см. прил. 30).

В первой камере 1 головной секции (рис. 135) установлен всасывающий азратор 2. Последующие его блоки работают за счет внутренней циркуляции пульпы, свободно движущейся из камеры в камеру в прямоточном режиме.

Исходный материал, обработанный реагентами, поступает из загрузочного кармана (на рисунке не показан) через всасывающий патрубок 11 во внутреннюю полость центробежного импеллера. Одновременно сюда же непрерывно засасывается воздух из атмосферы через патрубок 3.

В прямоточной камере исходный продукт по замкнутому контуру перекачивается из зоны шпикастена через щель 5, желоб 6 и трубу 7 в надимпеллерный стакан и снова выбрасывается в камеру. На выходе из импеллера пульпо-воздушная смесь подвергается интенсивной диспергации в зоне статора 8, лопасти которого обеспечивают равномерное распределение этой смеси по всему сечению камеры и частичное гашение турбулентности в нижней ее части.

На лопастях статора 8 расположена специальная решетка 10. Выполненная из профилированных уголков и с живым сечением щелей, составляющих 15—20% всей ее площади, она разделяет камеру на два отделения — нижнее (азрация и диспергация) и верхнее (минерализация и флотация). Решетка также способствует гашению турбулентности потоков и их равномерному распределению по всему горизонтальному сечению камеры.

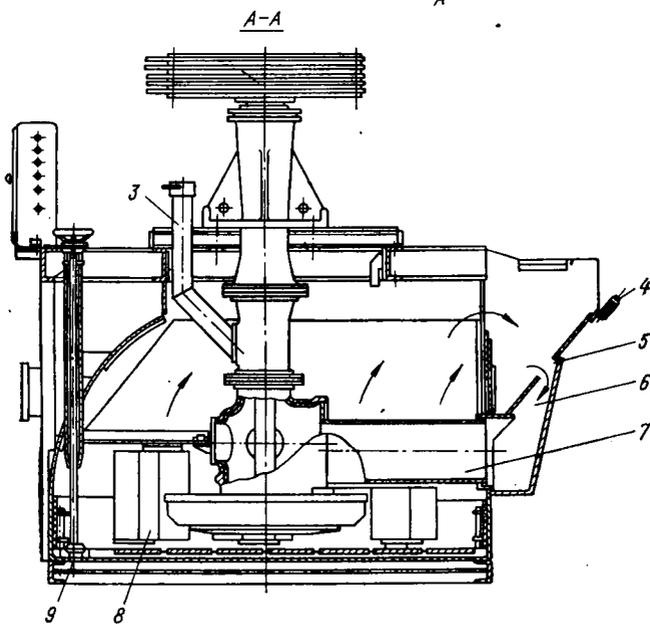
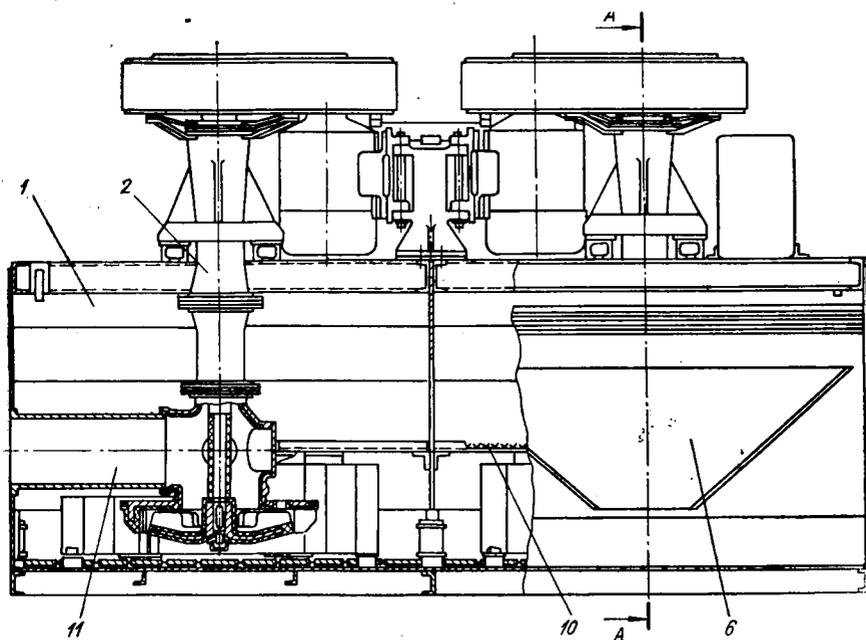


Рис. 135. Флотационная машина с «кипящим слоем» ФКМ-63.

Создание «кипящего», или взвешенного слоя на поверхности решетки обеспечивается непрерывной подачей пульпы из зоны аэрации и диспергирования. Проходя указанный слой, жидкость вместе с воздушными пузырьками движется по криволинейным каналам, образуемым витающими частицами, что обуславливает их многократное столкновение с зернами минералов и более длительное время контакта, чем в машинах ФМР [67].

Наряду с этим значительное уменьшение турбулентности в зоне минерализации и флотации позволяет свести к минимуму деминерализацию воздушных пузырьков, а наличие восходящих потоков, направленных к пенному порогу, ускоряет вывод из камеры минерализованных пузырьков. При горизонтальном движении пульпы к щели 5 в зоне шпичкастена, где отсутствуют вертикальные потоки, под влиянием силы тяжести нефлотированные частицы осаждаются и сползают по передней стенке на решетку в «кипящий слой». В результате содержание твердой фазы в смеси значительно снижается перед поступлением ее через щель 5 в полость импеллера, что приводит к уменьшению его износа.

Уровень пульпы в машине регулируется заслонкой шибера разгрузочного кармана. Функционирующий здесь привод состоит из электродвигателя и двух червячных редукторов. Песковый шибер для пропуска крупнозернистого материала открывается вручную.

Сфлотированные частицы минералов всплывают на поверхность жидкости, образуя слой пены, который передвигается к порогу 4. Направленность внутрикамерной циркуляции потоков пульпы способствует самотечному удалению пены.

При получении вязких малоподвижных пен машина должна оборудоваться пеногонами. В этом случае они вращаются с помощью электродвигателя. Их валы соединяются (между собой и редуктором) через муфты.

Флотационная машина МФУ-63 (прил. 31), используемая при обработке угольных шламов и очистке оборотных вод, комплектуется из 3—5 секций, каждая из которых состоит из всасывающей и прямой камер (рис. 136).

Исходная пульпа поступает в приемный карман 1 головной секции и далее по трубопроводу 3 — в стакан 4. Импеллер 6 выбрасывает смесь через статорные лопасти 11 в нижнюю часть камеры, где расположена успокоительная решетка 5. Подшипниковый узел его вала смонтирован в корпусе 7, размещенном в той же части камеры. Вращение здесь осуществляется от электродвигателя 14 посредством съемного вала 2, имеющего на концах шлицевые соединения для установки в соответствующих муфтах валов импеллера и упомянутого электродвигателя.

Засасывание воздуха в импеллер происходит через имеющийся под ним специальный клапан, который открывается под действием создаваемого здесь вакуума, а закрывается при остановке импеллера давлением столба пульпы, находящейся в камере.

Циркуляция потоков внутри всасывающей камеры каждой секции регулируется открытием окна 8 в стакане 4 с помощью тяги 9 и штурва-

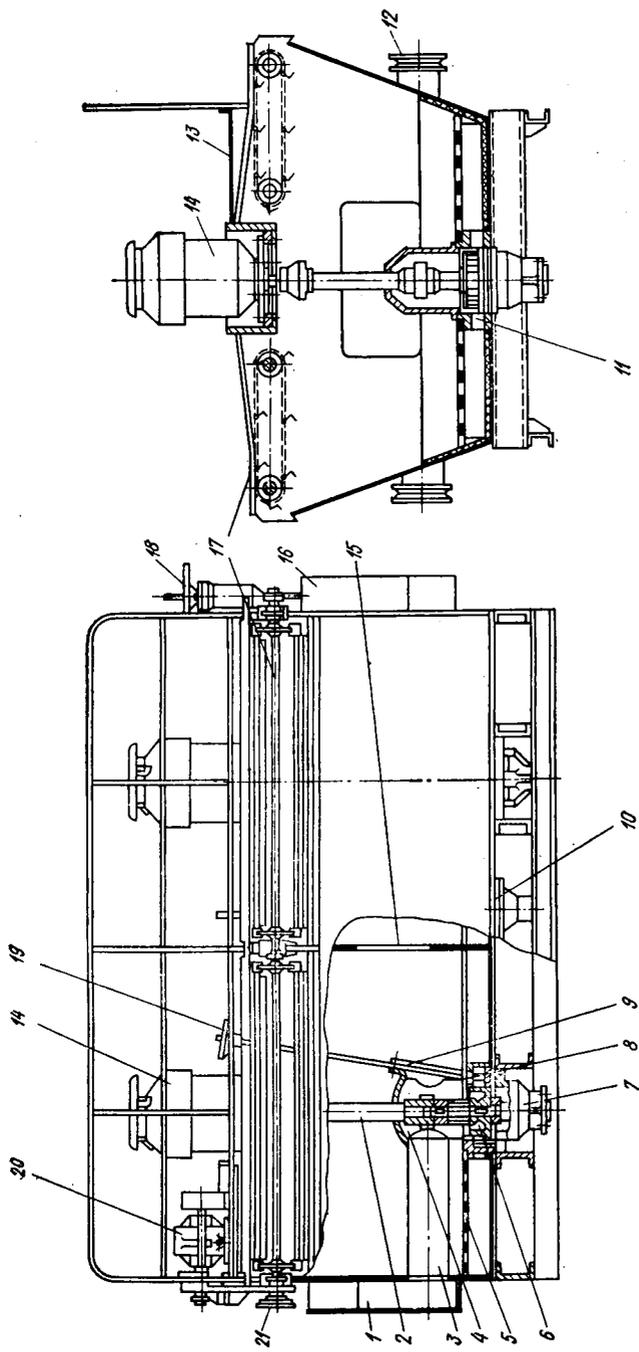


Рис. 136. Флотационная машина ФМУ-63.

ла 19. Пульпа из всасывающей камеры через окно 15 поступает в проточную, которая не имеет надимпеллерного стакана (величина циркуляции потоков в ней постоянна).

В верхней части камеры размещен двухсторонний цепной пеногон 17. В последних выпусках машин ФМУ-63 он заменен лопастным, как более надежным. При необходимости любая из сторон пеногона, вращающегося через редуктор 20, может быть остановлена без выключения электродвигателя поворотом специального устройства 21.

В конце каждой секции имеются переливной карман 16 и шиберный регулятор уровня пульпы 18.

При трудной флотуемости угольных шламов всасывающие камеры оборудуются патрубками 12, через которые обрабатываемый концентрат поступает на перечистные операции.

В днище каждой секции находится отверстие с патрубком и пробкой 10 для опорожнения камеры при производстве осмотра и ремонта. Открытие пробки осуществляется тягой с обслуживающей площадки 13.

Таким образом, отличительными конструктивными особенностями флотационной машины ФМУ-63 являются:

- применение оригинальной конструкции импеллера, обеспечивающего высокие аэрационные параметры;
- непосредственное соединение валов электродвигателя и импеллера, исключая промежуточные шкивы и клиноременную передачу.

Недостаток машины — нижнее расположение блока импеллера и образование течи пульпы через засасывающий клапан по мере его износа, что приводит к загрязнению помещения при несвоевременном ремонте. В целом же по аэрационным и технологическим показателям данный аппарат считается лучшей отечественной машиной для флотации угольных шламов.

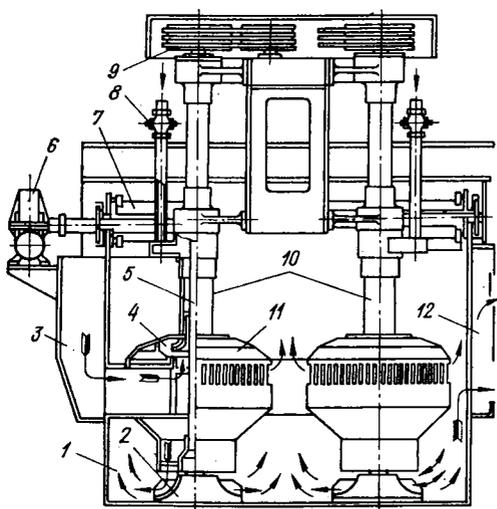


Рис. 137. Флотационная машина ФМУ-2—63.

Флотационная машина ФМУ-2—63 (см. прил. 31), как и описанная выше, предназначена для тех же целей. Имеет шесть (или 7—9) последовательно расположенных камер, каждая из которых (рис. 137) состоит из корпуса 1, куда по питающему карману 3 подается исходная пульпа.

В камере размещены два блока 10: приводной шкив 9, вал 5, импеллеры 4 и 2 — центробежный и осевой (первый заключен в аэрационную камеру 11). Имеются также воздухозаборная труба 8 и пеногоны 7 с приводом 6.

Аэрация обрабатываемого материала осуществляется в результате двойного воздействия импеллеров. Вследствие того, что камера 11 изолирована от зоны флотации, минерализация пузырьков воздуха и их всплывание происходят в относительно спокойной пульпе. Они образуют пенный слой, удаляемый двухсторонним пеногоном.

Камерный продукт (отфлотированная смесь) через карман и переливное устройство 12 поступает во вторую камеру.

Преимущества машины ФМУ-2—63 заключаются в полном разделении зон аэрации и флотации, а также обусловленном вводе в импеллер пульпы и воздуха, что стабилизирует происходящий здесь процесс. Однако такое решение аэратора значительно усложнило его конструкцию (фактически в каждой камере вращаются два вала и четыре импеллера), увеличило громоздкость, усложнило эксплуатацию и ремонт.

На базе установки ФМУ-2—63 разработана флотомашинка МФУ-2—12 с камерой объемом 12 м³.

Зарубежные конструкции механических флотационных машин (типы «Фаренвольд», «Фагерген» и пр.) в принципе аналогичны нашим, отечественным. Отличается, например, аппарат «Минемет», импеллер которого является подобием рабочего колеса центробежного насоса (см. рис. 127, б).

§ 5. Флотационные машины пневмомеханического типа

Такие машины (прил. 32), обычно komponуемые из головной (комбинированной) и последовательно установленных секций с пневмомеханическими аэраторами, находят все большее применение для флотации руд цветных металлов и другого минерального сырья в технологических схемах основных и контрольных операций.

Пневмомеханическая флотомашинка ФПМ-1,6 в четырехкамерном исполнении показана на рис. 138. Питание ее осуществляется посредством загрузочного кармана 1 и всасывающей трубы 3. Головная двухкамерная секция имеет блок-аэраторы 4 и 6 соответственно механического и пневмомеханического типов. Последующие камеры оборудованы только пневмомеханическими такими блоками.

Всасывающий аэратор 4, как и во флотационных машинах ФМР, снабжен центробежным импеллером (гуммированным диском с шестью радиальными лопатками), установленным на вертикальном валу, вращающемся в подшипниках, корпус которых опирается на металлоконструкцию секции. К этому корпусу крепится обсадная труба с патрубком для подвода засасываемого воздуха, а к ней (в нижней части) — статор с направляющими лопатками.

Пневмомеханический блок-аэратор 6 имеет вращающийся пустотелый вал, внутрь которого по трубопроводу 11, присоединенному к отверстию 7, подается сжатый воздух. Импеллер здесь представляет собой диск (тоже гуммированный) с центральным отверстием, по периферии которого вертикально размещены пальцы.

Насыщение пульпы осуществляется за счет ее турбулизации и поступления воздуха в полость вращающегося аэратора.

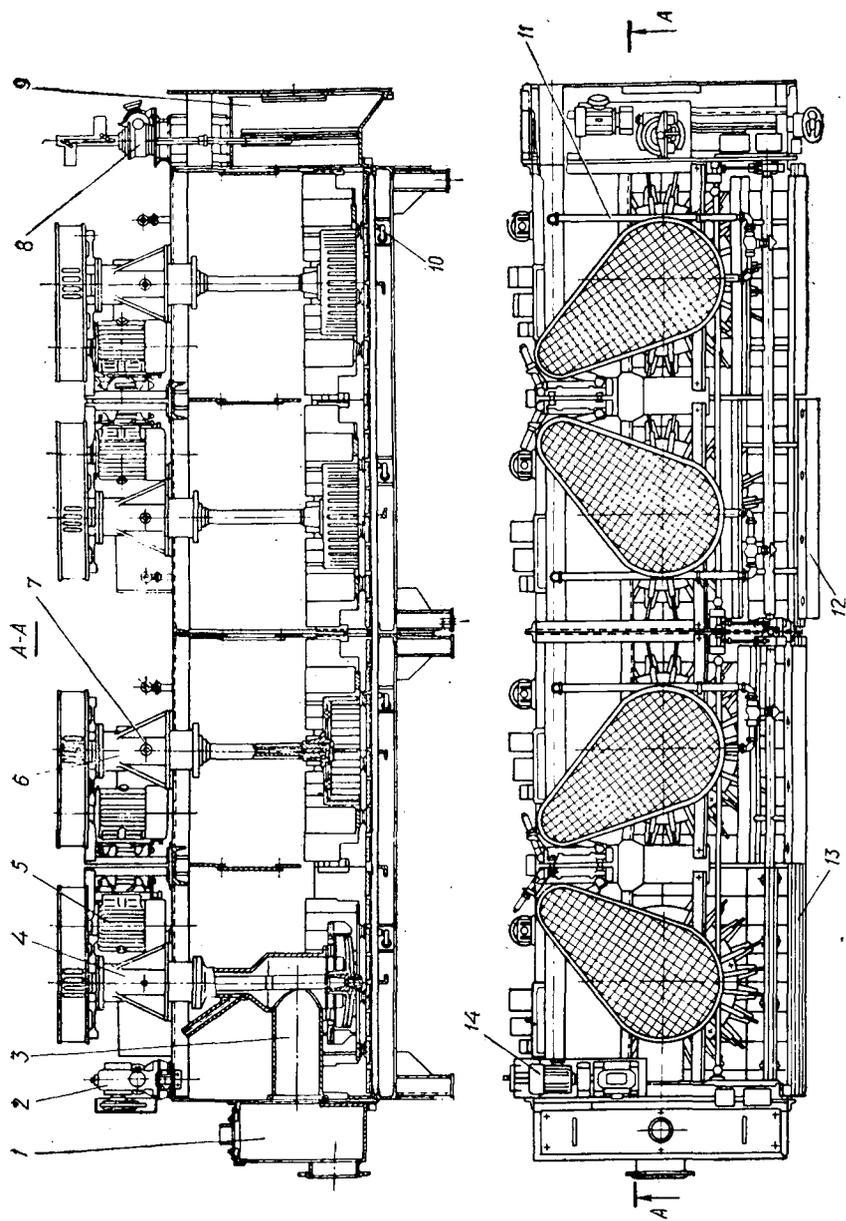


Рис. 138. Пневмомеханическая флотационная машина ФПМ-1,6.

Приводы импеллеров, электродвигатели 5 и корпуса подшипников блоков обоих типов аэраторов аналогичны. Вокруг импеллеров на днище камер расположены лопастные успокоители.

В последней камере машины установлены регулятор уровня пульпы с приводом 8 и хвостовой карман 9. Каждая камера оборудована дренажным клапаном 10 для выпуска смеси из аппарата при его осмотрах и ремонтах. Боковые стенки камеры футерованы съемными резиновыми листами, а днище — плиткой каменного литья или другим износостойким материалом.

На каждой секции машины конструктивно предусмотрена возможность установки пеногонов 12 с шарнирно-подвешенными (или жестко закрепленными) лопастями. Вращение пеногонам от электродвигателя 14 передается через клиноременную передачу, червячный редуктор и эластичные муфты, которыми соединяются между собой соответствующие валы.

Пневмомеханическая машина ФПМ-1,6 функционирует следующим образом. Исходная пульпа, обработанная флотореагентами, направляется в загрузочный карман, откуда за счет всасывающего действия центробежного импеллера (и гидростатического подпора) поступает в аппарат. В дальнейшем она свободно движется через все секции машины (благодаря проходным окнам).

Центробежный импеллер механического блока, выполняя функции насоса, одновременно засасывает атмосферный воздух и тем самым аэрирует пульпу. В импеллеры же пневмомеханических блоков воздух подается принудительно. Количество его регулируется запорными вентилями.

Необходимая степень циркуляции пульпы обеспечивается оптимальной величиной зазора между днищем камеры и нижними кромками пальцев импеллера. При вращении последнего происходит процесс перемешивания и аэрации смеси.

Минерализованные воздушные пузырьки, поднимаясь на поверхность раствора, образуют слой пены, которая удаляется из камеры через сливной порог самотеком или лопастным пеногоном. Высота упомянутого порога по длине машины регулируется деревянными накладными планками. Несфлотированные частицы (камерный продукт) уходят через разгрузочный карман. Уровень пульпы в аппарате контролируется хвостовым шибером.

Пневмомеханическая флотационная машина ФПМ-12,5 (объем одной камеры 12,5 м³) изготавливается в правом и левом вариантах с одно- и двухсторонними (при большом выходе продукта) пеносьемом, в обычном и кислотостойком исполнении. Предельное количество камер, последовательно соединенных друг с другом на одном уровне, не должно превышать более шести.

Камера (рис. 139) включает корпус, блок импеллера с электроприводом, пеногон с качающимися лопастями, дренажный клапан для выпуска пульпы, воздухоподводящую систему и площадку обслуживания. Корпус камеры представляет собой сварную конструкцию из листовой стали, жесткость которому придает обвязка из угольников и швеллеров. Торцы корпуса выполнены открытыми. Днище камеры

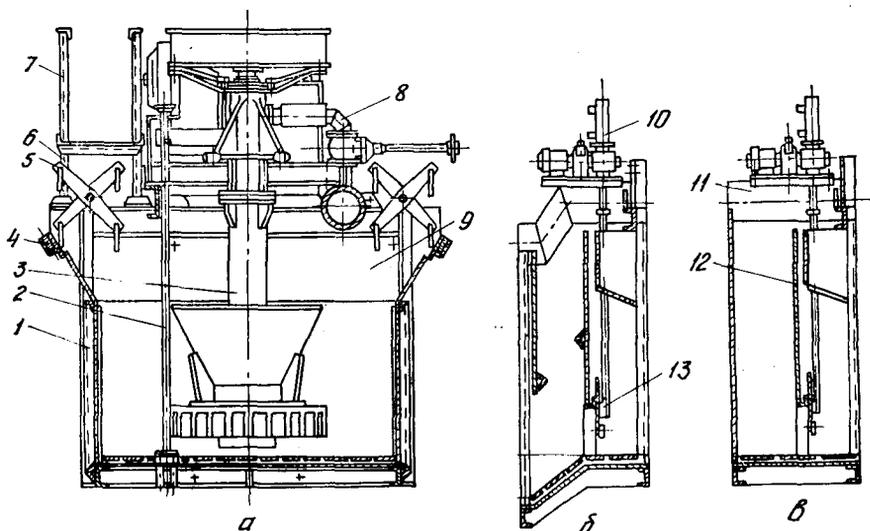


Рис. 139. Пневмомеханическая флотационная машина ФПМ-12,5 (а — камера; б, в — промежуточный и разгрузочный карманы):

1 — корпус; 2 — дренажный клапан; 3 — блок импеллера; 4 — сливной порог; 5 — пеногон; 6 — подставка; 7 — площадка; 8 — воздухоподводящая система; 9 — перегородка; 10 — привод шибера; 11 — коллектор; 12 — перегородка; 13 — песковый шибер.

футеровано плитками каменного литья, передняя и задняя ее стенки защищены от износа обрезиненными щитами.

В камере на опорных балках размещен блок 3, состоящий из крыльчатки с восемью радиальными лопастями и конуса, который обеспечивает раздельный подвод потоков пульпы к этим лопастям. Импеллер крепится на полом вертикальном валу.

Воздух, подаваемый для аэрации раствора, проходит через коллектор, патрубок и задвижку, а далее поступает в корпус подшипников блока 3 и полый вал, откуда нагнетается в нижнюю часть импеллера, над которым неподвижно установлен диспергатор воздуха, имеющий 24 радиальных лопатки.

Вращение валу блока 3 передается от двигателя через клиноременную передачу. При этом воздух и пульпа интенсивно перемешиваются, и смесь, пройдя через лопатки диспергатора, выбрасывается в камеру. Отсюда пенный продукт удаляется четырехлопастным пеногоном, который находится в открытых подшипниках скольжения, закрепленных на корпусе камеры. Для обеспечения нормальной работы пеногонов по фронту машины высота сливных порогов регулируется с помощью деревянных планок.

Камера для машины с двухсторонним пеносъемом (см. рис. 139, а) оборудована еще одним сливным порогом и соответственно — вторым четырехлопастным пеногоном. Площадка обслуживания закреплена на поперечных швеллерах и опорных угольниках корпуса.

В промежуточном кармане (см. рис. 139, б), служащем для каскадной установки машины с перепадом уровней, равным 350 мм,

имеются два песковых и переливной шибера. Наличие таких карманов через каждые 4—6 камер позволяет более стабильно поддерживать уровень пульпы в них и создает необходимые условия для продвижения песков вдоль машины.

Разгрузочный карман (см. рис. 139, *в*), предназначенный для вывода отфлотированной пульпы из аппарата, в зависимости от направления подачи питания изготавливается в правом или левом вариантах. В кармане смонтированы три шибера — верхний переливной с ручным управлением и два нижних песковых, один из которых имеет механический привод.

Уровень пульпы в машине контролируется автоматически с помощью соответствующих регуляторов (в промежуточном и разгрузочном карманах), высота сливного порога — планками, а количество воздуха, подводимого в импеллер, — задвижками.

Опыт создания и освоения флотомашини ФПМ-12,5 позволил разработать аппарат аналогичного типа с объемом камеры 25 м³ (ФПМ-25) и максимальной пропускной способностью по пульпе 50 м³/мин.

Испытания и промышленная эксплуатация пневмомеханических машин по сравнению с механическими свидетельствуют о том, что при их использовании в основных операциях скорость флотаций увеличилась в 1,3—1,5 раза, а удельный расход электроэнергии сократился на 15—20%. При этом были получены равные и более высокие качественные показатели [67].

§ 6. Флотационные машины пневматического типа

Многочисленные попытки создания и внедрения в производство машин данного типа вызваны простотой устройства пневматических аэраторов и низким расходом потребляемой мощности. Однако ни одна из существующих моделей не способна успешно конкурировать с механическими или пневмомеханическими флотомашинами. Это объясняется тем, что в пневматических аппаратах пульпа плохо перемешивается с воздухом (несмотря на неограниченные возможности его подачи); образуется недостаточное количество мелких пузырьков.

Ниже описаны наиболее оригинальные конструкции пневматических флотационных машин, совершенствование которых или использование заложенных в них принципов может привести к созданию новых моделей.

Глубокая аэролифтная флотационная машина «Механобр» (рис. 140) отличается от известных конструкций устройством аэролифтного отделения и воздухопровода, имеющего в нижней части аэраторы с резиновыми щелевыми затворами, предохраняющими систему от попадания в нее пульпы.

Машина состоит из камеры 2, в центральной части которой по всей длине двумя перегородками образовано аэролифтное отделение 3. Воздух сюда для насыщения раствора подается из коллектора 8 по трубопроводам 7 через регулирующие вентили 6 и щелевые затворы 1; пульпа за счет гидростатического подпора поднимается здесь вверх, тем самым обеспечивая необходимую циркуляцию.

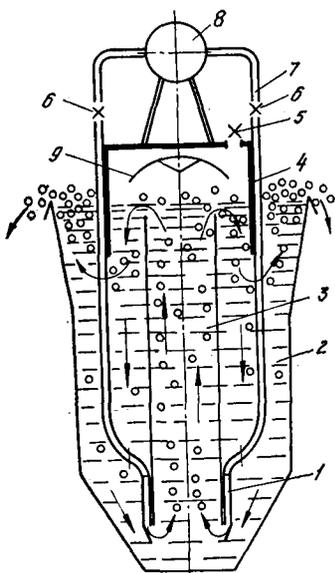


Рис. 140. Схема глубокой аэролифтной флотационной машины «Механобр».

Расположенные в верхней части камеры отбойные перегородки и отражатель 9 способствуют дальнейшему диспергированию воздушных пузырьков и образованию пенного продукта.

Исходная пульпа подается с одного торца камеры, а с другого — отфлотированный материал удаляется через хвостовой шибер. Пенный продукт самотеком разгружается с бортов камеры. Избыток воздуха выпускается через клапан 5.

Применение аэролифтной флотомашин «Механобр» в отдельных операциях позволяет получить более высокие показатели по сопоставлению с мелкими пневматическими и механическими — за счет экономии производственных площадей и сравнительно низкого удельного расхода электроэнергии (0,55 против 1 кВт·ч/т).

В последние годы интенсивно проводились работы по совершенствованию аэролифтных машин путем значительного увеличения скорости подачи воздуха,

обычно составляющей 10—15 м/с. Предложено вводить его через сопла Лаваля со сверхзвуковой скоростью [29], что обеспечит тонкое диспергирование непосредственно в зоне высокой турбулентности на границе струи и пульпы. Авторы считают, что истечение потока воздуха в раствор со сверхзвуковыми скоростями сопровождается также сложными акустическими эффектами, оказывающими положительное влияние не только на диспергирование и массообменные процессы в машине, но и на прилипание минеральных частиц к образующимся пузырькам.

Эрлифтно-центробежная установка предназначена для флотации угольных шламов. Сущность данного способа заключается в том, что процесс расчленен на два звена: аэрация пульпы осуществляется в трубопроводе эрлифта, а выделение минерализованных воздушных пузырьков происходит с помощью специального пеноотделителя в центробежном поле сил.

В конструкции машины воплощены следующие принципы аэрации и флотации:

1) интенсивное диспергирование воздуха, хорошее распределение и перемешивание его с пульпой при движении смеси в подъемной трубе эрлифта;

2) значительный перепад давлений в указанной трубе при перемещении пульпы на высоту более 20 м, что способствует максимальному использованию эффекта выделения воздуха их раствора;

3) интенсификация образования минерализованных пузырьков благодаря силам центробежного поля

Исходный материал из смесительной емкости и флотореагенты поступают в питающий трубопровод эрлифта 1 (рис. 141, а) и далее — к ре-

дуктору 2, куда подается сжатый воздух. Пульпо-воздушная смесь по трубопроводу 3 поднимается к центробежно-пенноотделителю 4, в котором выделяются минерализованные пузырьки. Принцип его работы ясен из рис. 141, б, где стрелками показано направление движения исходного материала 5, отфлотированной пульпы 6 и пенного продукта 7.

Для получения хвостов с высокой зольностью камерный продукт первой ступени подвергается доочистке на двух последовательно установленных аналогичных ступенях.

Процесс флотации угля в данных машинах по сравнению с другими типами значительно интенсифицирован. Основной их недостаток — трудность контроля и стабилизации оптимального расхода и насыщения пульпы воздухом, так как эрлифт выполняет функции не только аэратора, но и транспортирующего органа. По-видимому, в установках подобного типа стабильного процесса флотации без автоматических систем регулирования добиться невозможно.

Колонная пневматическая флотационная машина (рис. 142) представляет собой вертикально установленную трубу большого диаметра, высота которой изменяется от 2 до 10 м, а сечение может быть круглым, эллиптическим или прямоугольным.

Колонна 1 включает три отделения: верхнее, среднее и нижнее. Исходный продукт из контактного чана 3 по трубопроводу направляется в среднюю ее часть, а сжатый воздух из ресивера 6 подается в аэратор 2, имеющий сменную поверхность из пористого материала с отверстиями от 5 мкм до 2,5 мм.

В колонне пульпа движется вниз к разгрузочному хвостовому

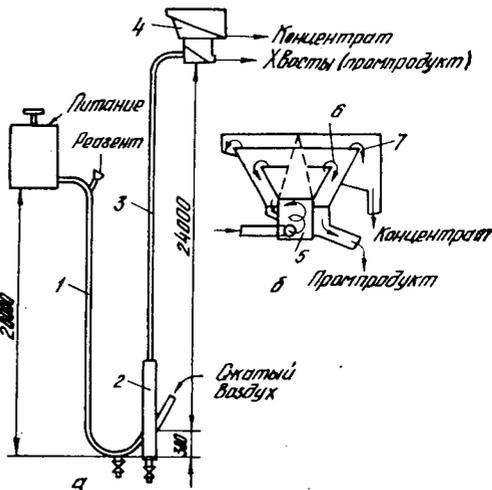


Рис. 141. Принципиальная схема аэролифтно-центробежной установки (а) и устройство центробежного пенноотделителя (б).

Рис. 142. Принципиальная схема колонной пневматической флотационной машины.

вниз к разгрузочному хвостовому

вниз к разгрузочному хвостовому

вниз к разгрузочному хвостовому

патрубку 7 навстречу всплывающим минерализованным пузырькам, образующим в верхнем отделении пену, которая удаляется по трубопроводу 5. Для очистки флотированного продукта от частиц пустой породы слой пены орошается сверху чистой водой, поступающей по трубопроводу 4. Эта вода создает дополнительный нисходящий поток, способствующий упомянутой очистке.

При работе колонны скорость нисходящих потоков пульпы не должна быть выше скорости всплывания пузырьков, так как возможно их локальное скопление, приводящее к коалесценции, заканчивающейся периодическими выбросами воздушных пробок.

Изучаемая колонна обладает рядом преимуществ по сопоставлению с обычными флотационными машинами: не имеет движущихся частей, что снижает эксплуатационные затраты; занимает меньше производственных площадей (на 80—90%); требует сравнительно малого расхода электроэнергии на аэрацию пульпы и др. Предполагается, что для фабрики производительностью 10 000 т/сут, оборудованной 400 стандартными флотокамерами, при их замене понадобится всего 17 таких колонн сечением $1,8 \times 1,8$ м.

Основная трудность, возникающая при эксплуатации колонной пневматической флотационной машины, связана с забивкой пористой поверхности аэраторов. В качестве их покрытий испытывались разнообразные материалы (нержавеющая сталь, полиэтилен, полотно, тефлон, керамика и др.). Но все они работали должным образом лишь короткое время. Самым эффективным материалом в данном случае оказались перфорированные резиновые трубки, срок службы которых достигал 60 и более дней.

Определены также некоторые конструктивные и технологические параметры машины и наиболее перспективные аэраторы. По-видимому, колонны могут найти только узкоспециальное применение, а для более широкого распространения их надо усовершенствовать.

§ 7. Пневмогидравлические флотационные машины

Отличительная черта этих машин — способ аэрации пульпы. Процесс происходит при значительных скоростях движения смешиваемых фаз в узких трубопроводах или специальных устройствах, для чего используются центробежные насосы, а в отдельных случаях — воздушодувки и компрессоры.

Эжекторная флотационная машина первоначально предназначалась для флотации углей. При разработке конструкции учитывались как специфические особенности разделения данного полезного ископаемого, так и те требования, которые предъявляются к современным флотомашинам.

В качестве аэратора здесь применен водовоздушный эжектор, обеспечивающий:

- а) высокую регулируемую степень насыщения пульпы;
- б) значительный уровень дисперсности воздушных пузырьков и флотационных реагентов;

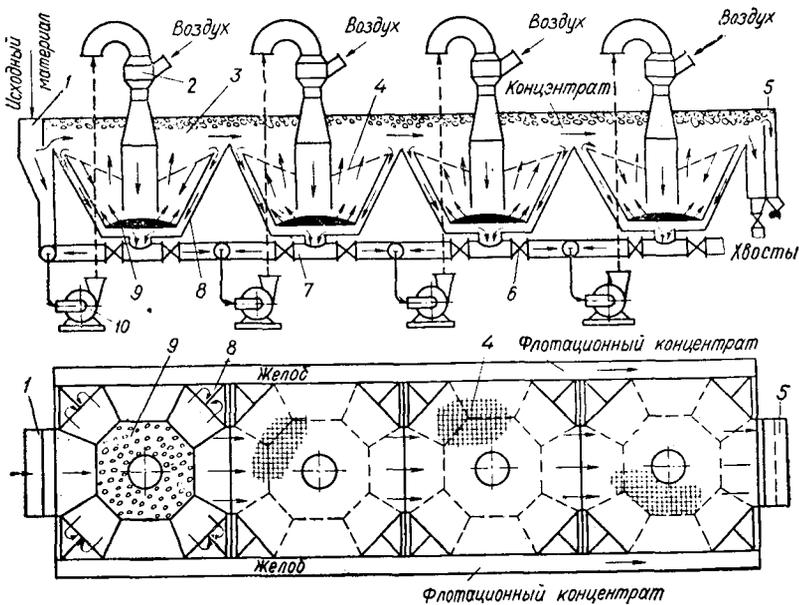


Рис. 143. Эжекторная флотационная машина (ФЭ-6, ФЭ-10).

в) резкий перепад давления в пульпе для интенсификации процесса минерализации воздушных пузырьков (выделением газов из раствора).

Эжекторные флотомашины ФЭ-6 и ФЭ-10 (с объемом камер 6 и 10 м³) могут компоноваться из любого числа ступеней (рис. 143). Камеры, а также загрузочный и разгрузочный (хвостовой) карманы сообщаются между собой свободными переливами через затопленные пороги, что не исключает, однако, движения потоков пульпы по трубопроводам в виде основной и циркуляционной нагрузок.

Исходный материал подается в приемный карман 1, а отсюда (частично) — в насос первой ступени 10. Туда же поступает некоторый объем камерного продукта (циркуляционная нагрузка). От насоса 10 пульпа подводится к эжектору 2, из которого аэрированная смесь по трубопроводу выбрасывается внутрь камеры 3.

Флотационная камера в целях удобства компоновки и простоты изготовления по наружной форме выполнена в виде усеченной четырехгранной пирамиды, углы которой, отделенные плоскостями, используются в качестве карманов 8 для забора камерного продукта. Пульпо-воздушная смесь благодаря ряду щелей восьмиугольного диска 9 равномерно распределяется по всему объему камеры. Восходящие потоки гасятся специальной отбойной решеткой 4.

Пенный продукт накапливается в верхней части флотационной камеры и удаляется обычными пеногонами, а камерный — направляется через карманы 8 по трубопроводу 7 в насосы первой и второй ступеней. Затем процесс повторяется. Хвосты уходят из последней

камеры через соответствующий шибер и карман 5. Для регулирования основной и циркуляционной нагрузок служат краны 6.

Часть исходной пульпы (см. рис. 143) может направляться непосредственно в первую камеру машины. В дальнейшем суспензия горизонтальным потоком вследствие отсутствия перегородок проходит в подпенном слое через все камеры к хвостовому карману, при этом насыщается поднимающимися снизу минерализованными воздушными пузырьками, и они, добогащаясь флотлируемым компонентом, накапливаются в пенном слое.

Преимущества прямоточной эжекторной флотационной машины сводятся к следующему:

а) производительность ее по потоку пульпы не ограничивается производительностью насосов, благодаря чему можно последовательно компоновать любое количество камер и создавать поток исходного материала сравнительно большего объема;

б) прямоточное соединение камер и наличие продольного потока пульпы обеспечивает:

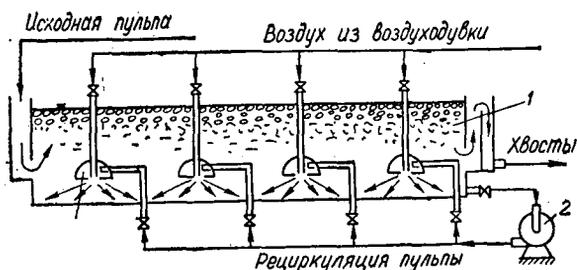
- более полное использование засасываемого эжектором воздуха;
- стабильность работы машины при колебаниях питания;
- простоту регулировки высоты пульпы в камерах, так как одним хвостовым шибером поддерживается постоянный общий уровень смеси по всей установке.

Промышленные испытания машин ФЭ-6 (ОФ Запорожского КХЗ) и ФЭ-10 (Кальмиусская ЦОФ) подтвердили возможность значительной интенсификации процесса флотации угольного шлама в этих машинах по сопоставлению с работающими в аналогичных условиях аппаратами «Гипрококкс-52» и ФМ-2,5. Так, при удовлетворительных качественных показателях средняя производительность машины ФЭ-10 составила 67 т/ч. Важным технологическим достоинством является и то, что в эжекторных флотационных установках селективность разделения тонких зерен сравнительно выше.

Ряд подобных достоинств, особенно при флотации тонких шламов, обусловил необходимость проверки работы данных машин при обогащении рудного сырья. Испытания, проведенные на Балхашском медеплавильном комбинате, показали целесообразность их применения с целью повышения извлечения металла и улучшения качества концентрата. Недостатки же конструктивного характера (низкая износостойкость насосов, трубопроводов) и невозможность осуществления перечисленных операций не позволяют им все-таки конкурировать с появившимися за последние годы флотационными установками механического типа. Существует, следовательно, надобность в совершенствовании эжекторных машин.

Гидроциклонная флотационная машина, получившая некоторое распространение при обогащении угля, отличается относительно простой конструкцией, отсутствием движущихся частей и удовлетворительными качественными показателями. Состоит она из камеры 1 (рис. 144), центробежного насоса 2 и гидроциклонных аэраторов 3. Подготовленная пульпа с реагентами подается в приемное отделение аппарата, а затем — к хвостовому карману. Часть камерного продук-

Рис. 144. Принципиальная схема гидроциклонной флотационной машины.



та забирается насосом 2 и по трубопроводу в виде рециркуляции направляется под давлением до $14,7 \cdot 10^4$ Па к аэратору, имеющему форму полусферы. Смесь вводится тангенциально к его внутренней поверхности.

В нижней части гидроциклонного аэратора находится плоское днище с вихревым отверстием, через которое устремляется быстровращающийся поток пульпы в виде полого расходящегося конуса. К месту выхода ее струи сверху подается воздух ($0,98 \cdot 10^4$ Па). Происходит смешивание.

Вихревое отверстие снабжено сменными насадками различной формы и размера для регулировки производительности аэратора по пульпе и степени ее насыщения воздухом. На рециркуляцию направляется 25—30% объема исходного материала.

Недостатки машины заключаются в изменении технических параметров по мере износа гидроциклонных аэраторов, а также необходимости эксплуатации насосов и воздуходувок.

Флотационная машина «Апатит» (рис. 145), предназначенная для обогащения апатитовых руд, состоит из прямоугольной камеры 2, в днище которой вдоль продольной оси смонтированы три ряда

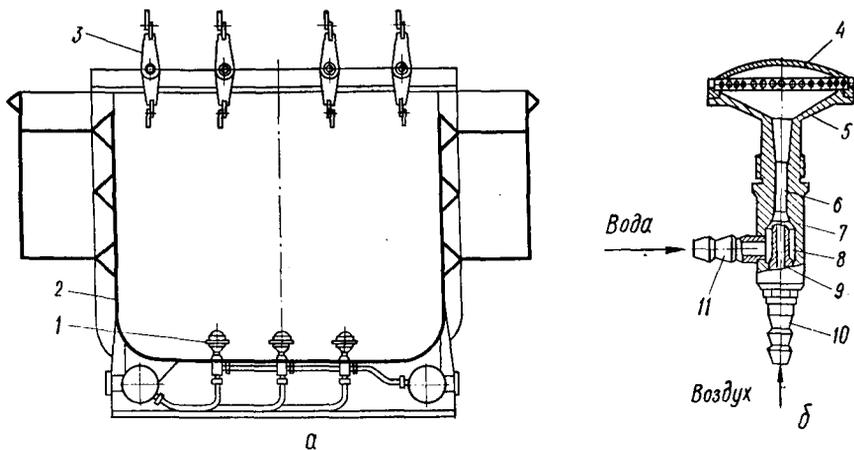


Рис. 145. Флотационная машина «Апатит» (а — поперечный разрез; б — аэратор): 1 — камера; 2 — воздушно-водяные аэраторы; 3 — пеногоны; 4 — распределительная головка с отверстиями; 5 — диффузор; 6 — камера смешения; 7 — корпус; 8 — приемная камера; 9 — рабочее сопло; 10 — штуцер для подвода воздуха; 11 — штуцер для подвода воды.

воздушно-водяных аэраторов 1. В верхней части камеры расположены пеногоны 3 (четыре ряда) для перемещения пены к разгрузочным бортам на обе стороны машины.

Сжатый воздух и чистая вода подаются в аэратор (см. рис. 145, б) под давлением соответственно $24,5 \cdot 10^4$ и $(24,5—29,4) 10^4$ Па в соотношении 15 : 1. Диспергирование воздуха осуществляется при движении смеси через калиброванные отверстия распределительной головки и после выхода из аэратора. Размер этих отверстий 1,5 мм. Средняя крупность воздушных пузырьков 1,2—1,5 мм.

§ 8. Вакуумные, компрессионные и электрофлотационные машины

Компрессионные машины относятся к типу вакуумных (см. рис. 124). Аэрация осуществляется преимущественно выделяющимся из раствора воздухом, предварительно растворенным в пульпе (или воде) при повышенном давлении (компрессии). Определенную роль здесь играет и обычный, подаваемый извне воздух.

Вакуумные и компрессионные машины в обогатительной практике используются крайне редко из-за сложности конструкции и эксплуатации. Применяются они (главным образом в комбинированных вариантах) для специальных целей — очистки сточных вод и растворов в различных отраслях промышленности.

Электрофлотационные машины предназначаются в основном для тех же целей — извлечения ценных компонентов из минеральных пульп и производственных вод, очистки стоков, осветления жидких пищевых продуктов и др.

Электрофлотация — сравнительно новый и еще недостаточно изученный процесс обогащения тонко диспергированных в жидкости твердых компонентов с использованием в качестве разделительной фазы мелких пузырьков электролизных газов, образующихся при соответствующем воздействии на воду. Крупность их, обычно колеблющаяся в пределах 0,04—0,2 мм, зависит от плотности тока, формы и шероховатости электродов, температуры жидкости, поверхностного натяжения на границе раздела воды и газа.

Данный способ эффективен не только при извлечении очень тонких гидрофобных взвесей, но и при флотации гидрофильных рыхлых флокул, выносимых в пену пузырьками, механически захватываемыми внутри этих флокул.

Электрофлотационная машина для очистки сточных вод (рис. 146) действует следующим образом. Обрабатываемая жидкость с тонкодисперсными частицами и растворенными веществами поступает в приемный карман 1 и далее последовательно переходит из секции в секцию (2, 3 и 4), совершая зигзагообразный путь. В одной из них (2) вертикально установлены электроды в виде алюминиевых пластин (анод 12 и катод 13), к которым подводится постоянный ток. На дне секций 3 и 4 расположены графитовые пластины 9 и 11, а над ними — проволочные сетки 8 и 10, выполняющие роль анодов и катодов.

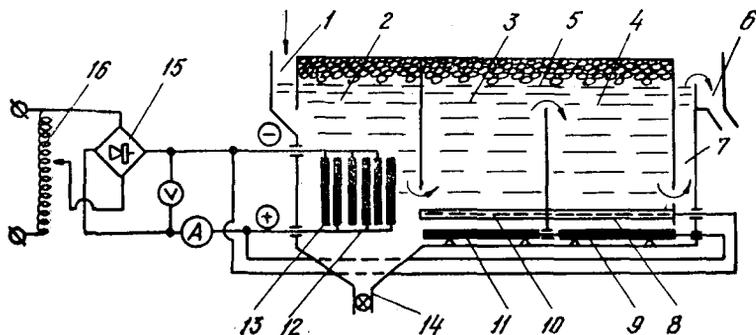


Рис. 146. Электрофлотационная машина.

В секции 2 за счет растворения алюминиевых пластин происходит электрокоагуляция взвешенных в воде примесей, а в секциях 3 и 4 осуществляется удаление образовавшихся флокулов пузырьками газов. Очищенная жидкость из секции 4 по трубопроводу 7 переливается в карман 6, затем — в сборную емкость. Пенный продукт 5 удаляется самотеком или посредством пеногонов, а крупные хлопья скоагулированных веществ, осевшие в секции 2, выпускаются через отверстие 14.

Производительность установки регулируется увеличением (уменьшением) скорости поступления жидкости, а полнота извлечения примесей — изменением силы тока, подаваемого на электроды через выпрямитель 15 и реостат 16.

§ 9. Машины пенной сепарации

Целесообразность и существенные отличия процесса пенной сепарации обоснованы рядом теоретических исследований [52; 60; 64].

В верхней части машины (рис. 147) расположен вентиляционный колпак 1. Подготовленная к флотации пульпа движется в загрузочное устройство с наклонными полками 2 и далее — в струйчатый делитель 10 для равномерного ее распределения в питающие желоба 4 по обе стороны аппарата. Перемещаясь здесь, она подвергается предварительной аэрации за счет атмосферного воздуха, эжектируемого струями воды, подаваемой из сопел 9. Затем пульпа поступает на пенный слой, образуемый посредством аэраторов 3, представляющих собой двухрядную систему горизонтально расположенных трубок из вакуумной резины, поверхность которых перфорирована проколами. В обычном состоянии отверстия закрыты. При подаче же внутрь трубок сжатого воздуха они увеличиваются в диаметре (незначительно), отверстия открываются, и воздух выходит в пульпу мельчайшими пузырьками.

Попадание жидкой фазы в эластичные трубки почти невозможно (при снижении в них давления), что делает данные аэраторы более совершенными и надежными по сравнению с другими перфорированными поверхностями (ткань, войлок, металлокерамика и др.).

Оказавшаяся в пенном слое исходная пульпа подвергается сепарации. Гидрофильные нефлотлируемые частицы проходят сквозь этот слой

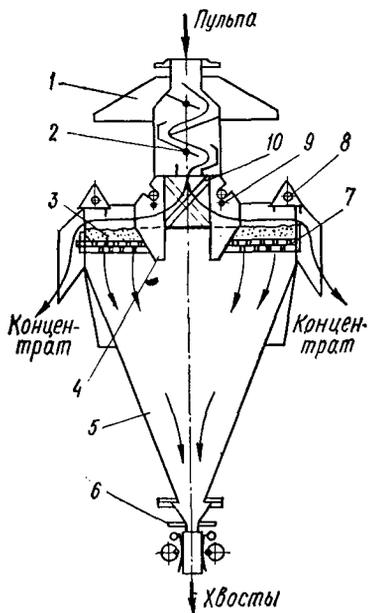


Рис. 147. Принципиальная схема машины пенной сепарации.

ных направляющих пластин 3, разгрузочного хвостового кармана 4, двух щелевых аэролифтов 5, трубчатых аэраторов 6 и системы гибких воздухоподводящих труб с коллектором 8.

Пластины 3 (трапециевидальной формы с отбортовкой) служат для направленной самотечной транспортировки твердой фазы пульпы к всасу аэролифта. Их наклон обеспечивает продвижение материала в сторону разгрузочного кармана.

Аэролифт содержит трубу для подачи сжатого воздуха, которая заканчивается внизу герметической коробкой с листовым клапаном, связанным со штоком пневмоцилиндра. На этой трубе с помощью клиновых соединений крепятся гуммированные щиты, образующие продольную щель аэролифта.

Коллектор 8 состоит из труб со штуцерами для подключения посредством гибких резиновых рукавов источника сжатого воздуха к аэраторам 6.

Машина работает следующим образом. Исходная пульпа, обработанная реагентами, поступает в загрузочное устройство, распределяется здесь равномерно по обе стороны машины и, опускаясь по пластинкам вниз, попадает во всас аэролифта первой камеры, откуда поднимается им вверх и выбрасывается в пенный слой, образующийся при пропускании сжатого воздуха через перфорированные трубки аэраторов. Гидрофобные частицы материала удерживаются в пене и удаляются вместе с ней самотеком (или пеногонами), а нефлотированные — опускаются по пластинам к аэролифту второй камеры и поднимаются здесь вверх.

по каналам между воздушными пузырьками и далее мимо трубок аэратора попадают в нижнюю часть корпуса 5, откуда выгружаются посредством шлангового пережимного затвора 6. Гидрофобные флотлируемые компоненты задерживаются в указанном слое и транспортируются вместе с ним к сливному порогу 7 самотеком или с помощью пеногонов 8.

В промышленности находят применение несколько разновидностей установок пенной сепарации.

Флотационная машина ФП-16 (прил. 33), предназначенная для обогащения руд цветных и черных металлов, а также горно-химического сырья в операциях основной и контрольной флотации, может компоноваться из двухкамерных секций.

Такая секция (рис. 148) состоит из загрузочного устройства 1, корпуса 2 (разделенного в верхней части перегородкой на две камеры), наклонных направляющих пластин 3, разгрузочного хвостового кармана 4,

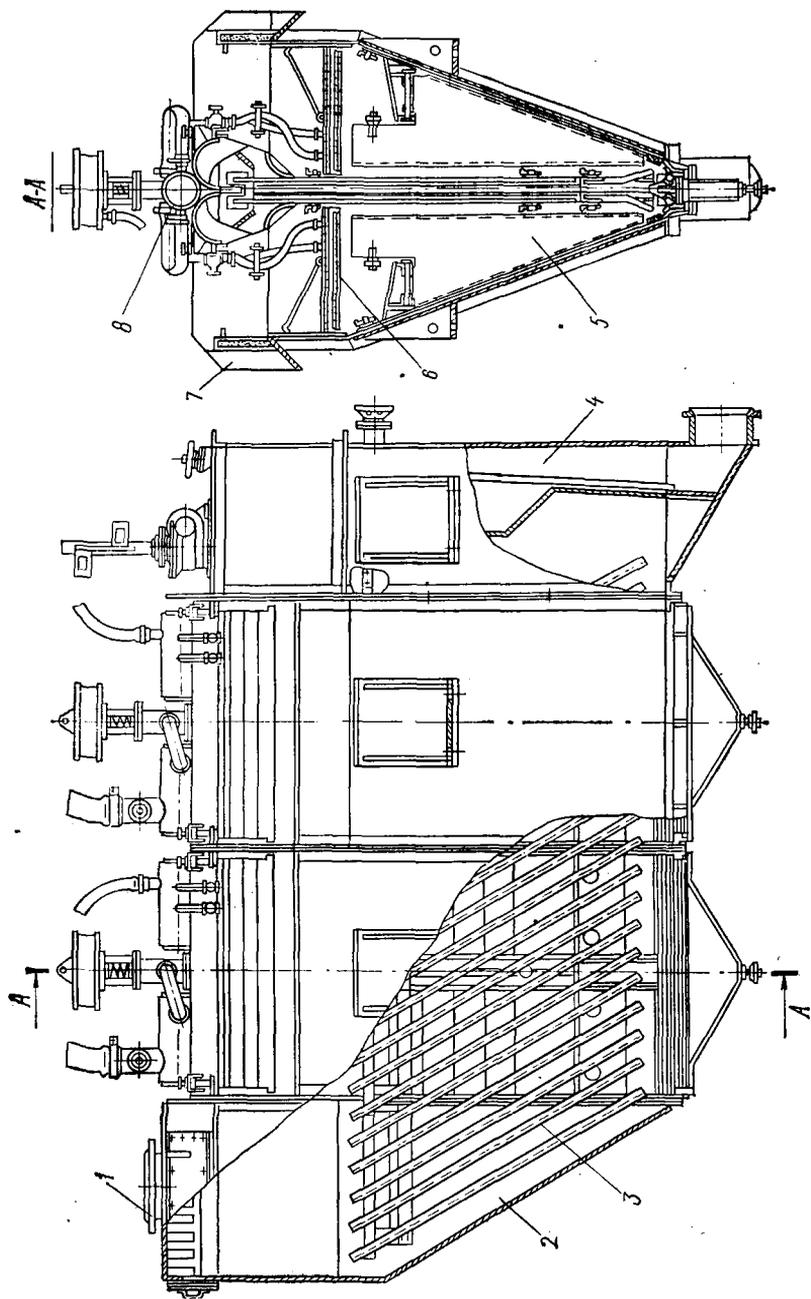


Рис. 148. Флотационная машина ФП-16.

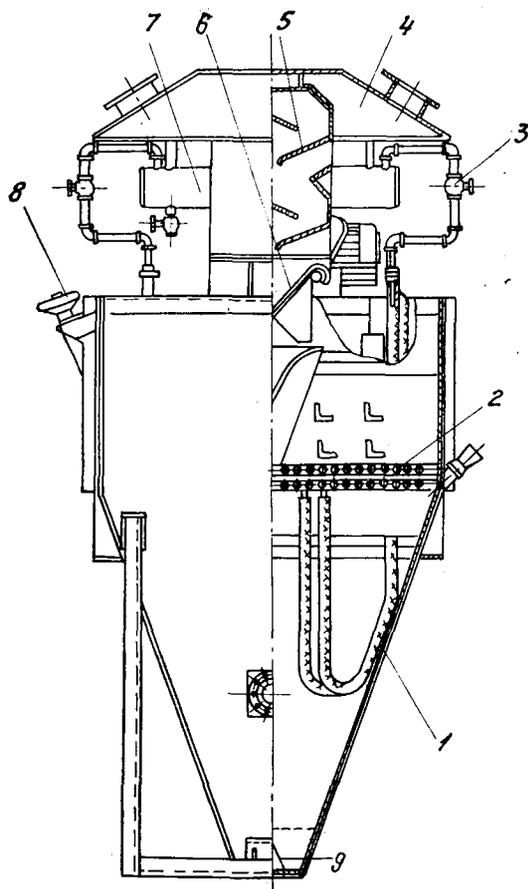


Рис. 149. Флотационная машина ФПС-16.

ного редуктора, соединяются между собой муфтами.

Флотационная машина ФПС-16 (рис. 149 и прил. 33), служащая в основном для тех же целей, что и предыдущая, состоит из пирамидального корпуса 1, трубчатого пневматического аэратора 2, системы подвода сжатого воздуха (резиновых рукавов, регулирующих вентилях 3, коллектора 7 и др.), вентиляционного колпака 4, загрузочного, делительного и выпускного устройств — 5, 6 и 9, регулятора уровня пульпы 8. Пенгоны (если они есть) приводятся в действие с помощью электродвигателя, редуктора и клиноременной передачи.

В зависимости от требуемой производительности камеры флотомашин ФПС-16 выполнены с возможностью их стыковки и компоновки в двух-, трех- и четырехкамерный агрегат. Отдельные его узлы имеют то же назначение, что и в установке ФП-16. Процесс флотации осуществляется аналогично.

Исходный материал, хорошо обработанный реагентами, загружается в устройство 5, где, переливаясь с одного наклонного листа на дру-

Поступление сжатого воздуха в аэролифты регулируется с помощью кранов, а подача его в трубки аэраторов — вентилями, предусмотренными в каждой камере.

Уровень пульпы в машине поддерживается автоматически. В разгрузочном кармане 4 установлен соответствующий датчик поплавкового типа, связанный с электронным регулятором, который дает сигнал на включение или останковку электродвигателя привода шиберов. Для выпуска грубозернистой песковой фракции из аппарата служит задвижка, управляемая вручную.

Высота сливных пенных порогов 7 регулируется с помощью набора деревянных планок. На каждой секции машины предусмотрена возможность установки пенгонов с шарнирно-подвешенными лопастями. Валы этих пенгонов, вращающиеся посредством электродвигателя и червяч-

гой, равномерно распределяется по длине камеры. Затем он поступает в делительное устройство, откуда струйчатыми потоками подается в пенный слой, создающийся при выходе сжатого воздуха из трубок аэратора в пульпу. Гидрофобные частицы удерживаются в пене и удаляются вместе с ней, а гидрофильные — проходят пенный слой, проваливаются сквозь продольную решетку, образованную трубками аэратора, и разгружаются через песковое отверстие в нижней части камеры.

Существенным преимуществом машин пенной сепарации является возможность значительного увеличения в них верхнего предела крупности флотируемого материала. При обогащении, например, силвинитовых руд эффективно извлекаются зерна размером до 3 мм. Сравнительно невысок также расход электроэнергии при укрупнении помола отдельных видов минерального сырья. Основной недостаток заключается в необходимости тщательной подготовки (кондиционирования) пульпы перед флотацией, повышенных затратах реагентов, низкой надежности систем регулирования и стабилизации процесса.

§ 10. Вспомогательное флотационное оборудование

К такому оборудованию относятся устройства и машины для подготовки (кондиционирования) исходного материала, питатели флотореагентов, пульподелители, пеногасители и др.

Контактный чан (рис. 150), предназначенный для перемешивания пульпы с флотационными реагентами и создания условий для их закрепления на минеральных частицах, представляет собой емкость цилиндрической формы 1, в центре которой вращается вал 2 с мешалкой 7, окруженный трубой 6 с отверстиями 5 и 9 для циркуляции раствора, что обеспечивает равномерное распределение в нем реагентов. Исходный материал поступает по питающей трубе 8 на мешалку, а подготовленный — удаляется через сливной патрубков 4. Мешалка вращается с помощью электродвигателя 3.

Требуемое время контакта пульпы с применяемыми реагентами для их закрепления зависит от физических и физико-химических свойств флотируемых минералов и этих реагентов.

Необходимый объем чана (м³)

$$V' = \frac{Q \left(\frac{1000}{\delta_t} + R \right) t}{1000}, \quad (173)$$

где Q — производительность машины по исходной руде, кг/с;

δ_t — плотность твердой фазы, кг/м³;

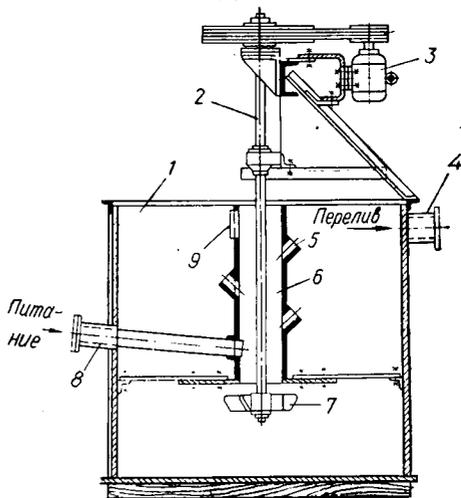


Рис. 150. Контактный чан.

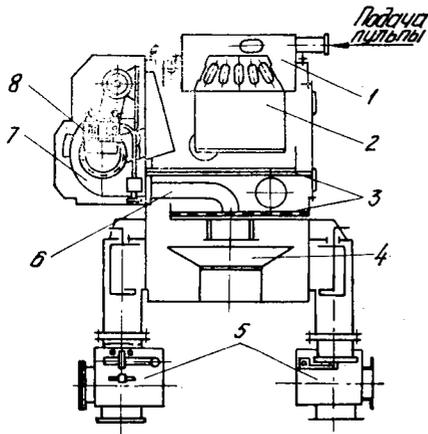


Рис. 151. Агрегат подготовки пульпы «Каскад»:

1 — смеситель; 2 — распределительный конус с отверстиями; 3 — решетки; 4 — смесительная воронка; 5 — распределительные патрубки кондиционированной пульпы; 6 — трубопровод подачи аэрозоля; 7 — вентилятор; 8 — реагентный дозатор.

R — отношение массы воды к массе твердого в пульпе (Ж : Т);

t — время контакта, с.

Промышленно выпускаются шесть типоразмеров контактных чанов диаметром от 1,5 до 4 м и объемом от 2 до 47 м³.

Агрегат подготовки пульпы «Каскад»

(рис. 151), широко применяющийся на углеобогащительных фабриках для кондиционирования материала перед флотацией, состоит из смесителя, пульподелителя, устройства для контактирования смеси с реагентом в виде аэрозоля и вентилятора для его приготовления. Реагент поступает в межрешетное пространство перпендикулярно струям потока.

К положительным качествам агрегата относится дополнительная аэрация пульпы при ее протекании через отверстия решеток в колонне. Использование аппаратов данного типа в углеобогащении позволяет повысить зольность отходов, увеличить выход концентрата при сокращении расхода реагентов и упростить обслуживание флотационных отделений.

Производительность агрегатов «Каскад» (АКП-800) и АКП-1,6 по исходной пульпе достигает соответственно 800 и 1600 м³/ч.

Питатели флотационных реагентов предназначены для непрерывной их подачи в процесс; наиболее надежные и широко при-

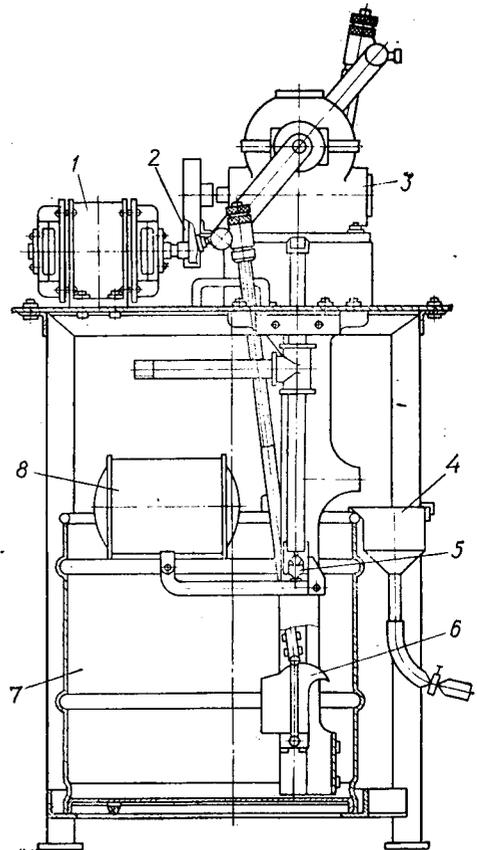


Рис. 152. Скиповый питатель реагентов:

1 — электродвигатель; 2 — зубчатая передача; 3 — редуктор; 4 — приемная воронка; 5 — клапан; 6 — скип; 7 — резервуар для реагентов; 8 — поплавок.

меняемые — скиповые, стаканчиковые и шкивные конструкции.

Скиповые питатели (рис. 152), действующие по принципу периодического зачерпывания реагента из прямоугольного резервуара, бывают одно-, двух- и четырехкамерные, причем каждая из этих камер работает независимо от других.

Скипы шарнирно подвешены на тягах, которые опускаются и поднимаются с помощью кривошипов, соединенных с электродвигателем через редуктор. Угол наклона скипа, а соответственно и количество подаваемых в процессе реагентов оперативно регулируются длиной тяги. Производительность данных питателей зависит от частоты подъема скипов, их размера и параметров тяги.

Стаканчиковый питатель представляет собой диск со свободно подвешенными на нем емкостями, периодически погружаемыми в ванну с реагентами. При вращении диска стаканчики, находящиеся в нижнем положении, заполняются и, поднимаясь вверх, наклоняются, упираясь в ограничитель. Содержимое выливается в приемный желоб и направляется по назначению.

Производительность стаканчиков питателей, зависящая от количества дисков, частоты их вращения, количества и емкости стаканчиков, регулируется ограничительным стержнем.

Дозатор реагентов конструкции института «УкрНИИуглеобогащение» (рис. 153) состоит из корпуса 9, поплавкового регулятора 8 и головки 5, при вращении которой лотки 6 погружаются в реагент и заполняются им. Излишек жидкости сливается через специальный порог в боковых стенках, и к моменту попадания раствора в приемную воронку 7 лоток содержит постоянное его количество, равное 250 см³.

Так как одновременно опорожняется не менее двух лотков, подача реагента происходит непрерывно. Из воронки 7 он поступает в трубопровод и далее в процесс.

Головка 5 имеет восемь лотков. Привод дозатора состоит из шестерчатого редуктора 3, электродвигателя 1 и тахогенератора 2, с помощью которого автоматически регулируется производительность аппарата. Вал привода соединен с валом головки дозатора муфтой 4.

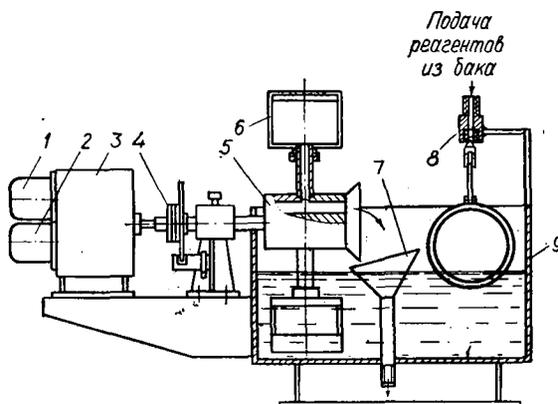


Рис. 153. Дозатор реагентов.

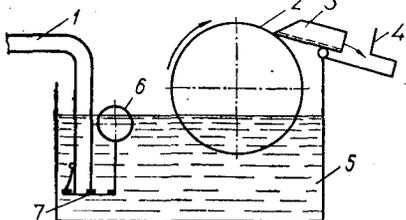


Рис. 154. Шкивный питатель реагентов:

1 — питающая труба; 2 — шкив; 3 — оккидной скребок; 4 — приемная воронка; 5 — ванна питателя; 6 — поплавок; 7 — клапан.

Шкивной (дисковый) питатель (рис. 154) предназначен для подачи особо вязких реагентов. Он состоит из ванны, вращающегося шкива, откидных скребков, снимающих слой жидкости, и поплавкового устройства для автоматического регулирования ее уровня в ванне, куда реагент подается по трубе из напорного бака.

Производительность этих питателей, выпускаемых с одним, тремя и шестью шкивами, обуславливается частотой их вращения, количеством и шириной скребков, уровнем реагента в ванне и его вязкостью.

§ 11. Выбор и эксплуатация флотационных машин

Наиболее широкое распространение в СССР получили машины механического типа «Механобр» (М-5, М-6, М-7) и созданные на их основе установки ФМР. В последние годы значительное применение нашли также пневмомеханические аппараты при реконструкции флотоотделений действующих фабрик и в проектах вновь строящихся. На многих предприятиях машины М-5, М-6 и М-7 модернизированы соответствующим образом.

Испытание и внедрение пневмомеханического оборудования, особенно в основных операциях, показали, что при его использовании по сравнению с механическими установками существенно возрастает скорость флотации и на 20—40% снижается расход электроэнергии. Однако всегда следует помнить, что на любой из данных машин можно достигнуть высоких технологических показателей (выход, содержание, извлечение), но различными здесь будут время флотации (t'), удельная производительность, потребление электроэнергии, расход реагентов и др. Все это и определяет технико-экономическую эффективность применения того или иного типа оборудования.

Для флотации руд простого состава и минерального сырья выбирают преимущественно машины с прямоточной компоновкой камер, так как характеризуются высокой пропускной способностью, проще конструктивно, более удобны в эксплуатации (меньше изнашивается и легче заменяется импеллер), имеют несложную систему регулирования уровня пульпы в операциях основной и контрольной флотации, достаточно приспособлены к условиям автоматизации и оперативного контроля процесса (например, путем подачи требуемого количества воздуха).

При перерасчете пенных продуктов и селекции концентратов, когда большое значение приобретает возможность возвращения промпродуктов в циркуляцию, предпочтение отдается камерным машинам с самовсасывающими аэраторами.

Иногда становится оправданным применение однотипных аппаратов для всех операций, что упрощает обслуживание, снабжение запчастями, повышает качественный уровень ремонта и надежность работы.

Важным является также определение оптимального объема флотационных камер. Можно утверждать, что он должен составлять 12—18 м³ и более.

При увеличении объема камер их число в установке заданной производительности уменьшается. В связи с этим сокращается машинная

площадь, облегчается обслуживание, упрощается транспортировка продуктов, повышаются возможности автоматизации и др.

На рис. 155 показано влияние объема единичных камер в аппарате механического типа V (м^3) на удельные величины занимаемой машинной площади K_S ($\text{м}^2/\text{м}^3$), объема здания K_V ($\text{м}^3/\text{м}^3$) и установленной мощности K_N ($\text{кВт}/\text{м}^3$). Как видим, при возрастании значения V все расходные коэффициенты снижаются. Эффективность использования больших камер повышается, если их выбор будет согласован с величиной потоков питания [70; 91].

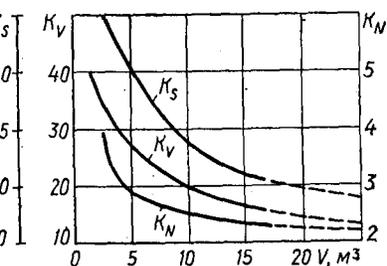


Рис. 155. Зависимость удельных расходных коэффициентов от объема камеры флотационной машины.

Производительность машины определяется необходимым временем t' (с), зависящим от флотуемости руды, принятых реагентного и технологического режимов. Обычно оно вычисляется в лабораторных условиях, но такие данные зачастую отличаются от промышленных. Поэтому требуемую продолжительность флотации устанавливают экспериментально и обычно характеризуют временем пребывания пульпы в каждой камере машины (12—48 с) с целью получения необходимого извлечения при заданных качественных показателях пенного и камерного продуктов.

Количество камер импеллерного типа n для отдельной операции флотации

$$n = \frac{V_1 t' 60}{V_K K} = \frac{Q' \left(R + \frac{1000}{\delta_T} \right) t'}{1000 V_K K}, \quad (174)$$

где V_1 — часовой объем флотуемой пульпы, $\text{м}^3/\text{с}$;

V_K — геометрический объем камеры, м^3 ;

K — коэффициент 0,7—0,8;

Q' — часовая производительность машины по твердому, $\text{кг}/\text{с}$.

Пневматические аэролифтные установки можно рассчитать по следующей формуле:

$$L = \frac{V_1 t' 60}{SK} = \frac{Q' \left(R + \frac{1000}{\delta_T} \right) t'}{1000 SK}, \quad (175)$$

где L — общая длина машины для той или иной операции, м;

S — площадь поперечного сечения аппарата, м^2 .

Запуск вновь установленной флотационной машины осуществляется после предварительного заполнения ее чистой водой. Подача пульпы производится при исправном функционировании механических узлов (блоков-аэраторов и пеногонов).

После снятия исходной нагрузки (перед остановкой) аппарат не выключается в течение 10—20 мин для выработки из него твердой фазы.

Основные факторы оперативного регулирования машин — уровень пульпы в камерах и расход воздуха.

Быстроизнашивающимися деталями установок являются импеллеры и статоры. Их изготавливают в гуммированном исполнении или из твердых сплавов (соответственно для тонко- и грубозернистых продуктов). Сроки службы этих деталей увеличиваются с уменьшением крупности флотируемого материала и его абразивности (находятся в пределах от полугода до двух лет). Наличие в пульпе апполярных реагентов (масел, керосина и т. п.) значительно снижает продолжительность работы гуммированных изделий.

Автоматизация флотационных машин в основном сводится к поддержанию стабильных параметров исходного материала (количества, плотности, потребления реагентов), а в отдельных случаях — к регулированию уровня пульпы по отдельным камерам (выхода пенного продукта), а также расхода воздуха.

ГЛАВА XI. МАШИНЫ И АППАРАТЫ ДЛЯ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

§ 1. Основы магнитного разделения

Чаще всего магнитным методом обогащают железо- и марганец-содержащие руды, а также применяют его для доводки концентратов руд редких металлов, регенерации сильномагнитных утяжелителей, очистки от железистых примесей кварцевых песков, абразивов, керамического сырья, пластмасс, пищевых продуктов и др. Такое обогащение, основанное на использовании различий в магнитных свойствах ценных минералов и пустой породы, осуществляется в специальных машинах (сепараторах), характеризующихся наличием магнитного поля в их рабочей зоне, при движении через которую частицы с неодинаковыми свойствами под влиянием силы притяжения перемещаются по различным траекториям, что и позволяет выделять минералы в магнитный и немагнитный продукты. При этом действуют еще механические силы: тяжести, сопротивления среды, молекулярного сцепления, центробежные. Разделение в данном случае тем эффективнее, чем существенней различия в магнитных свойствах материала.

Известны три способа обогащения исходного сырья по указанным свойствам.

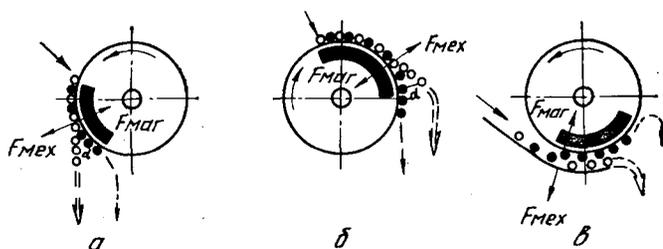
1. Отклонение магнитных минеральных зерен, при котором они разделяются в рабочей зоне сепаратора на два потока (рис. 156, а). Скорость частиц (следовательно, и производительность) при заданной магнитной силе достигает значительной величины, но эффективность обогащения может быть понижена.

2. Удержание более магнитных зерен при движении общего потока перпендикулярно поверхности (см. рис. 156, б). Здесь направления этого потока и магнитной силы совпадают, благодаря чему потери частиц минимальны.

3. Извлечение тех же зерен при прохождении потока под магнитом (см. рис. 156, в), когда достигается наибольшая эффективность

Рис. 156. Схемы разделения частиц по магнитным свойствам:

a, б, в — соответственно отклонение, удержание и извлечение магнитных частиц.



Условные обозначения продуктов:

- > — исходного;
- - - - -> — магнитного;
- · - · -> — немагнитного

обогащения, поскольку менее магнитные частицы лучше отделяются от магнитных под влиянием относительно большой разделяющей силы.

Напряженность магнитного поля H (кА/м) — мера проявляющихся в нем механических сил.

Магнитная восприимчивость минералов — основное физическое свойство, определяющее поведение частиц в рабочей зоне сепаратора.

Таблица 11. Магнитная восприимчивость некоторых минералов

Минерал	$\chi, \text{см}^3/\text{г} \cdot 10^{-3}$	Минерал	$\chi, \text{см}^3/\text{г} \cdot 10^{-3}$
Авгит	1—15	Магнетит	1—1,5
Амфибол	9	Магнетит	2500—5000
Апатит	0,1—0,4	Магхемит	1000—2500
Арсенопирит	0,8	Магномагнетит	1000
Берилл	0,1	Манганит	3,5—15
Биотит	0,4—12	Мартит	20—1000
Борнит	0,8	Монацит	1—2,5
Браунит	3,5—12	Мусковит, биотит	5—30
Бурый железняк	2,5—25	Пирит	0,5—4
Вад (псиломелан)	2,5—15	Пирролюзит	2,0—10
Вернадит	4	Пироксен	6,5
Вольфрамит	2,5—15	Полевой шпат	0,3—0,5
Гауссманит	5,5	Роговая обманка	5—30
Гематит	5—25	Родохрозит	5—25
Гетит	2—3	Родонит	6—10
Гипс	1	Рутил	0,2—1,5
Глауконит	6—10	Самарскит	23
Гранит	7,5—10	Саинец-пирохлор	1
Дистен (кианит)	0,2—1,2	Сидерит	3,5—15
Доломит	0,1—4	Спекулярит	26—29
Ильменит	30—120	Тальк	3
Кальцит	0,05—0,3	Танталит-колумбит	2—11
Карбонаты	1	Турмалин	1—12,5
Касситерит	0,1—1	Фергусонит	1,5—6
Кварц	0,02—0,1	Флюорит	0,5
Кобальтит	0,01—1	Колумбит	2,5
Корунд	0,02		

Удельную такую восприимчивость χ ($\text{м}^3/\text{кг}$) можно рассматривать как магнитный момент 1 кг массы тела при его намагничивании в поле напряженностью 1 кА/м.

При обогащении руд все минералы по величине χ делятся на три группы [35]. Это минералы:

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

2) слабомагнитные (значение χ колеблется от $7,5 \cdot 10^{-6}$ до $1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$) — окислы, гидроокислы и карбонаты железа и марганца, ильменит, вольфрамит, гранат, биотит и пр.;

3) немагнитные ($\chi < 1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$) и диамагнитные ($\chi < 0$).

Для первой группы минералов величина χ не является постоянной; она зависит от параметра H и предыдущего магнитного состояния материала, а также от формы и крупности его частиц. Вещества, входящие во вторую группу, не имеют таких особенностей.

Зная численные значения χ (табл. 11), можно рассчитать величину удельной магнитной силы притяжения, необходимой для эффективного разделения минералов в рабочей зоне сепаратора.

Магнитные поля могут быть о д н о р о д н ы е, где напряженность H во всем объеме одинакова по величине и направлению, и наоборот — н е о д н о р о д н ы е (рис. 157). Последние характеризуются производной dH/dx (градиентом напряженности $\text{grad } H$), показывающей, как быстро меняется значение H в направлении x .

В однородном поле вращающий момент ориентирует кусок руды параллельно или перпендикулярно вектору напряженности, а в неоднородном, кроме того, частицы материала испытывают еще воздействие силы притяжения в направлении наиболее интенсивного участка. Именно она и обуславливает отделение магнитных зерен от немагнитных. Поэтому применяются только неоднородные поля.

Удельная магнитная сила притяжения $F_{\text{магн}}$ ($\text{Н}/\text{кг}$), действующая на частицы руды в рабочей зоне сепаратора,

$$F_{\text{магн}} = \mu_0 \chi H \text{ grad } H, \quad (176)$$

где μ_0 — магнитная проницаемость вакуума.

Для установления напряженности H и величины магнитного потока сепаратора служит милливеберметр М-119 в комплекте с измерительными зондами. Шкала этого прибора, имеющая 100 делений, обеспечивает нужные определения в пределах 10 мВб. Недостатком здесь являются сравнительно большие размеры зондов, не позволяющие выявлять подробную характеристику поля в узкой области, а также необходи-

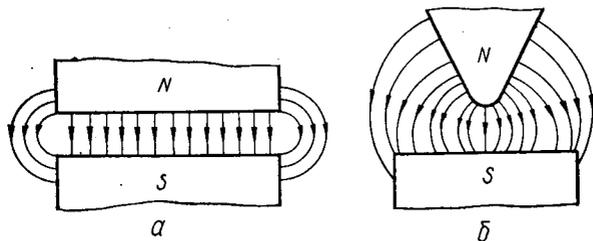


Рис. 157. Схемы однородного (а) и неоднородного (б) магнитных полей.

мость постоянно включать и выключать магнитную систему или удалять зонд из точки измерения.

Подобных недостатков нет, к примеру, у гауссметров фирмы «Метра Бланка» (ЧССР). Они снабжены датчиками, основанными на эффекте Холла, заключающемся в том, что на боковых гранях пластинки из полупроводника, через которую пропускается ток, при наличии внешнего магнитного поля возникает поперечная разность потенциалов, пропорциональная напряженности H .

В качестве полупроводникового датчика используется германиевая пластинка размером $1,5 \times 3 \times 0,15$ мм, которая расположена в конце зонда и защищена от повреждений фольгой из немагнитного материала. На одной стороне зонда есть красная метка, всегда указывающая направление северного полюса магнитной системы. С помощью такого датчика можно измерять параметр H в небольших воздушных зазорах.

Гауссметр, включающий также амперметр и источник электродвижущей силы (элементы общим напряжением 4,5 В), смонтирован в пластмассовой коробке и имеет три предела измерений (5000, 10 000 и 20 000 Гс). Каждому диапазону соответствует отдельная шкала.

В СССР выпускается аналогичный прибор «Теслаамперметр» Ф-4354, шкала которого проградуирована в миллитеслах (предел измерений — 1500 мТ).

§ 2. Классификация магнитных сепараторов и вспомогательного оборудования

Сепараторы отличаются устройством рабочей зоны, где действует магнитное поле, а также конструкциями питателя, ванны для приема продуктов обогащения и органа, перемещающего разделяемый материал через указанную зону.

Общепринятой классификации данных машин пока нет, хотя исследователями и предложено несколько ее вариантов [41]. Это объясняется сложностью самого процесса магнитной сепарации, многообразием обогащаемых руд (по физическим свойствам), большим количеством конструкций используемого оборудования.

По напряженности и силе магнитного поля различают сепараторы:

1) со слабым полем (80—120 кА/м) — для сильномагнитных руд. Здесь применяются открытые магнитные системы, где неоднородность поля создается чередованием нескольких полюсов разноименной полярности. Данные машины предназначаются также для регенерации ферромагнитных суспензий в тяжелосредних установках;

2) с сильным полем (800—1600 кА/м) — для слабомагнитных руд. Образование такого мощного поля возможно лишь при замкнутой магнитной системе.

По методу разделения материала известны сепараторы для сухого обогащения (среда — воздух) и мокрого (среда — вода), а по направлению движения сырья и способу удаления продуктов они делятся на аппараты (рис. 158):

— прямоточные (руда и немагнитные частицы перемещаются в одном направлении, а магнитные — отклоняются на угол $\alpha < 90^\circ$);



Рис. 158. Схемы подачи питания и удаления продуктов обогащения из рабочей зоны прямооточных (а), противоточных (б) и полупротивоточных сепараторов (в).

— противоточные (указанные выше компоненты движутся в противоположных направлениях; здесь $\alpha > 90^\circ$);

— полупротивоточные (материал в виде пульпы подается снизу под давлением, а магнитные и немагнитные частицы перемещаются в противоположных направлениях, то есть $\alpha > 90^\circ$).

Процесс разделения тонкоизмельченных магнетитовых руд сопровождается флокуляцией материала — образованием в рабочей зоне сепаратора флокул и прядей из магнитных зерен. В эти пряди механически увлекаются немагнитные частицы. Для уменьшения такого загрязнения применяются магнитные системы с полюсами чередующейся полярности (по ходу движения материала). Перемещаясь мимо них, флокулы меняют свою ориентацию и частично разрушаются, особенно эффективно — при высокой скорости передвижения магнитных частиц (а значит, большой частоте переориентации последних), что в соединении со значительной центробежной силой, действующей на материал, резко уменьшает загрязнение магнитного продукта и повышает его качество.

По характеру поведения магнитных частиц в рабочей зоне сепараторы бывают с магнитным перемешиванием и без такового, а по конструкции устройства для удаления магнитного продукта их различают как барабанные, роликовые, валковые и дисковые. Выпускаются они (кроме роликовых) двух типов: электромагнитные (Э) и с постоянными магнитами (П).

Сепараторы изготавливаются в следующем исполнении: барабанные — для мокрой (БМ) и сухой (БС) сепарации, а также работающие в центробежном режиме (БЦ); валковые — для сухого (ВС) и мокрого (ВМ) обогащения; дисковые — лишь для сухой сепарации (ДС).

В качестве вспомогательного оборудования применяются аппараты для намагничивания и размагничивания руд, а также магнитные дешламаты (гидросепараторы). Классифицируются они по различным параметрам: производительности, частоте переменного поля, конструктивному оформлению, расположению магнитной системы, величинам H и $\text{grad } H$.

§ 3. Барабанные сепараторы для сухого обогащения сильномагнитных руд

Такие аппараты имеют барабан с магнитной системой, корпус в виде жесткого кожуха с разделительными заслонками (шиберами), питатель для подачи материала в рабочую зону, привод и панель

управления с пускорегулирующими и контрольно-измерительными приборами.

Магнитная система, выполненная из *постоянных магнитов* или стальных сердечников (полюсов) с катушками, питаемыми постоянным током, подвешена на несущей оси и находится внутри свободно вращающегося барабана, который служит устройством для перемещения частиц внутри сепаратора и их удаления из рабочей зоны.

Используются магниты двух типов: литые и керамические. Первые из них изготавливаются на основе системы железо — никель — алюминий — кобальт и легируются медью, серой, титаном, ниобием и другими элементами. Сплавы этой группы (ЮНДК-24 и пр.) характеризуются хорошими магнитными свойствами, но плохими механическими качествами (низкой пластичностью и высокой твердостью).

Для ряда сплавов применяются термомагнитная обработка и направленная кристаллизация, что приводит к повышению магнитных свойств за счет образования соответствующей текстуры.

Одним из достижений современной физики является создание новых материалов для постоянных магнитов — интерметаллического соединения кобальта с редкоземельными металлами.

В институте «Механобр» изучались опытные партии самарий-кобальтовых магнитов с целью определения возможности практического использования. Установлено, что в системе разомкнутого типа они обеспечивают напряженность поля до 240 кА/м. Однако широкому внедрению этих магнитов препятствует ряд обстоятельств, в том числе высокая стоимость изготовления и др. Тем не менее уже сейчас их можно применять в небольших сепараторах, магнитных фильтрах и других устройствах, где достигаемый за счет значительной напряженности технологический эффект или специальные условия работы (взрывоопасная среда и т. п.) оправдывают высокие затраты.

В последние годы получили распространение керамические магниты из анизотропного феррита-бария, преимущество которых заключается в том, что они не содержат дефицитных и дорогостоящих материалов — в 10 раз дешевле магнитов из сплава ЮНДК-24. Но в данном случае пригодна лишь обработка шлифовкой из-за значительной твердости и хрупкости бариевых магнитов, а также отрицательного влияния на них температуры.

Полюсные наконечники получают путем склеивания керамических магнитов и армировки их стеклотканью. Заключительные операции сборки системы — намагничивание полюсов

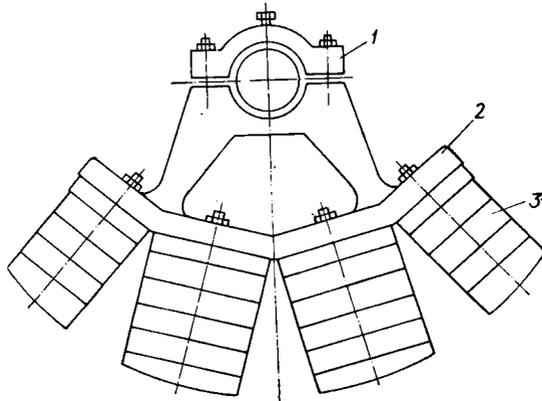


Рис. 159. Конструкция магнитной системы с керамическими магнитами:

1 — хомут; 2 — ярмо; 3 — полюс.

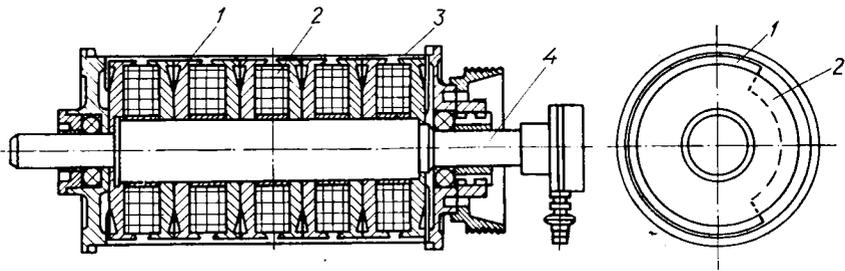


Рис. 160. Электромагнитная система барабанного сепаратора.

(при постоянном токе напряженностью 640 кА/м) и установка их на ярмо (рис. 159).

Электромагнитные системы, выполненные в основном с чередованием полярности полюсов вдоль оси барабана, состоят из секторно-дисковых стальных сердечников 1 (рис. 160) и намагничивающих катушек 2, расположенных на неподвижной оси 4. К достоинствам таких систем, помещенных в герметичный барабан 3, заполненный трансформаторным маслом для охлаждения обмоток и изоляции, следует отнести возможность получения сравнительно более сильного магнитного поля и меньшую их стоимость. Однако они требуют дополнительных

расходов на эксплуатацию и электроснабжение.

Для сухого обогащения сильномагнитных кусковых руд крупностью 50—0 мм выпускаются сепараторы 4ПБС-63/200 (ПБС-1) и ЭБС-90/100 (ЭБС-2).

Электромагнитный барабанный сепаратор ЭБС-90/100 (рис. 161 и прил. 34) имеет корпус разъемной конструкции, состоящий из двух сварных секций, соединенных между собой болтами. Такая его конструкция позволяет производить разборку машины на блоки, один из которых включает питатель и верхнюю секцию, а другой — электромагнитный барабан, привод и нижнюю секцию.

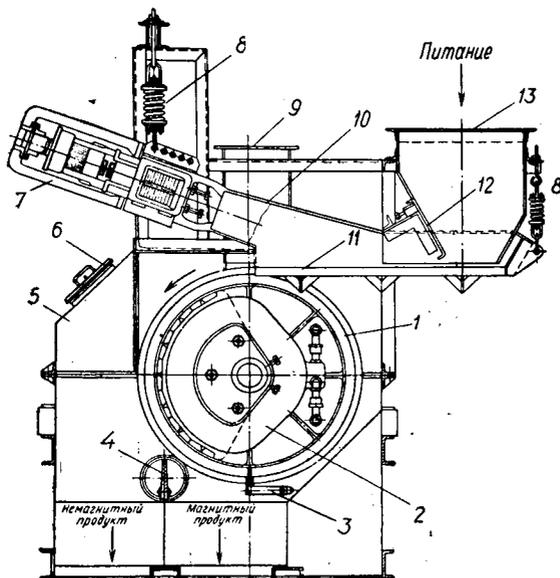


Рис. 161. Электромагнитный барабанный сепаратор ЭБС-90/100:

1 — барабан; 2 — электромагнитная система; 3 — скребок; 4 — делительная заслонка; 5 — корпус; 6 — смотровой люк; 7 — электропривод; 8 — амортизаторы; 9 — патрубки для присоединения к вентиляционной системе; 10 — электровибрационный питатель; 11 — лоток; 12 — шиберная заслонка; 13 — загрузочная воронка.

В верхней части корпуса предусмотрено приемное отверстие, через которое руда с лотка вибрационного питателя поступает на барабан. Для прохода продуктов сепарации внутри нижней секции есть воронки, рабочие поверхности которых гуммированы резиной. Для осмотра различных деталей аппарата служит люк 6.

На одном из концов оси барабана размещен на шпонке рычаг поворотного устройства, имеющий тягу с резьбой и регулировочную гайку. С помощью этого устройства магнитная система вместе с осью устанавливается при наладке сепаратора на необходимый угол, охватывающий 140° .

Принудительное охлаждение магнитной системы позволяет получить на поверхности барабана поле, характеризующееся величиной $H = 110—120$ кА/м. Обмотки обеспечиваются постоянным током напряжением 220 В.

Питатель 10 состоит из лотка 11, загрузочной воронки и электровибратора.

Качество магнитного продукта регулируется делительной заслонкой, которая помещена под барабаном и снабжена немагнитной лопаткой, укрепленной на двух полуосях. Наружный конец одной из них имеет специальную рукоятку с секторным пазом для установления нужного положения заслонки, фиксируемого шпилькой с гайкой. Частицы руды, налипшие на рабочую поверхность барабана, снимают скребком 3.

Сепаратор работает следующим образом. Исходный материал с содержанием влаги не более 4—5% поступает в воронку, откуда вибрационным лотком подается равномерным слоем на барабан, который притягивает к своей поверхности магнитные зерна и перемещает их к нижнему краю системы в область ослабленного поля, где они разгружаются за делительной заслонкой как концентрат или промпродукт. Немагнитные частицы под действием сил тяжести и центробежной отделяются от поверхности барабана (в основном в верхней его части) и уходят из машины в виде хвостов.

Магнитный барабанный сепаратор 4ПБС-63/200 (рис. 162 и прил. 34) имеет корпус 3, состоящий из трех частей (верхней, средней и нижней) — сварных бескаркасных конструкций из стального листа толщиной 5 мм. Между собой они соединяются болтами. Места разъема корпуса усилены швеллерами. На опорах 13 установлены барабаны 1: два верхних снабжены пятиполюсными системами 2 из литых магнитов (сплав ЮНДК-24), а два нижних — трехполюсными 17. Полярность здесь чередуется по периметру барабана, что обеспечивает магнитное перемешивание материала.

Напряженность поля верхних барабанов 80—88 кА/м, а нижних — 112—120 кА/м. Положение магнитной системы регулируется рычагом 11 и тягой с винтовой нарезкой. Угол поворота системы определяется стрелкой 10.

Под нижними барабанами установлены делительные шиберы 16 и рычаги управления 12, которые выведены на боковую стенку корпуса и снабжены фиксаторами. Для очистки барабана от налившей руды служат скребки 15.

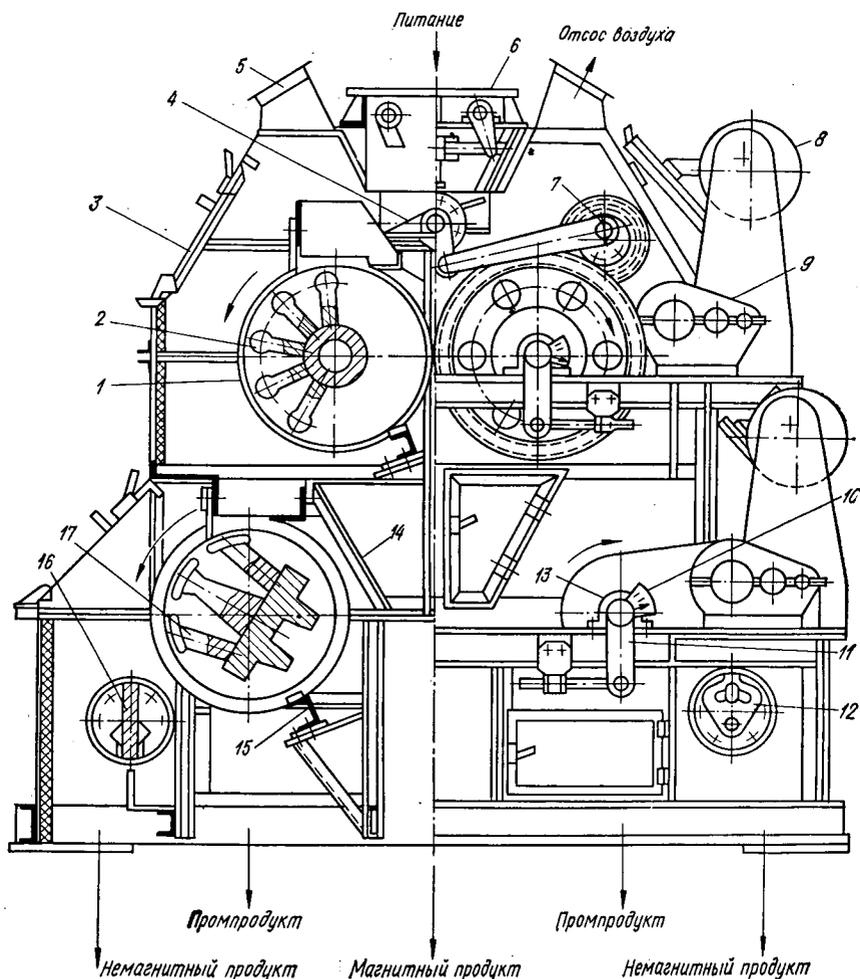


Рис. 162. Магнитный барабанный сепаратор 4ПБС-63/200.

Питатель сепаратора состоит из бункера 6, днищем которого является металлическая площадка 4, закрепленная на валу, соединенном с кривошипно-шатунным механизмом 7. Качающаяся площадка подает руду поочередно на левый или правый барабан. Привод каждого из них, будучи индивидуальным, имеет электродвигатель переменного тока 8, цилиндрический редуктор 9, клиноременную и цепную передачи (закрытые кожухами). С помощью сменных шкивов привод позволяет ступенчато регулировать частоту вращения барабанов (верхних — от 5,14 до 10,71 рад/с, а нижних — от 3,25 до 5,14 рад/с) и тем самым изменять качество и выход магнитных продуктов.

Корпус сепаратора оборудован четырьмя большими смотровыми люками и восемью малыми (на боковых его стенках — по четыре с каждой стороны). Внутренние поверхности стенок и перегородки меж-

ду отделениями покрыты резиной толщиной 20 мм для предохранения от абразивного износа. Патрубки 5 служат для отсоса пыли из корпуса.

Сепаратор работает следующим образом. Исходный материал поступает в бункер 6 и с помощью качающейся площадки 4 равномерным слоем подается на верхние барабаны, где выделяется концентрат, который разгружается в средней части корпуса (между перегородками 14). Немагнитный продукт следует на пересчетку в нижние барабаны, имеющие повышенную напряженность поля и меньшую частоту вращения. Здесь выделяются хвосты и промпродукт, направляемые в соответствующие отделения.

Высокая производительность сепаратора (111,1—138,9 кг/с для руды крупностью —50 +0 мм) позволяет сопрягать его с дробилками среднего измельчения и подавать материал в машину ленточным конвейером или вибрационным питателем.

При сепарации мелкозернистых сильномагнитных материалов с уменьшением размеров частиц повышается их молекулярное взаимодействие (флокуляция), а также растут адгезионные силы (слипание), что приводит к снижению качества концентрата за счет захвата флокулами немагнитных зерен (сростков). Их освобождение, связанное с необходимостью разрушения указанных флокул, предъявляет дополнительные требования к конструкции машины.

Все это предусмотрено в сепараторах с бегущим магнитным полем, которое может создаваться обмоткой трехфазного тока или при относительном перемещении барабана и многополюсной магнитной системы (рис. 163).

Если закрепить какую-либо ферромагнитную частицу над поверхностью барабана, то на пути движения L , равной двойному шагу полюсов ($L = 2l$), произойдет переориентация данной частицы, то есть угол силовой линии поля с осью X изменится в этой точке от 0 до 2π .

Частота бегущего поля

$$K = v/2l, \quad (177)$$

где v — скорость движения барабана относительно системы, м/с.

При небольшой частоте вращения барабана (для мокрой сепарации) величина K составляет всего 4—8 Гц: происходит лишь переориентация (перемешивание) магнитных прядей и частичный разрыв наиболее длинных из них, что способствует, но не обеспечивает полного удаления немагнитных зерен.

Для эффективной сухой сепарации мелкозернистых материалов величина K должна быть в пределах 50—120 Гц [46]. При ее повышении уменьшается длина флокул, и они разрушаются. В результате качество концентрата улучшается.

Сепаратор ПБСЦ-63/50 (рис. 164), заключенный в сварной герметичный корпус, имеет бегущее поле, создаваемое только за счет скорост-

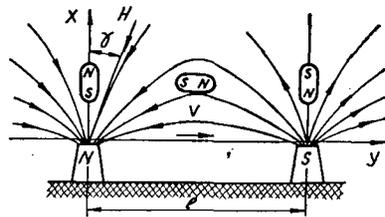


Рис. 163. Магнитные частицы в бегущем магнитном поле.

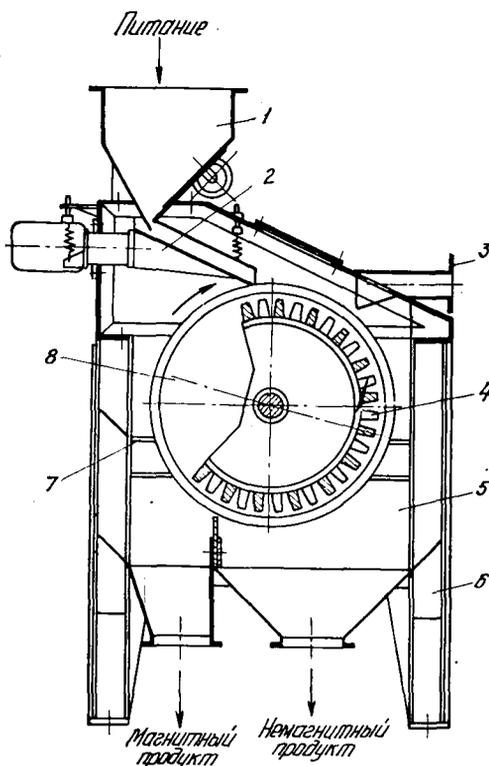


Рис. 164. Магнитный барабанный центробежный сепаратор ПБСЦ-63/50:

1 — бункер; 2 — вибрационный питатель; 3 — патрубок для отсоса пыли; 4 — магниты; 5 — кожух с приемниками продуктов сепарации; 6 — рама; 7 — скребок; 8 — барабан.

ного режима работы барабана с системой, на ярме которой по дуге размещены магниты (сплав ЮНДК-24, шаг — 0,05 м). Их сторона, прилегающая к ярму, для лучшего потокосцепления отшлифована. Система намагничивается таким образом, чтобы полярность была чередующейся.

Барабан представляет собой трубу (толщина стенки 2—3 мм) из немагнитной стали с двумя торцовыми крышками и подшипниками, благодаря которым он легко вращается вокруг неподвижного вала, составляющего одно целое с магнитной системой.

Привод сепаратора, снабженный двигателем постоянного тока, позволяет регулировать частоту вращения барабана, что очень важно в технологическом плане; она достигает 31,5 рад/с. Величина K равна 90 Гц.

Испытания сепаратора ПБСЦ-63/50 показали, что при быстром режиме его работы почти полностью разрушаются магнитные флоккулы, а также наблюдается хо-

рошее разделение свободных частиц и сростков. На этом аппарате выделяют отвальные хвосты, готовый концентрат и промпродукт, поступающий на доизмельчение.

§ 4. Барабанные сепараторы для мокрого обогащения сильномагнитных руд

Отличительной чертой этих сепараторов (прил. 36) является наличие ванны, где происходит процесс разделения материала на магнитную и немагнитную фракции. Она выполнена в виде радиусного желоба, имеет устройства для подачи пульпы и выгрузки продуктов разделения, а опирается на раму, сваренную из прокатного профиля.

Для обогащения тонкоизмельченных магнетитовых руд применяют сепараторы с тремя типами ванн (рис. 165): у прямоточных через рабочую зону проходит весь объем питания, тогда как у противоточных и полупротивоточных — преимущественно немагнитная его часть.

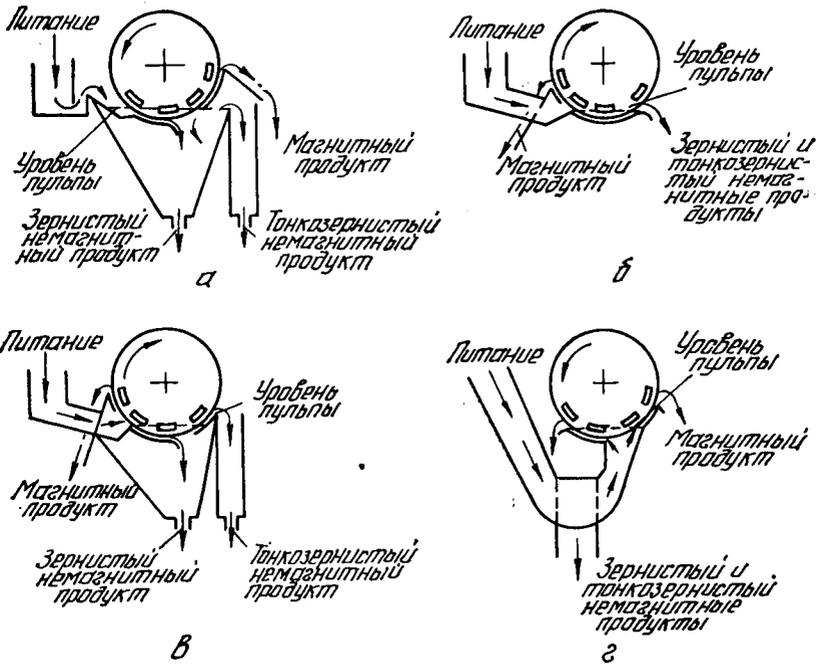


Рис. 165. Схемы магнитных барабанных сепараторов для мокрого обогащения с прямоточной (а), противоточной (б, в) и полупротивоточной (г) ваннами.

В противоточном сепараторе поток пульпы движется навстречу вращающемуся барабану, благодаря чему образуются оптимальные условия для лучшей очистки немагнитной фракции, которая, перемещаясь в рабочем пространстве к месту разгрузки, все время соприкасается с чистой поверхностью барабана, что позволяет получать сравнительно бедные хвосты.

В полупротивоточном сепараторе материал подается снизу радиально к поверхности барабана под давлением, создаваемым разницей уровней питающей коробки и ванны. При этом совпадение направлений движения частиц и сил притяжения благоприятствует извлечению тонких магнитных частиц.

Немагнитная фракция направляется к месту разгрузки против вращения барабана, встречая свободную его поверхность, что обеспечивает выделение бедных хвостов. Кроме того, особенности конструкции полупротивоточной ванны заключаются в том, что здесь отсутствуют устройства для выпуска отходов, а уровень пульпы поддерживается постоянным без каких-либо специальных приспособлений. Следует также сказать, что данные аппараты весьма чувствительны к уменьшению производительности (ниже допустимого предела), повышению крупности и плотности питания. Все это может привести к забивке машины.

Сепараторы с различными типами ванн при прочих равных условиях обеспечивают за один прием обогащения примерно одинаковое качество магнитного продукта.

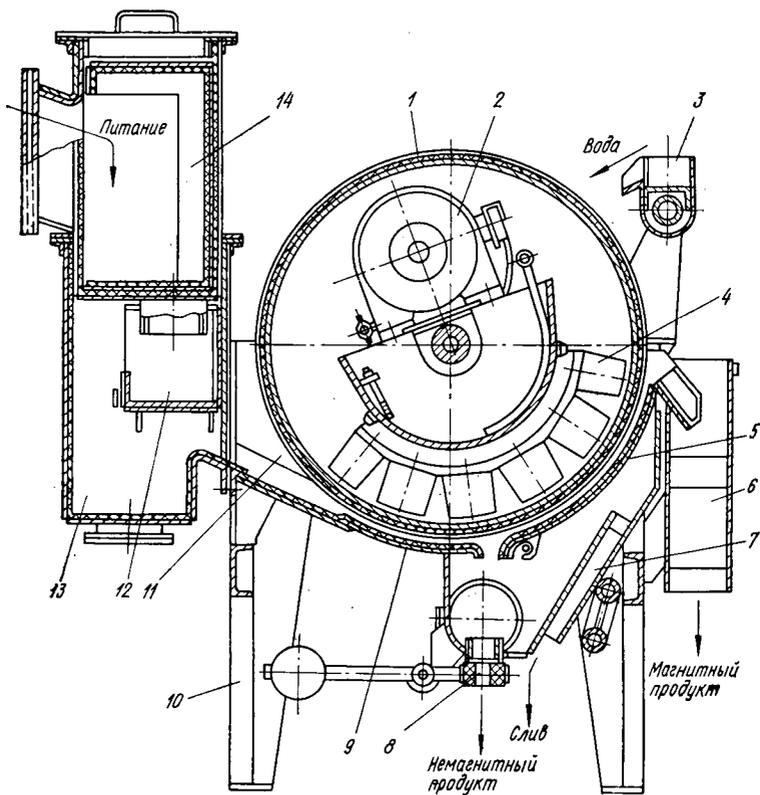


Рис. 166. Прямоточный магнитный барабанный сепаратор ПБМ-90/250:

1 — барабан; 2 — привод; 3 — брызгало; 4 — магнитная система; 5 — концентраторный лоток; 6 — разгрузочный короб; 7, 8 — хвостовые патрубок и насадка; 9 — питающий лоток; 10 — рама; 11 — ванна; 12 — успокоитель; 13 — распределительная коробка; 14 — загрузочный короб.

Сепаратор ПБМ-90/250 (209В-СЭ) состоит из следующих основных узлов (рис. 166): барабана с магнитной системой; прямоточной ванны; загрузочного и разгрузочного коробов (их внутренние стенки футерованы резиной); распределительной коробки; рамы и привода, встроенного в барабан. На неподвижной оси последнего размещена шестиполюсная система — магнитопровод, к которому прикреплены наконечники из керамических (феррито-бариевых) или литых (из сплава ЮНДК-24) постоянных магнитов. Угол охвата системы 130° . В барабане она развернута на $20\text{--}25^\circ$ от вертикальной плоскости в сторону разгрузки магнитного продукта. Однако при помощи поворотного устройства можно несколько изменять этот угол.

Поворотное устройство состоит из рычага, стрелки указателя, тяги с гайками, кронштейна и шкалы. Рычаг крепится на лысках оси магнитной системы и удерживается торцевой шайбой. Кронштейны присоединяются к корпусу ванны.

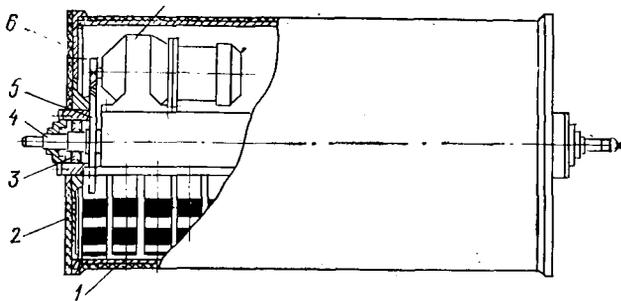


Рис. 167. Барабан с магнитной системой и приводом сепаратора ПБМ-90/250.

Для приема исходного материала и равномерного его расслоения по длине сепаратора служит загрузочный короб. Распределение пульпы по ширине питания осуществляется благодаря переливному порогу. Одновременно улавливаются крупные куски обогащаемого сырья или же случайно попавшие предметы. Для очистки короба в торцовых стенках предусмотрены съемные люки, а на дне — патрубки с крышками.

В нижней части ванны имеется разгрузочное устройство, предназначенное для регулирования выхода крупных хвостов, а также поддержания необходимого уровня пульпы (подбором сечения выпускных отверстий в резиновых насадках). Излишек воды с тонкими породными шламами удаляется через патрубки 7. Положение их верхнего края определяется как уровень пульпы, так и степень погружения барабана. Там же, внизу ванны, на торцах есть два люка для ее очистки при длительной работе.

Ванна, являясь несущей конструкцией, изготавливается из немагнитной стали. Питающий и концентратный лотки для защиты от абразивного износа футеруются резиной.

Над барабаном установлено устройство переливного типа для смыва магнитной фракции и направления ее в разгрузочный короб. Вода в это устройство подается в торец, распределяется по длине и, переливаясь через порог, попадает на поверхность барабана.

Сварная конструкция рамы сепаратора выполнена из прокатного профиля.

Б а р а б а н (рис. 167) представляет собой тонкостенный цилиндр — обечайку 1 с двумя крышками, которые крепятся болтами к кольцу, вваренному по ее торцам. Крышка 2 и это кольцо образуют реборды, ограничивающие выход пульпы из рабочей зоны сепаратора. Они футерованы защитными ободами из нержавеющей стали. Соединение барабана и крышек герметизировано резиновым уплотнительным кольцом.

Центральные части крышек через подшипники качения 3 опираются на несущую ось 4 магнитной системы. Подшипниковые узлы имеют уплотняющие устройства и отверстия для подвода густой смазки. На наружной поверхности крышек размещены отражательные диски

для защиты указанных узлов от пульпы, стекающей по торцам барабана.

На одной из крышек с внутренней стороны барабанов укреплено зубчатое колесо 5, соединенное посредством внешнего зацепления с малой шестерней, насаженной на выходной вал мотор-редуктора 7.

Прямоточная ванна сепаратора снабжена питающим и концентратным лотками, расположенными под барабаном. Между ними имеется щель для разгрузки хвостов в ванну. Питающий лоток, служащий для направления потока материала, выполнен из листа немагнитной стали дугообразной формы. Край этого лотка (вблизи места загрузки пульпы в сепаратор) оборудован специальным порогом, ударяясь о который поток взмучивается, что способствует равномерному распределению различных по крупности частиц в рабочем пространстве машины.

Мотор-редуктор установлен на плите оси магнитной системы. С помощью прокладок под его лапами производится центрирование зубчатой пары. Для смазки данных узлов предусмотрен герметически закрывающийся люк 6.

Питание двигателя электроэнергией осуществляется по кабелю, проходящему через полую цапфу неподвижной оси барабана. Тепло, выделяемое при работе мотор-редуктора, отводится через обечайку в пульпу, а также наружу (через отверстия в указанной цапфе).

Сепаратор ПБМ-90/250 работает следующим образом. Исходный материал, подаваемый в загрузочный короб с многоступенчатым равномерным распределением по его ширине, поступает через порог на питающий лоток. Под воздействием магнитного поля частицы притягиваются к поверхности барабана, вращающегося по ходу движения пульпы с окружной скоростью 12 м/с. Удаляясь из этой зоны, они оказываются на лотке, отводящем их в разгрузочный короб.

Для лучшего отделения магнитной фракции от поверхности барабана и продвижения ее по лотку подается вода из смывного устройства.

Немагнитный материал (хвосты) проваливается через щель, расположенную внутри ванны под барабаном, оседает на дно и удаляется через сменные насадки. В случае забивки их отверстий крупными включениями эти насадки с помощью рукоятки ручного разгрузочного механизма могут быть отведены в сторону (вниз) и промыты потоком пульпы или же прочищены металлическим крючком. Излишек материала с тонкими шламами пустой породы переливается через край хвостового патрубка.

Сепаратор ПБМ-120/300, разработанный институтом «Механобрчермет», отличается более длинной зоной разделения (за счет увеличения диаметра барабана до 1,2 м и ширины питания — до 3 м), а также многополюсной магнитной системой повышенной напряженности с корректирующими блоками (рис. 168).

Названные блоки устанавливаются так, чтобы их полярность была одноименной с рядом стоящим полюсом. Тогда силовые линии этих полюсов отталкиваются и магнитные потоки фокусируются в рабочей зоне. Достигается, следовательно, увеличение напряжен-

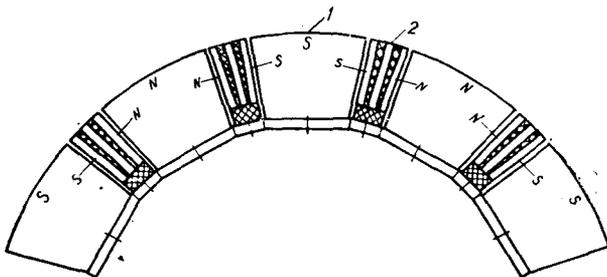


Рис. 168. Схема магнитной системы:
1, 2 — основные и корректирующие магниты.

ности поля. Она возрастает на 13—16 и 6—9% при расстоянии соответственно 10 и 60 мм от поверхности полюсов.

При одинаковых технологических показателях удельная производительность опытного образца описываемого сепаратора (в сравнении с другими) при обогащении магнетитовой руды на 33% выше. Сочетание большой длины зоны разделения и глубины поля обеспечивает такой результат без снижения извлечения полезного минерала. Общая производительность машины составляет около 69,4 кг/с (при крупности материала 4—0 мм и плотности пульпы 40—50%).

Сепаратор ПБМ-120/300 выполняется в двух вариантах: с противоточной и полупротивоточной ваннами. Конструктивная его схема аналогична приведенной на рис. 166.

При гравитационном обогащении полезных ископаемых в тяжелых средах возникает необходимость восстановления (регенерации) ферромагнитных суспензий. Для этой цели применяют барабанные сепараторы с повышенной напряженностью поля и увеличенной длиной рабочей зоны, что обеспечивает минимальные потери магнитного продукта в хвостах.

Промышленно выпускаются регенерационные сепараторы серии ЭБМ, технические параметры которых даны в прил. 35.

Электромагнитный барабанный сепаратор ЭБМ-80/250 (ЭБМ-4) предназначен для восстановления ферромагнитных утяжелителей при гравитационном обогащении полезных ископаемых, а также для разделения магнетитовых руд.

Исходная суспензия по трубопроводу движется в распределительную коробку 1 (рис. 169), откуда попадает на направляющий лоток и

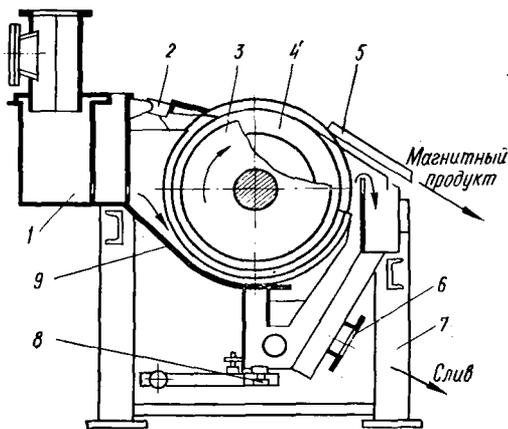


Рис. 169. Электромагнитный барабанный сепаратор ЭБМ-80/250.

далее в ванну 9 под вращающийся барабан 4, внутри которого размещена неподвижная электромагнитная система 3. Частицы, притягиваемые к поверхности барабана, транспортируются им вверх, проходя под скребком 2, служащим для отжатия воды из магнитного продукта. Затем они разгружаются скребком 5.

Немагнитный материал в ванне сепаратора разделяется на две части: крупнозернистый угольный шлам выпускается через нижний насадок 8 и идет на дальнейшую обработку, а осветленная вода (слив) направляется через окно 6 на отмывку утяжелителя из продуктов обогащения. Ванна смонтирована на раме 7.

Электромагнитный барабан (основной узел сепаратора) состоит из системы 3, немагнитных кожуха, крышек, зубчатого колеса, коробки выводов электрокабеля, кронштейна и подшипников.

В эксплуатации находятся барабанные сепараторы ЭБМ-1 (ЭМС-12) и барабанно-ленточные ЭБМ-2 (ЭМС-12). Первые применяются для I стадии регенерации ферромагнитных суспензий, а вторые — для перемешивания немагнитного продукта той же стадии. Соответствующие конструкции подробно описаны в литературе [46].

Необходимость дальнейшего совершенствования изучаемых машин вызывается следующими обстоятельствами.

Объем зоны разделения (ванны) в барабанном сепараторе ограничен параметрами, связанными с нерациональной компоновкой его узлов: отделением рабочего пространства от полюсных наконечников, громоздкой неподвижной магнитной системой и использованием движущейся поверхности барабана для удаления магнитного продукта.

Большая напряженность поля в узкой зоне (под барабаном) приводит к мгновенному заземлению в флокколах кварца, что снижает селекцию разделения и конечное качество концентратов.

Значительная скорость движения потока материала (для обеспечения заданной производительности по пульпе) при относительно малом рабочем объеме ванны обуславливает ограниченное время сепарации (не более 3—5 с), что также снижает селективность и ухудшает качество получаемых продуктов, особенно в последних стадиях магнитного обогащения.

В описываемых сепараторах не представляется реальным интенсифицировать разделительный процесс путем эффективного применения других (немагнитных) сил (гравитационных, например) или динамического воздействия и др. В то же время традиционно сложившаяся конструктивная схема этих аппаратов не учитывает появившихся в последние годы возможностей изготовления новых материалов с высокой магнитной энергией.

Использование керамических магнитов из феррита-бария либо сплавов на основе самария и кобальта с применением в качестве связки различных полимеров (пластмасс, каучука) позволяет получить так называемые магнитопласты и магнитоэласты, которым можно придать любую форму — многополюсных пластин, стержней, пространственных решеток и т. п.

Создание сепараторов с большим объемом рабочей зоны и размещением непосредственно в пульпе магнитных самоочищающихся си-

стем в виде подвижных многополюсных пространственных решеток приведет к увеличению времени сепарации в десятки и сотни раз, что при сравнительно низкой напряженности магнитного поля значительно повысит селективность обогащения.

На основе изложенных выше принципов в Днепропетровском горном институте разработана принципиально новая конструкция гравитационно-магнитного сепаратора ГМС для магнетитовых руд, в котором эффективность разделения обеспечивается сочетанием динамического и магнитного воздействия подвижной пространственной многополюсной решетки. Отличительными особенностями данного аппарата, кроме того, являются относительно низкая напряженность магнитного поля в рабочей зоне и большая ее протяженность.

§ 5. Сепараторы для сухого обогащения слабомагнитных руд

Для обогащения этих руд (в сравнении с сильномагнитными), то есть при $\chi < 10^{-6}$ м³/кг сила $H \text{ grad } H$ требуется примерно в 200 раз большая. Напряженность поля должна составлять 800—1600 кА/м, что достигается лишь с помощью замкнутой электромагнитной системы [35].

Сепараторы с высокой напряженностью H (прил. 37) имеют рабочую зону малых размеров, так как трудно создать мощное поле в большом объеме. Крупность обогащаемой руды в данном случае заметно ограничивается — не превышает 5—6 мм.

Электромагнитная система состоит из обмоток возбуждения (катушек), которые служат источником получения магнитодвижущей силы, а также из сердечников и полюсных наконечников. Последние образуют одну из поверхностей рабочего зазора сепаратора. Чаще всего они непосредственно соединяются с сердечниками, но иногда для этого используют элементы магнитопровода, называемые ярмом. Противоположной поверхностью зазора является рабочий орган машины, по которому происходит замыкание магнитного потока системы.

Для увеличения неоднородности поля в указанном зазоре полюсные наконечники и противопоставленные им рабочие органы имеют конфигурацию специальной формы.

Конструктивное оформление электромагнитной системы определяется типом и размерами рабочего органа и назначением сепаратора с точки зрения физико-механических свойств разделяемой руды и способа ее обогащения (сухого или мокрого).

Различают два типа систем, рабочим органом которых является в а л о к. В первой из них замыкание магнитного потока происходит через валок в радиальном направлении (рис. 170), во втором — вдоль

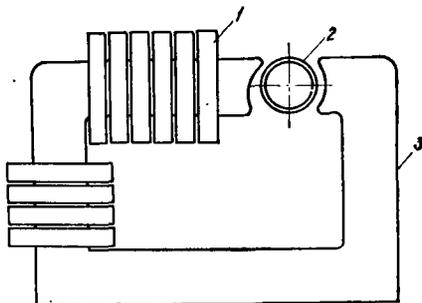


Рис. 170. Электромагнитная система с замыканием магнитного потока через валок в радиальном направлении:

1 — обмотка; 2 — валок; 3 — магнитопровод.

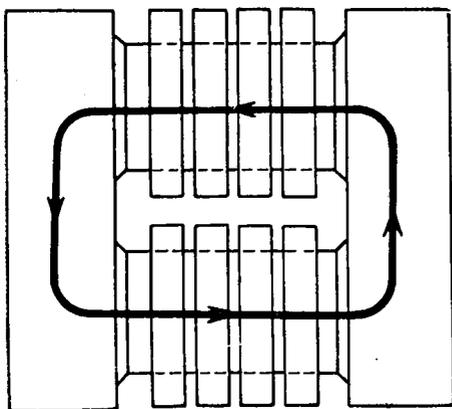
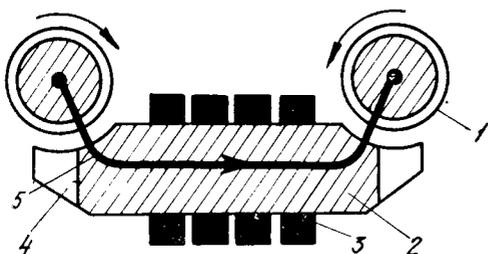


Рис. 171. Электромагнитная система с замыканием магнитного потока вдоль оси валка: 1 — валок; 2 — сердечник; 3 — обмотка; 4 — полюсный наконечник; 5 — магнитный поток.

АПСД, два сердечника (сечением $0,315 \times 0,44$ м), четыре полюсных наконечника и два валка. Катушки соединяются таким образом, что ток по ним протекает в одном направлении.

Валки состоят из сплошного сердечника, выполненного из литой динамной стали, и плотно посаженной на нем оболочки, которая изготовляется из изолированных друг от друга тонких листов электротехнической стали. Диаметр валков по зубцам оболочек равен 0,36 м.

В сепараторе 4ЭВС-36/100 предусмотрено применение двух типов питателей: для легкосыпучих зернистых материалов — лотковых, а для слабосыпучих — валковых.

Исходный продукт поступает в питатель через два выходных отверстия, над которыми расположены коробка с сетками для предотвращения попадания в аппарат частиц с размерами, превышающими верхний предел крупности обогащаемого полезного ископаемого.

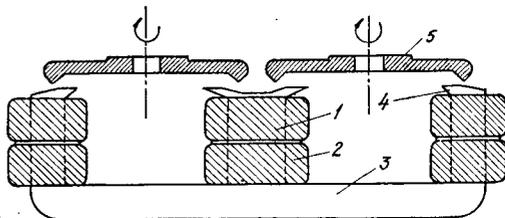


Рис. 172. Электромагнитная система дискового сепаратора:

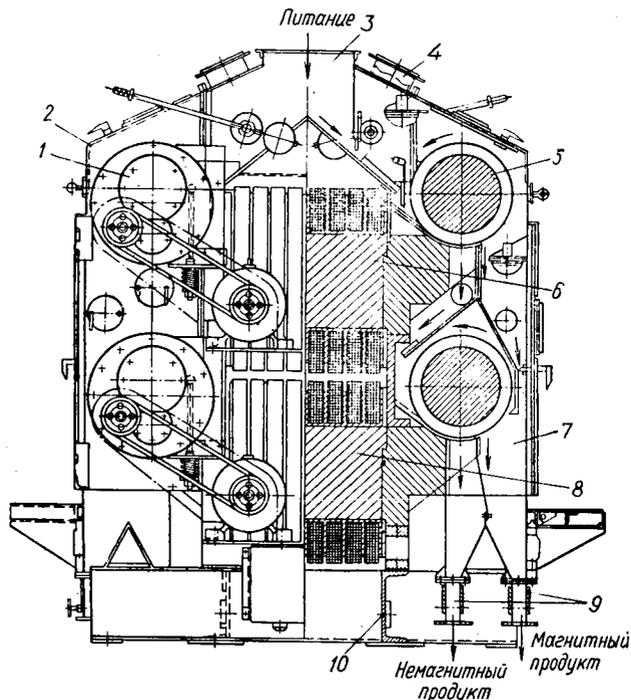
1 — сердечник; 2 — обмотка; 3 — магнитопровод; 4 — полюсный наконечник; 5 — диск.

оси такого валка (рис. 171). У сепараторов, где названным выше органом служат диски, магнитный поток замыкается по сердечникам, яруму и этим дискам через рабочие воздушные зазоры (рис. 172).

Электромагнитный сепаратор 4ЭВС-36/100 (ЭРС-6), применяющийся для обогащения руд коренных и россыпных месторождений соответственно крупностью 5—0 (2—0) и 0,25—0,05 мм, состоит из следующих основных узлов (рис. 173): двух электромагнитных независимых систем — верхней 6 и нижней 8, валков 5, питателя 3, ванн 7, разгрузочных устройств 9, привода 1, защитных кожухов из листов 2, рамы 10 и патрубков для присоединения к вентиляционной системе 4.

Каждая из электромагнитных систем имеет шестнадцать катушек, намотанных алюминиевым проводом марки

Рис. 173. Электромагнитный валковый сепаратор 4ЭС 36/100.



В каждой ванне сепаратора, представляющей собой сварной короб из алюминиевого сплава АД-1, имеются застекленные окна для наблюдения за поступлением материала, а также контроля за ходом процесса. Здесь также есть дверцы для доступа к валкам, а в днищах — по четыре отверстия для разгрузки магнитной и немагнитной фракций.

В верхней части ванн размещены отсасывающие патрубки для удаления пылевидных частиц. Через эти патрубки производится подключение сепаратора к системе вытяжной вентиляции. Расход воздуха при отсосе около 0,042 м³/с.

Каждый валок снабжен индивидуальным приводом — навесным цилиндрическим редуктором, электродвигателем и клиноременной передачей, состоящей из набора шкивов для регулирования частоты вращения валка (в пределах 8,4—17,85 рад/с). Привод оборудован защитными кожухами для предотвращения попадания посторонних предметов на движущиеся части машины, а также для ограждения обслуживающего персонала от возможных травм.

Управление работой сепаратора 4ЭС-36/100 (в том числе и регулирование напряженности магнитного поля) может быть как местным, так и дистанционным.

Наличие двух независимых электромагнитных систем позволяет устанавливать различные режимы разделения на первом и втором приемах сепарации, что обеспечивает высокие технико-экономические показатели.

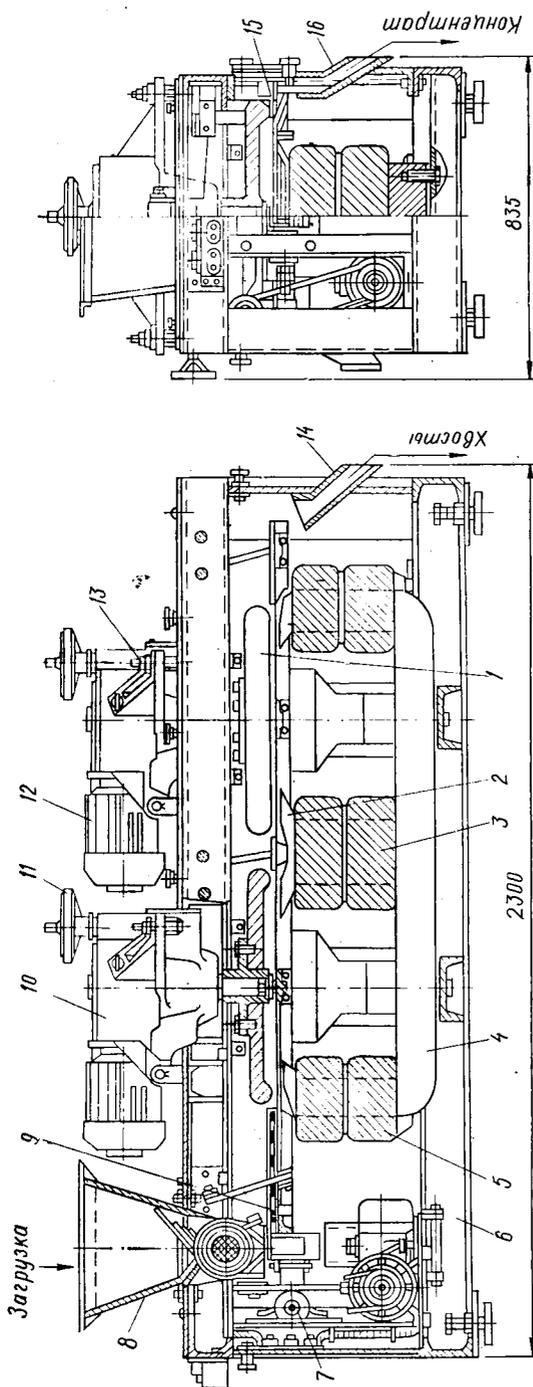


Рис. 174. Электромагнитный дисковый сепаратор 2ЭДС-60/40.

В зависимости от размеров частиц обогащаемого материала сепаратор обору́дуются валками с различным шагом зубцов: 16, 24 и 32 мм для крупности соответственно 0,05—0,02, 2—0 и 5—0 мм.

Дисковый сепаратор 2ЭДС-60/40 (рис. 174) имеет электромагнитную систему, состоящую из цельнолистового стального ярма 4 с тремя сердечниками 3 и полюсными наконечниками 2. На каждый сердечник надеты две катушки 5. Система размещена на раме 6.

Над полюсными наконечниками расположены два стальных вращающихся диска 1. Между этими наконечниками и дисками находится транспортирующий лоток 9, который приводится в движение вибратором 7 с эксцентриситетом, обеспечивающим плавную регулировку амплитуды колебаний лотка в пределах от 0 до 2 мм.

На верхней части рамы смонтированы два привода с электродвигателями 12. Передача вращения от них на диски осуществляется посредством червячного редуктора 10. Зазор между дисками и лотком регулируется подъемным устройством 11 и винтами 13.

Сепаратор снабжен питателем 8, в барабан которого вмонтирована

система со слабым полем для удаления сильномагнитных фракций в желоб, укрепленный на вибрационном лотке. В головной части последнего (под питающим бункером) расположено сито, предохраняющее от попадания слишком крупного материала.

Исходное сырье подается на лоток и движется по нему в рабочую зону, где магнитные частицы притягиваются к выступу вращающихся дисков, затем выносятся ими и разгружаются в карманы 16 с помощью волосяных щеток 15, прижимаемых контргрузами. Немагнитный материал направляется в карман 14.

Сепаратор 2ЭДС-60/40 позволяет получать хорошие технологические показатели при доводке концентратов руд редких металлов.

§ 6. Сепараторы для мокрого обогащения слабомагнитных руд

Конструкции данных машин (для руд крупностью 5—0 мм) рассмотрим на примере серийных аппаратов 2ЭВМ-38/250 и 4ЭВМ-38/250 (прил. 38).

Сепаратор 2ЭВМ-38/250 (ЭРМ-3) состоит из следующих основных узлов (рис. 175): электромагнитной системы 2, питателей 1, ванны 3, приводов валков 8, разгрузочных устройств 4, защитных кожухов 7, коммуникаций воды 6, железобетонной рамы 5 и приводов питателей 9.

Сердечники, полюсные наконечники и валки выполнены из электро-технической (динамной) стали. Последние предназначены для

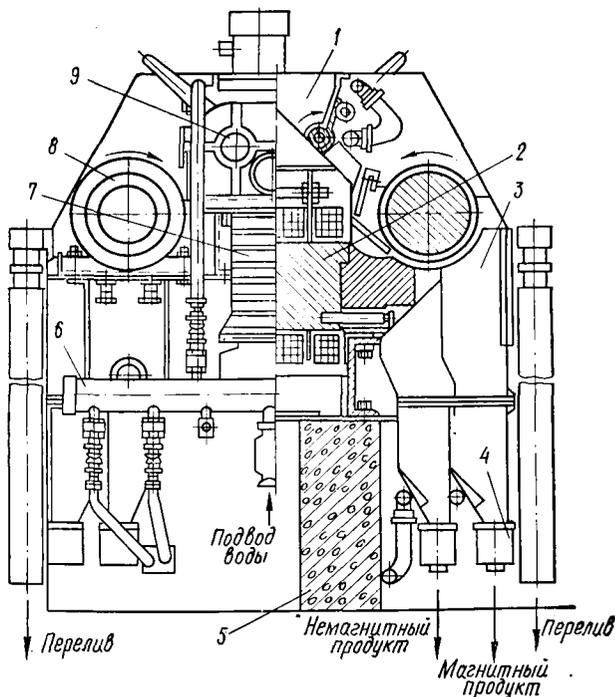


Рис. 175. Электромагнитный валковый сепаратор 2ЭВМ-38/250.

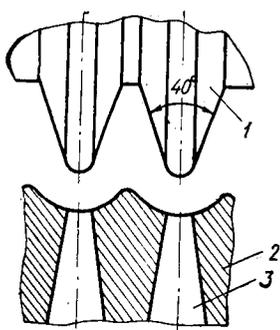


Рис. 176. Профиль рабочей зоны сепаратора 2ЭВМ-38/250:

1 — валок; 2 — полюсный наконечник; 3 — щель.

замыкания магнитного потока, притяжения продукта и выноса его из рабочей зоны.

Полюсные наконечники примыкают к торцам сердечников и крепятся к ним шпильками. Зазоры, образующиеся между этими наконечниками и валками, являются рабочей зоной сепаратора, профиль которой изображен на рис. 176. Величина указанных зазоров, регулируемая поднятием и опусканием валка, обычно равна 10—12 мм.

Каждый валок, вращающийся от индивидуального привода и представляющий собой сплошной металлический цилиндр, имеет четыре рабочих участка с кольцевыми выступами, расположенными против наконечников. Общая длина этих участков 2,5 м.

В полюсных наконечниках есть щели для разгрузки немагнитных фракций, а в торцах сердечников (литых болванок) — пазы для соединения с такими наконечниками.

Ванны, оборудованные отделениями и изготовленные из немагнитной стали, предназначены для поддержания уровня пульпы в заданных пределах, приема и разгрузки продуктов сепарации. В каждой из них имеются люки (с крышками) для ревизии и регулировки рабочих зазоров машины. Нижняя часть ванны заканчивается рычажными насадками с резиновыми вставками.

Каждый из двух питателей, используемых в сепараторе, состоит из сварного короба, внутри которого вращаются с частотой 1,05 рад/с два рифленых валка диаметром 0,09 м.

Количество руды, подаваемой в рабочие зоны, регулируется шиберами, приводящимися в движение рукоятками. К корпусу питателя приварена шкала, на которую при эксплуатации наносятся деления, соответствующие различной производительности сепаратора.

Работа питателей обеспечивается индивидуальными приводами — электродвигателями АО2-12—6 мощностью 0,6 кВт и редукторами с передаточным числом 88,35. Каждый такой редуктор имеет два выходных отверстия со шлицованными гнездами для сцепления с цапфами валков.

Водный режим в сепараторе регулируется узлом коммуникации и блоком питания, состоящими из коллекторов, трубопроводов, отделения фильтрования, шести пробковых кранов, двух исполнительных механизмов МЭК-10К-120 и прорезиненных рукавов. Вода подается в ванны и на брызгала питателей.

Исполнительные механизмы, входящие в систему автоматизации, служат для поддержания постоянного уровня пульпы, а отделение фильтрования — для предотвращения попадания в ванны инородных предметов.

Электромагнитная система со всеми укрепленными на ней узлами монтируется на жесткой железобетонной опорной раме, которая имеет вентиляционные каналы для естественного охлаждения обмоток се-

паратора. Катюшки системы защищены от повреждений, грязи и воды.

Исходный материал, предварительно обезвоженный в классификаторе или грохоте, поступает в питатель, а затем по наклонным лоткам — в рабочий зазор между валками и полюсными наконечниками. Здесь магнитная фракция притягивается к выступам вращающегося валка и выносятся им за пределы действия поля, где разгружается в соответствующее (концентратное) отделение ванны сепаратора. Немагнитный продукт движется по выемкам в наконечниках и через щели направляется под действием собственной силы веса в хвостовое отделение.

Таким образом, исходный материал после сепарации разделяется на два продукта: магнитный (концентрат) и немагнитный (хвосты).

При работе машины уровень воды в ваннах поддерживается в пределах их верхних переливных порогов. Разгрузка осуществляется через рычажные насадки.

Электромагнитный валковый сепаратор 4ЭВМ-38/250 (ЭРМ-4) обеспечивает получение трех продуктов обогащения: двух магнитных (первого и второго приема), а также одного немагнитного (хвостов). Разделение достигается каскадным расположением двух валков на каждой стороне машины.

В остальном данный сепаратор аналогичен предыдущему.

На предприятиях эксплуатируются также (кроме описанных) устаревшие сепараторы 4ЭВМ-30/100, 2ЭВМ-30/100 и 5СВК. С их конструкциями можно ознакомиться по литературным источникам [46 и др.].

Одна из проблем магнитной сепарации — *обогащение тонкоизмельченных слабомагнитных руд*. С уменьшением размера частиц увеличивается их количество, снижаются магнитные свойства, возрастает сопротивление среды. Для разделения таких частиц необходимо повысить магнитную силу в рабочем пространстве, уменьшить относительную скорость их движения и т. д. Все это предусмотрено в полиградиентных магнитных сепараторах, где заложен общий принцип — протекание потока пульпы через слой ферромагнитных тел (полиградиентная среда), к которым одни частицы притягиваются, а другие (немагнитные) с основной массой воды проходят через указанный слой.

В качестве полиградиентной среды поначалу применялись пластины с одно- и двухсторонним треугольным рифлением. Максимальная концентрация силовых линий здесь отмечается на выступах зубьев таких пластин.

Позднее экспериментальным путем было установлено, что более удобной полиградиентной средой являются ферромагнитные шары (или стержни), создающие оптимальную картину магнитного поля с неоднородностью в трех измерениях. Введение в межполюсное пространство тел из сталей с высокой индукцией насыщения резко увеличивает магнитную силу.

На параметры разделения влияют напряженность внешнего поля, размер ферромагнитных тел и материалов, из которого они изготовлены, расположение их в межполюсном пространстве, а также гидродинамический режим движения пульпы.

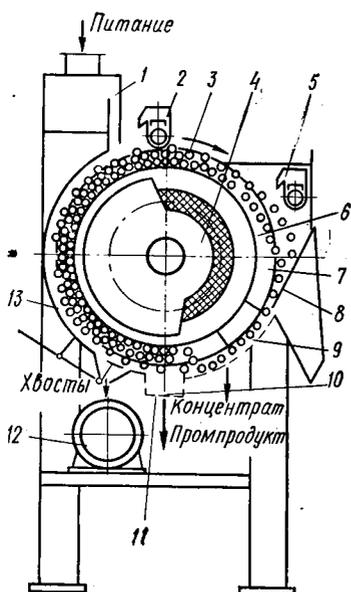


Рис. 177. Полиградиентный магнитный барабанный сепаратор ЭБШМ-1

обеспечивающую постепенное повышение напряженности магнитного поля сверху вниз, а также укладку шаров полиградиентной среды 3 с достаточным объемом пустот (до 50%).

Ванна 13 разделена порогом 10 на два отсека, днище которых выполнены в виде щелевых сеток 11 и 9, предназначенных для вывода концентрата и хвостов.

В верхней части корпуса имеются питающий короб 1 и брызгала 2 и 5 для удаления продуктов обогащения. При необходимости вывода шаров из сепаратора в немагнитной зоне (в точке соприкосновения их со стенкой корпуса) поднимается шибер 8, и через отверстие по наклонному желобу они скатываются в приемник.

Пульпа из питателя 1 подается на слой шаров и фильтруется через него. Немагнитная фракция стекает в хвостовое отделение ванны через сетку 11, а магнитная — притягивается к шарам.

В верхней части барабана, вращающегося от электродвигателя 12, шары выходят из зоны действия магнитного поля и падают вниз на сетку 9. При этом они отделяются друг от друга, коэффициент размагничивания резко возрастает. Создаются благоприятные условия для отмывки магнитной фракции водой из брызгал 5. Затем шары снова попадают в зону действия поля и притягиваются к поверхности барабана. Цикл повторяется.

Сепаратор 4ЭВМФ-45/250 (конструкция института «Механообрчермет») имеет электромагнитную систему 2 (рис. 178), аналогичную вышеописанной (см. рис. 175).

По конструктивному оформлению полиградиентные сепараторы можно разделить на роторные, барабанные и валковые. За рубежом нашли применение в основном роторные, а Советскому Союзу принадлежит приоритет в создании барабанных.

Опытно-промышленные барабанные полиградиентные сепараторы ЭБШМ-1 и 4ЭВМФ-45/250 (прил. 39) проходили испытания на Криворожском Центральном ГОКе по магнитно-гравитационно-флотационной схеме обогащения окисленных кварцитов.

Сепаратор ЭБШМ-1 (конструкция Днепропетровского горного института) состоит из барабана 6 (рис. 177), внутри которого расположена неподвижная электромагнитная система 4 с секторными полюсными наконечниками. Обечайка барабана изготовлена из немагнитного материала и ферромагнитных бандажей 7, размещенных над полюсами и служащих их продолжением. Эти бандажи имеют специальную гиперболическую форму,

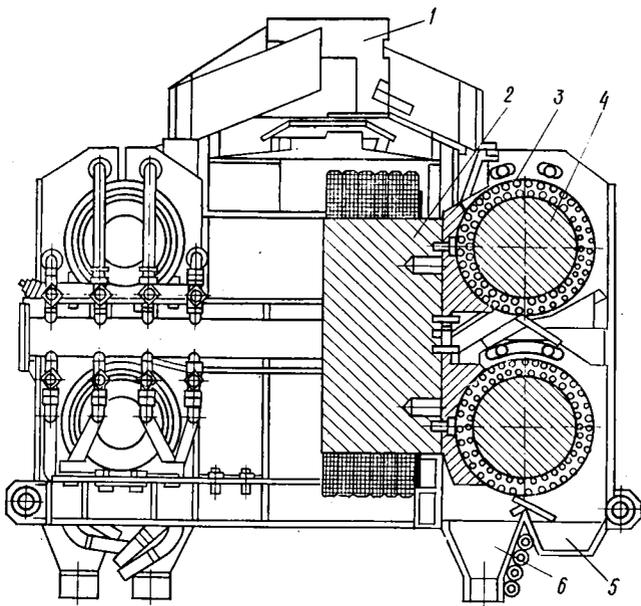


Рис. 178. Полиградиентный электромагнитный валковый сепаратор 4ЭВФ-45/250.

На валках 4 (сплошных цилиндрах из низколегированной стали) установлена решетка 3 из продольных прутков, зазоры между которыми являются рабочей зоной сепаратора. Ванны 5 и 6 служат для приема продуктов разделения.

Исходный материал в виде пульпы подается из питателя 1 на валки и фильтруется через указанные зазоры. Немагнитная фракция поступает для пересортировки на нижние валки, а магнитная — смывается с решеток и разгружается через ванну 5.

§ 7. Эксплуатация магнитных сепараторов

Основная цель регулировки сепараторов в процессе их эксплуатации — достижение максимальной производительности при условии получения кондиционных продуктов обогащения.

Регулируемые параметры следующие: напряженность поля H , частота вращения рабочего органа, положение магнитной системы, размеры разгрузочных щелей, нагрузка на сепаратор, высота рабочей зоны и плотность поступающей пульпы.

Регулировка выполняется в процессе наладочных испытаний. При этом исследуется влияние перечисленных параметров на результаты разделения материала, вещественный состав которого и гранулометрическая характеристика, задаваемые согласно режимной карте технологической схемы, не должны существенно изменяться для данной операции.

Если предварительные испытания при проектной величине нагрузки на сепаратор показывают, что качество и извлечение продуктов обогащения не отвечают поставленным требованиям, необходимо снизить производительность машины до получения кондиционных компонентов. И наоборот. Тогда в режимную карту надо заносить производительность не проектную, а полученную опытным путем.

При проведении технологических испытаний в первую очередь исследуют факторы, наиболее важные для данного способа сепарации. Так, при обогащении сильномагнитных руд прежде всего изучают влияние напряженности поля и частоты вращения барабанов, а при разделении слабомагнитных, кроме того, — еще и воздействие высоты рабочей зоны. Затем устанавливается влияние остальных факторов — плотности пульпы, величины исходной нагрузки и др.

Производительность сепаратора при сухом обогащении кусковых руд определяется по показаниям автоматических весов, размещенных на конвейере, питающем машину. Для контроля этих показаний или при отсутствии весов делаются замеры скорости движения конвейерной ленты и вычисляется масса исходного материала на 1 м ее длины.

Производительность ленты (кг/с)

$$Q = qv, \quad (178)$$

где q — масса руды на 1 м длины ленты, кг;

v — скорость ее движения, м/с.

Производительность сепаратора, работающего на пульпе, рассчитывается с помощью емкости, установленной перед аппаратом. Время поступления из нее суспензии фиксируется по секундомеру.

Производительность сепаратора (кг/с)

$$Q' = V\rho\delta/t, \quad (179)$$

где V — объем емкости, м³;

ρ — содержание твердого в пульпе, %;

δ — плотность твердого, кг/м³;

t — время выработки емкости, с.

Параметр Q' определяется также сбором продуктов сепарации в мерные емкости с отсчетом времени по секундомеру и последующим расчетом по формуле (179).

Следует отметить, что при мокром обогащении показатели работы сепаратора зависят от особенностей гидравлического режима питания. Чрезмерное разбавление пульпы приводит к снижению производительности, а повышенная плотность исходного материала — к захвату частиц пустой породы в концентрат и к потере зерен магнитной фракции в хвостах.

Оптимальную величину ρ определяют добавлением воды в загрузочный короб сепараторов. Опробование продуктов разделения позволяет установить зависимость технологических показателей от плотности исходного питания. К примеру, эта плотность (рекомендуемая) для руды крупностью от 0,5—0 до 0,2—0 мм составляет 0,25—0,3 (в долях единицы).

Важную роль в процессе мокрого электромагнитного обогащения играет *водный режим разделения*. В настоящее время во всех валковых сепараторах имеем дело с затопленным пространством рабочей зоны. Данный режим характеризуется следующим. Скорость обогащаемого материала гасится в начале указанной зоны в слое воды, специально подаваемой снизу в ванну таким образом, чтобы в жидкости находилась нижняя часть валков (примерно треть высоты). Уменьшение этой скорости создает более благоприятные условия для разделения.

Режим работы с затопленным рабочим пространством осуществляется с помощью сливного порога, а также посредством равномерной подачи в ванну исходного питания и воды: поступление пульпы и истечение ее количественно должны быть близки друг к другу.

При эксплуатации барабанных электромагнитных сепараторов со слабым и сильным полем необходимо:

1) придерживаться заданного технологического режима (ток в обмотках, частота вращения барабанов, количество подаваемого материала, плотность питания);

2) следить за равномерным поступлением руды или пульпы в аппарат и разгрузкой продуктов обогащения;

3) наблюдать за работой движущихся деталей сепаратора, своевременно их смазывать, а также не допускать повреждения защитных покрытий барабанов;

4) контролировать нагрев редукторов и подшипников (натяжение клиновых ремней, исправность приводных звездочек и цепей);

5) визуально оценивать качество продуктов обогащения;

6) периодически (два раза в год) проверять целостность заземления машин;

7) в установленные сроки проводить планово-предупредительные ремонты.

Особенности конструкций сепараторов различных типов требуют, кроме того, выполнения индивидуальных правил эксплуатации.

Большое значение для нормальной работы аппаратов имеют крупность руды, а также плотность пульпы и влажность материала (соответственно мокрое и сухое обогащение). В последнем случае влажность руды не должна превышать 3—5%.

Необходимо строго следить за тем, чтобы сепарируемый материал не содержал посторонних предметов (скрапа шаровых мельниц, болтов, гаек и т. д.), так как они могут вызвать повышенный износ футеровки барабанов, лотков и течек, забивку разгрузочных устройств и пр. В отдельных случаях возможны разрыв цепей привода, выход из строя редукторов и электродвигателей, деформация корпуса барабанов.

Важно, чтобы выбранный смазочный материал создавал между трущимися поверхностями прочный масляный слой необходимой толщины. Причем этот слой, предохраняя детали от коррозии и нагрева, не должен выжиматься из рабочей зоны при данных параметрах — температуре, скорости и удельном давлении. Требуется, чтобы смазочный материал обладал достаточной вязкостью.

§ 8. Надежность работы и автоматизация магнитных сепараторов

Эффективная эксплуатации обогатительных фабрик в значительной степени определяется надежностью функционирования отдельных ее звеньев и элементов. Отказы в работе оборудования приводят к нарушению технологического процесса, снижению производительности, увеличению материальных и трудовых затрат на ремонт и обслуживание машин.

В корпусах ОФ с развитыми технологическими схемами в одной последовательной цепи действуют 30—50 агрегатов. Требования ко всем звеньям в данном случае еще больше возрастают.

Авторы ряда исследований приходят к выводу, что желательным уровнем надежности для узлов магнитных сепараторов надо считать вероятность их безотказной работы не ниже 85% в интервале 24 ч. Конечно, можно обеспечить такой уровень за счет, например, резервирования технологического оборудования. Но при этом фабрика не всегда будет приемлемой с точки зрения других требований (капитальных затрат, технико-экономических показателей и пр.).

С ростом надежности узла увеличиваются единовременные капиталовложения и уменьшаются эксплуатационные расходы. По-видимому, существует оптимальный уровень надежности для машин и механизмов, который должен определяться с помощью экономических расчетов.

Соответствующие исследования основываются на экспериментальных данных об отказах в условиях промышленной эксплуатации, что позволяет выявить количественные характеристики надежности и установить влияние различных причин на интенсивность и продолжительность этих отказов.

Данные наблюдений записываются по определенной форме в специальных журналах. Показатели эксплуатационной надежности наиболее распространенного магнитного сепаратора ПБМ-90/250 приведены в табл. 12, из которой видно, что они находятся в прямой зависимости от условий работы аппарата.

Автоматическое управление процессом магнитной сепарации может быть либо системой стабилизации качества концентрата, либо экстремальной системой, оптимизирующей некоторый показатель качества η , учитывающий содержание полезного минерала в питании и продуктах обогащения.

Экстремальные системы (рис. 179), основанные на использовании указанных критериев, должны иметь: датчики содержания металла в продуктах разделения (Д); вычислительное устройство (ВУ), определяющее величину η ; регулирующий прибор (РП); исполнительный механизм (ИМ), связанный с регулирующим органом сепаратора (РО). В схеме используются датчики содержания металлов в исходном материале (Д_α), концентрате (Д_β) и хвостах (Д_γ).

Для оптимума процесса, характеризуемого максимумом η , справедливо выражение

$$\frac{\Delta\eta}{\Delta t} \approx \frac{d\eta}{dt} = 0. \quad (180)$$

Таблица 12. Показатели надежности барабанных магнитных сепараторов ПБМ-90/250

Стадия обогащения	Узлы	Среднее время между отказами, ч	Интенсивность отказов, кол ⁻¹	Процентный ресурс	Коэффициент готовности	Коэффициент технической пользы
I	По сепаратору	3790,2	$2,7 \cdot 10^{-4}$	398,0	0,978	0,983
	1-й барабан	5417,1	$1,627 \cdot 10^{-4}$	1080,7	0,988	0,990
	2-й барабан	5529,6	$1,509 \cdot 10^{-4}$	1248,5	0,989	0,991
II	По сепаратору	5627,3	$1,9 \cdot 10^{-4}$	553,1	0,983	0,989
	По сепаратору	3548,0	$2,9 \cdot 10^{-4}$	372,5	0,976	0,979
III	1-й барабан	4638,6	$1,949 \cdot 10^{-4}$	1948,1	0,987	0,987
	2-й барабан	5127,5	$1,624 \cdot 10^{-4}$	1260,7	0,987	0,989
	По сепаратору	5164,5	$2 \cdot 10^{-4}$	542,3	0,985	0,986
IV	1-й барабан	7352,1	$0,687 \cdot 10^{-4}$	2198,8	0,993	0,994
	2-й барабан	7442,1	$0,639 \cdot 10^{-4}$	1801,6	0,992	0,993
	3-й барабан	8302,9	$0,620 \cdot 10^{-4}$	1948,6	0,994	0,994

Если изменение состояния регулирующего органа, при котором изменяются условия протекания процесса, сопровождается повышением технической эффективности, то есть $\Delta\eta/\Delta t > 0$, прибор РП будет поддерживать направление перемещения названного органа. Если же окажется, что $\Delta\eta/\Delta t < 0$, прибор РП реверсирует исполнительный механизм и начнет с помощью органа РО изменять условия разделения исходного продукта. Система работает в режиме поиска, реверсируя этот орган всякий раз, как только $\Delta h/\Delta t$ станет отрицательным.

Для эффективного управления процессом необходим непрерывный контроль содержания магнитной фракции в продуктах обогащения. Такой контроль осуществляется с помощью устройства, основной элемент которого — датчик магнитной проницаемости (μ). Оно работает по принципу сравнения величин μ для пульпы и компенсирующего образца. Перемещение последнего уравнивает магнитные потоки в соответствующих обмотках прибора и в то же время обратно пропорционально

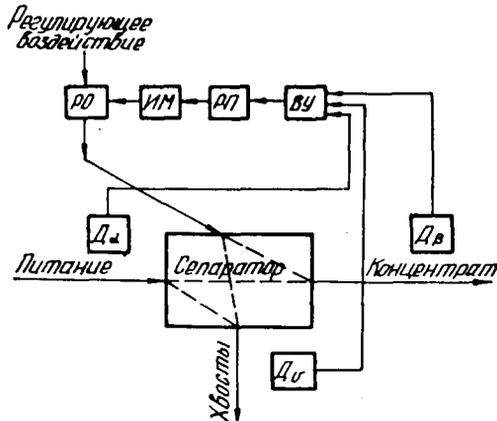


Рис. 179. Структурная схема самонастраивающейся системы автоматического регулирования магнитной сепарации.

плотности пульпы и содержанию магнитного железа в ее твердой фазе.

Стеновыми испытаниями, проведенными на хвостах магнитного обогащения железистых кварцитов, установлено, что для диапазона измерений 1—4% содержания металла средняя квадратическая ошибка составляет 0,75%.

В настоящее время системы автоматического регулирования магнитной сепарации предусматривают главным образом стабилизацию количества и плотности исходного питания, а также поддержание заданного уровня пульпы в ванне сепаратора.

§ 9. Вспомогательные аппараты при магнитном обогащении

При обогащении магнетитовых руд и регенерации ферромагнитных суспензий выполняются операции намагничивания и размагничивания отдельных продуктов; в первом случае — для флокуляции сильномагнитных зерен, что обеспечивает из сравнительно быстрое осаждение, во втором — для дефлокуляции магнитных частиц, так как затрудняется процесс их классификации и фильтрации.

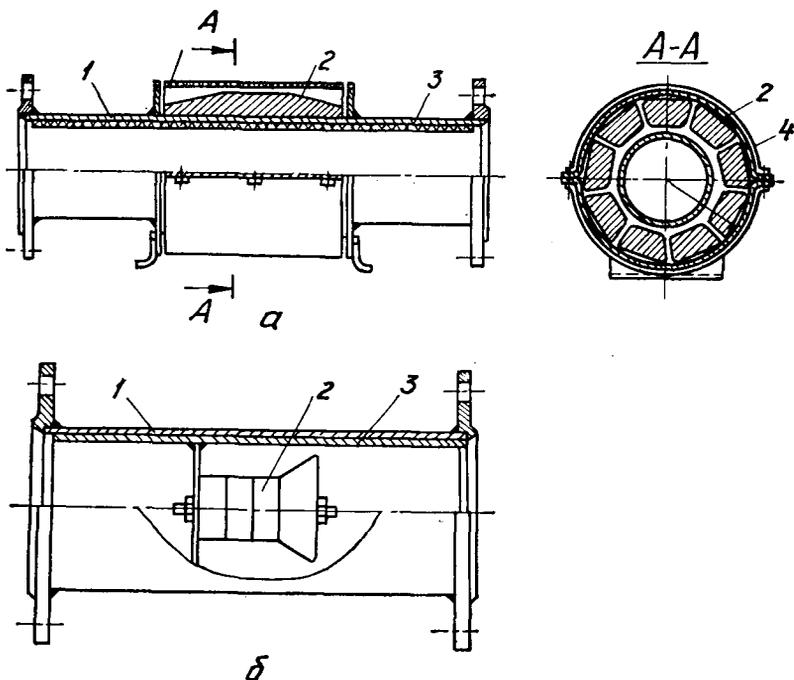


Рис. 180. Намагничивающие аппараты с наружной (а) и внутренней (б) магнитной системой:

1 — стальной корпус; 2 — магниты; 3 — футеровка.

Намагничивающий аппарат (прил. 41), представляющий собой трубу, имеет систему из постоянных магнитов ($H = 32 — 40$ кА/м), помещаемых либо внутри, либо снаружи этой трубы (рис. 180). Диаметр ее соответствует диаметру трубопровода, на который она устанавливается и по которому движется пульпа.

При размагничивании (многократный процесс — не менее 10 циклов) необходимо, чтобы амплитуда напряженности поля убывала в направлении перемещения продукта от некоторого максимального значения до нуля, причем градиент ее понижения должен быть относительно невысоким. Так, для магнетитовой и ферросилициевой пульпы предельная величина H составляет 36—40 кА/м, а градиент напряженности в зоне затухания поля не превышает 33,4 кА/м² (рис. 181). При этом используется переменный ток промышленной частоты (Гц).

Размагничивающий аппарат — труба с двумя фланцами на концах и обмоткой (алюминиевый провод), изготовленная из нержавеющей немагнитной стали с высоким электрическим сопротивлением, — имеет ряд цилиндрических катушек с последовательно уменьшающимся наружным диаметром (рис. 182). Такие аппараты (прил. 40) устанавливаются на пульпопроводе по пути движения материала.

Магнитный дешламатор (рис. 183 и прил. 42), предназначенный для удаления тонких илов из железорудных продуктов, направляемых на

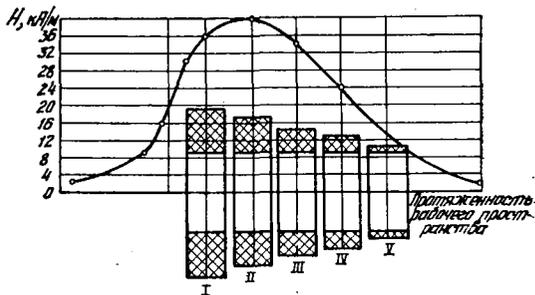


Рис. 181. Кривая амплитудных значений напряженности магнитного поля вдоль оси размагничивающего аппарата.

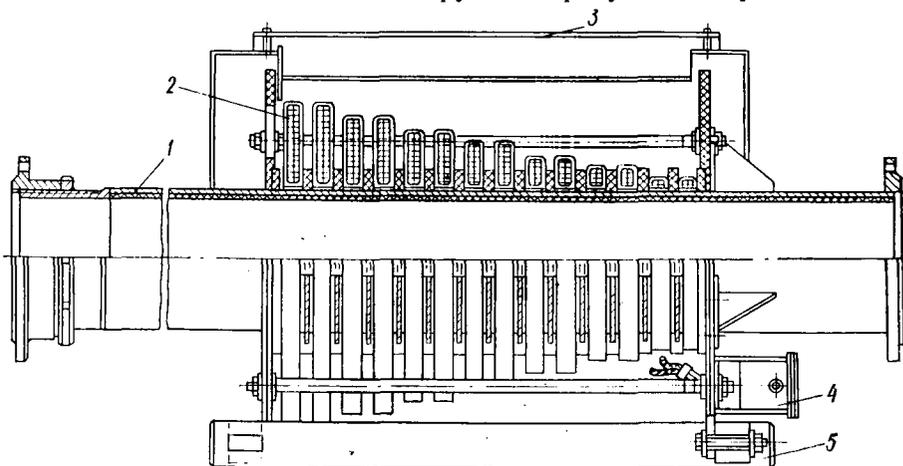


Рис. 182. Размагничивающий аппарат:

1 — труба из немагнитной стали; 2 — катушки; 3 — защитный кожух; 4 — контактная коробка; 5 — опорная рама.

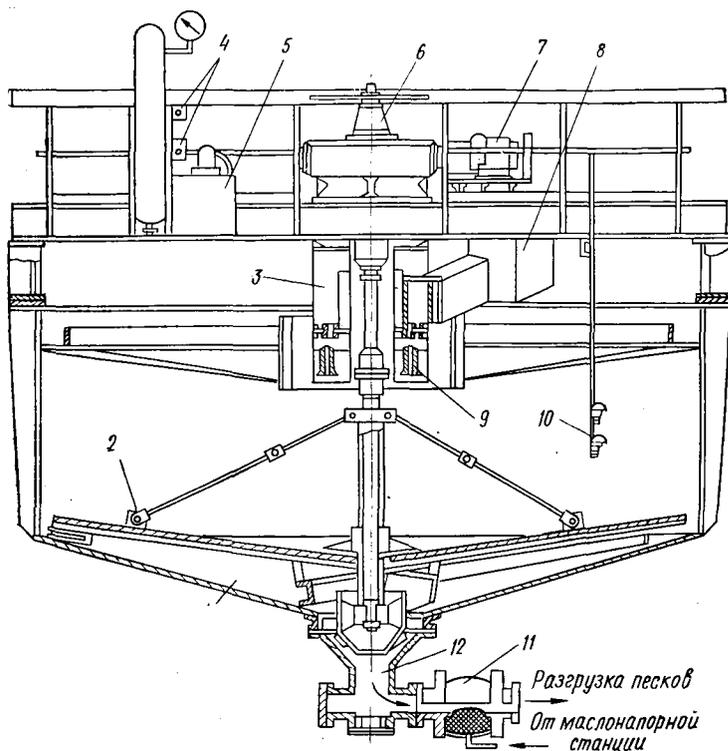


Рис. 183. Магнитный дешламатор:

1 — чаша; 2 — гребки; 3 — бак-распределитель; 4 — электромагнитные краны; 5 — маслонапорное устройство; 6 — винт для регулирования положения гребков; 7 — привод; 8 — приемный бак; 9 — магниты; 10 — датчики; 11 — гидравлический вентиль; 12 — разгрузочное отверстие.

магнитную сепарацию или фильтрование, представляет собой металлический чан, в питающую коробку которого вмонтирована магнитная система для флокуляции осаждаемого материала. Постоянный уровень последнего поддерживается в аппарате благодаря автоматическому устройству.

ГЛАВА XII. МАШИНЫ ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ

§ 1. Назначение и классификация электрических сепараторов

Данный метод первичной обработки сырья, основанный на использовании различий отдельных минералов в их свойствах электропроводности или способности электризоваться, нашел применение не только для обогащения (сепарации), но и разделения материалов по размерам частиц (классификации).

Электрическая сепарация предназначена для зернистых сыпучих материалов крупностью 0,05—3 мм, компоненты которых не отличаются значительной контрастностью других свойств: плотностью, магнитной восприимчивостью, физико-химическими особенностями поверхности и др.

Наибольшее распространение электрическая сепарация получила при обогащении редких металлов — доводке их черновых концентратов, например титано-циркониевых (рутил, ильменит, лейкоксен отделяют от циркона, монацита, ставролита, турмалина, силлиманита, граната и кварца), танталит-колумбитовых (ильменит «обособляют» от граната, касситерит — от циркона, а танталит и колумбит — от монацита), пироклоровых (от циркона, апатита, сфена и примесей силикатных минералов отделяется пироклор).

Рассматриваемый метод находит также применение для обогащения железных и неметаллических руд (фосфоритных, калийных, кварцевых, магнезитовых, баритовых, асбестовых и др.).

Электрическую классификацию материалов, при которой происходит меньшая запыленность воздуха, так как тонкие частицы практически полностью удерживаются электрическим полем, можно использовать для разделения по крупности строительных песков, вермикулита, перлита, различных солей, асбестовых и железных руд, угля, металлических и неметаллических порошков, материалов пластмассовой промышленности, а также для регенерации формовочного сырья в литейном деле и др.

Известны различные конструкции электрических сепараторов. Основными узлами любого из них являются электризатор (для зарядки минеральных частиц), сепарирующее устройство (с рабочей разделяющей зоной) и высоковольтный агрегат для создания электрического поля значительной напряженности и постоянной полярности. Различают эти машины по следующим признакам:

- способам зарядки частиц и сепарации;
- параметрам электрического поля, где происходит разделение;
- характеру движения материала через рабочее пространство (прямо- или криволинейное, свободное, контактное).

Рассмотрим свойства минералов, влияющие на выбор способа их зарядки, и особенности электрического поля, определяющие траектории перемещения заряженных и незаряженных частиц при разделении.

§ 2. Свойства электрического поля и способы зарядки минеральных частиц

Электрическое поле характеризуется наличием сил, действующих на заряженные тела. Перемещение минеральных зерен в этом поле обуславливается его напряженностью E и неоднородностью, а также величиной заряда частиц.

Электрические поля в зависимости от формы и расположения электродов могут иметь различные конфигурации (рис. 184). Густота спектра силовых линий определяет параметр E (Н/Кл или В/м). На его повышение или уменьшение воздействуют диэлектрическая проницаемость

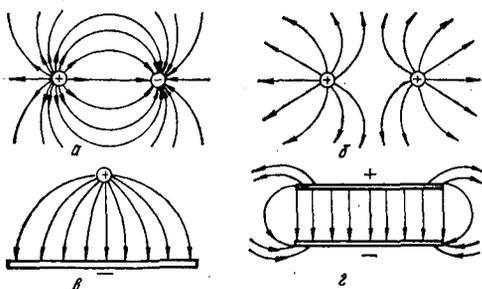


Рис. 184. Различные конфигурации электрических полей:

a — два разноименных, равных по абсолютной величине точечных заряда (параллельные проводники); *б* — два одноименных равных точечных заряда; *в* — разноименно заряженные провода и пластины; *г* — две разноименно заряженные пластины.

среды ϵ , в которой находится поле, температура и многие другие факторы.

Неоднородность электрического поля характеризуется градиентом изменения напряженности dE/dx вдоль электрических силовых линий, измеряемых в вольтах на квадратный метр (V/m^2).

Параметр ϵ — это отношение силы взаимодействия электрических зарядов в данной среде к силе их взаимодействия в вакууме. Абсолютная же такая проницаемость диэлектрика ϵ_a — величина, равная произведению значения ϵ и электрической постоянной ϵ_0 :

$$\epsilon_a = \epsilon \epsilon_0, \quad (181)$$

где $\epsilon_0 = 8,85 \times 10^{-12}$ (Ф/м).

Результат взаимодействия минеральной частицы с электрическим полем зависит от таких свойств частицы, как электропроводность, диэлектрическая проницаемость, способность электризоваться трением, контактный потенциал, пиро- и пьезоэлектрический эффекты.

По свойствам электропроводности все минералы и тела подразделяются на проводники, полупроводники и диэлектрики. Согласно современной теории эти свойства связаны с атомным строением вещества.

Каждый атом состоит из центрального ядра, окруженного электронным облаком, которое распределено по ряду энергетических уровней, получивших данное название отчасти из-за того, что «разрешенные» значения энергии удобно представлять в виде диаграммы, где каждое из них изображается горизонтальной линией [3].

Твердое тело функционирует как одна электронная система, и одинаковые квантовые энергетические уровни отдельных атомов в результате их взаимодействия расщепляются на соответствующие зоны, характеризуемые несколько иными энергиями. Эти уровни подчинены принципу Паули: каждый из них не может содержать два электрона с противоположными спинами.

Известно, что только валентные электроны участвуют в переносе заряда. Электрон не способен перейти с одного энергетического уровня на другой, если тот не свободен. Однако вне этой заполненной (валентной) зоны внутри тела находится еще и зона проводимости, содержащая столько же квантовых уровней, сколько и заполненная. Область между границами данных зон называется запрещенной зоной, от ширины которой и зависит классификация на проводники, полупроводники и диэлектрики.

У проводников запрещенная зона отсутствует, и электроны свободно перемещаются из валентных зон в свободные; у полупроводников же

она имеется, но ее ширина невелика, и электроны тепловым, электрическим, механическим и другим воздействием могут быть переведены из валентной зоны в зону проводимости.

У диэлектриков запрещенная зона настолько широка, что ни одним указанным выше воздействием нельзя перенести электроны в зону проводимости.

Возможен также иной механизм электропроводности. Он обусловлен тем, что всякий разрыв валентной связи приводит к появлению вакантных мест с отсутствующей связью — дырок, возникновение которых в кристалле создает дополнительную возможность для переноса заряда. Дырочная проводимость больше характерна для полупроводников.

Величина электропроводности минерала складывается из объемной и поверхностной составляющих: первая зависит от примесей в этом минерале, а вторая — от состояния его поверхности. Последнее обстоятельство используется для изменения электропроводности минерала в желаемую сторону путем нанесения на его поверхность реагентов в виде аэрозолей или растворов. Например, при обработке смеси барита и кварца олеатом натрия значительно повышается различие в их электропроводности; для циркона и апатита с аналогичной целью применяют раствор плавиковой кислоты.

В электрическом поле проводники приобретают и свободно отдают заряды при контакте с электродами другой полярности, а диэлектрики поляризуются за счет равновесного противоположного смещения поверхностных зарядов различного знака.

В зависимости от величины удельной электропроводности все минералы подразделяются на три группы. Это — *проводники* (пирротин, ильменит, рутил, пирит, титаномагнетит и др.), *полупроводники* (молибденит, псиломелан, станин, магнетит, гематит и пр.), *непроводники* (кальцит, кварц, касситерит, монацит, циркон, шеллит и т. д.), имеющие удельную электропроводность соответственно $10^{-1} - 10^4$, $10^{-2} - 10^{-10}$ и $10^{-11} - 10^{-20}$ Ом/м.

Зарядка отличающихся по электропроводности минеральных частиц для последующего разделения может производиться следующими способами (или их комбинацией): касанием об электрод определенного электрического потенциала, индукцией, ионизацией и другим воздействием. Для зарядки же частиц, мало отличающихся по указанному свойству, применяют способ контактной электризации, основанный на явлении трибоэлектрического эффекта.

Соприкосновение частиц минерала-проводника с поверхностью электрода (рис. 185, а) сопровождается зарядкой их одноименным потенциалом. Ввиду наличия у реальных минералов-диэлектриков определенной проводимости практически они также приобретают заряд, но гораздо меньшей величины.

При индукционном способе (см. рис. 185, б) зерна минералов свободно падают в электростатическом поле между двумя противоположными по знаку электродами. На концах частиц проводников и непроводников возникают разноименные заряды: на стороне, обращенной к положительному электроду — отрицательные; и наоборот.

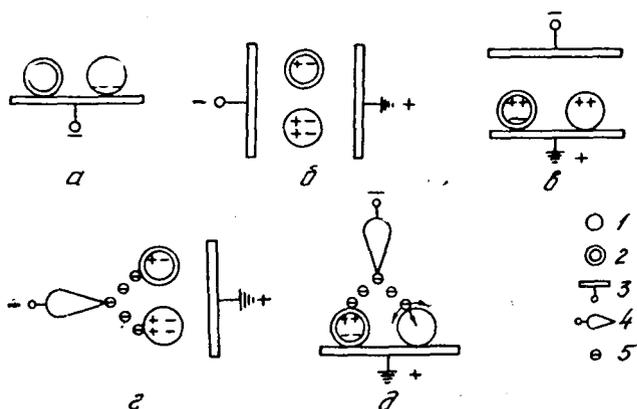


Рис. 185. Основные способы зарядки частиц при электрической сепарации:

1, 2 — частицы минералов-проводников и непроводников; 3, 4 — электроды с большим и малым радиусом кривизны; 5 — газовые ионы.

Вследствие неодинаковой природы и кинетики образования заряды на проводнике и диэлектрике отличаются по величине. Однако это различие, будучи по абсолютному своему значению очень малым, не позволяет все же успешно использовать данный способ для разделения зернистых минеральных смесей. Обычно применяют более эффективный метод, являющийся комбинацией индукции и касания (см. рис. 185, в).

Частицы проводника и непроводника электризуются в результате индукции, но первый из них за короткий промежуток времени разряжается через заземленный электрод, приобретая его потенциал. Остаточный заряд на зернах реальных минералов (полупроводников и непроводников) пропорционален контактному сопротивлению и емкости каждой частицы. Получаемая таким образом разница в зарядах значительно больше, чем при чисто индукционной электризации.

Наиболее распространенный способ — зарядка минеральных частиц газовыми ионами, источником которых служит коронный разряд, хотя возможны и другие пути (например, радиоактивное излучение). Такой разряд создается между двумя электродами. Один из них (коронирующий) имеет малый радиус кривизны (тонкая проволока, острие и т. д.), а второй, заземленный, выполнен в виде барабана или пластины.

Если наложить некоторую разность потенциалов на электроды, то в результате частичного пробоя промежутка в пространстве, окружающем названную выше проволоку (острие), молекулы воздуха будут ионизироваться. Под влиянием электрического поля поток газообразных ионов движется от коронирующего электрода к заземленному. Введенные в поток ионов минеральные зерна заряжаются. При этом возможны два варианта зарядки.

В первом случае (см. рис. 185, а) на краях частиц при их входе в электрическое поле первоначально образуются заряды, по знаку противоположные ближайшим электродам. Газообразные ионы, ад-

сорбируясь на указанных концах, по истечении определенного времени «обеспечивают» все частицы зарядом, одноименным с коронирующим электродом. При прочих равных условиях величина этого заряда у минералов-проводников будет несколько выше, чем у непроводников (вследствие большей емкости проводящих зерен).

Во втором случае (см. рис. 185, д) разницу в величинах зарядов, полученных ионизацией, можно усилить применением в комбинации способа разрядки через заземленный электрод. Если заряженная в поле коронного разряда частица является проводником, то, попадая на этот электрод, она легко отдает последнему свой заряд и становится по отношению к нему нейтральной. Полупроводники и непроводники также будут частично разряжаться, но медленнее по сравнению с проводниками. (вследствие большей величины контактного сопротивления).

Таким образом, за счет кинетики разрядки достигается значительная разница в остаточных зарядах, пропорциональная электропроводности частиц минералов. Данный способ обеспечивает получение максимальной разницы в величине зарядов, поэтому он чаще применяется в современных сепараторах, предназначенных для разделения минералов по электропроводности.

Сущность трибоэлектрической зарядки минералов состоит в контактной электризации частиц трением о различные поверхности (лотки, барабаны и др.) либо взаимным трением зерен тех или иных минералов при их перемешивании и соударении. Эффект здесь заключается в следующем.

Если частицу привести в соприкосновение с поверхностью какого-нибудь материала (то и другое — электрически нейтральны), а затем прервать контакт, разъединив их, на обоих веществах возникнут различные по знаку заряды. Поскольку площадь соприкосновения мала, образующийся заряд невелик.

При многократном повторении указанного элементарного акта и при условии, что контакт осуществляется каждый раз новыми участками поверхности (скорость утечки зарядов с частиц незначительна), удается создать плотность поверхностного заряда, достаточную для сепарации в электростатическом поле высокой напряженности.

Существует, кроме того, способ зарядки некоторых минеральных зерен, склонных к пироэлектрической поляризации: путем их нагревания до определенной температуры.

Разделение двух минералов с различными значениями ϵ возможно также в поле переменной полярности при органической непроводящей жидкости, если ее параметр ϵ по величине больше диэлектрической проницаемости одного вещества и меньше — другого. Данный процесс основан на известном действии пондеромоторных сил электрического поля.

Последние два способа сепарации практически не имеют промышленного применения.

§ 3. Силы, действующие на частицы в электрическом поле

Разделение различно заряженных частиц происходит в результате взаимовлияния электрических и механических сил, действующих в рабочей зоне сепаратора и, как следствие, изменения траектории их движения.

Электрическая кулоновская сила, обусловленная притяжением частицы к противоположному по знаку электроду и отталкиванием ее от одноименного,

$$\bar{F}_z = QE, \quad (182)$$

где Q — заряд частицы, Кл.

Сила зеркального отображения, возникающая под действием индуцированного на электроде заряда, равного заряду минерального зерна, направлена к этому электроду, стремясь удержать частицу на нем или вблизи него:

$$\bar{F}_z = Q^2/r^2, \quad (183)$$

где r — радиус частицы.

Пондеромоторная сила (\bar{F}_n), обусловленная разницей между величинами диэлектрической проницаемости твердой частицы (ϵ_q) и среды (ϵ_c), стремится вытолкнуть зерно минерала в более слабые участки поля, если $\epsilon_q < \epsilon_c$, или втянуть, когда $\epsilon_q > \epsilon_c$:

$$\bar{F}_n = r^3 \frac{\epsilon_q - \epsilon_c}{\epsilon_q + 2\epsilon_c} E \operatorname{grad} E, \quad (184)$$

где $\operatorname{grad} E$ — производная напряженности электрического поля в направлении ее максимального изменения.

Электрическая сепарация осуществляется, как правило, в воздушной среде при $\epsilon_c = 1$. В данном случае равенство (184) приобретает вид

$$\bar{F}_n = r^3 \frac{\epsilon_q - 1}{\epsilon_q + 2} E \operatorname{grad} E. \quad (185)$$

Электрические силы, действующие между частицами, а также влияние заряда этих частиц на внешнее поле обычно не учитываются из-за своей незначительности. Они определяются характеристикой поля, основные параметры которого следующие:

— наличие движущихся носителей заряда (электрические и электростатические поля, когда соответственно имеются или отсутствуют такие носители);

— полярность электрического поля (постоянная или переменная) и его однородность;

— среда, в которой происходит сепарация (жидкость или газ);

— система электродов (замкнутая, если поле создается в промежутке между двумя из них, или открытая — при одном электроде).

Сила \bar{F}_z проявляется при всех указанных параметрах, поэтому электрическое обогащение (в отличие от магнитного) возможно как в

однородном, так и в неоднородном полях. Однако влияние величины \bar{F}_3 на траекторию движения частиц практически нивелируется в поле переменной полярности вследствие высокой механической инерции частиц.

Сила зеркального отображения \bar{F}_3 также возникает при всех перечисленных параметрах, но ее действие заметно лишь вблизи электрода или при соприкосновении с ним. По абсолютной величине она намного меньше значения \bar{F}_9 .

Пондеромоторная сила \bar{F}_n проявляется только в неоднородном поле, причем ее величина обуславливается характером среды. В воздухе она при прочих равных условиях весьма мала по сравнению с параметром \bar{F}_9 , однако в жидкости с высокой диэлектрической проницаемостью достигает больших значений. Сила \bar{F}_n , действующая на частицу, не зависит от направления напряженности, поэтому разделение возможно при переменной полярности.

Основными механическими являются силы: гравитационного притяжения (\bar{F}_r), центробежные (\bar{F}_c) и сопротивления среды \bar{F}_c .

Силы молекулярного сцепления частиц между собой и с электродами, а также сила трения между теми и другими во внимание не принимаются, поскольку для зернистого материала они сравнительно малы. Инерционные силы, действующие на завершающем этапе, также не имеют решающего значения.

Величины \bar{F}_r , \bar{F}_c и \bar{F}_o зависят от характера движения материала в рабочем пространстве. При этом частицы могут:

- перемещаться по криволинейному транспортирующему электроду (проявляются в основном силы \bar{F}_r и \bar{F}_c);
- двигаться по плоскому такому электроду (сила \bar{F}_r);
- находиться в состоянии свободного падения (силы \bar{F}_r и \bar{F}_c);
- пребывать во взвешенном состоянии (силы \bar{F}_r и \bar{F}_o уравновешены).

§ 4. Электростатические сепараторы

Эти сепараторы, работающие на принципе изменения траектории перемещения минеральных частиц под действием электрического поля, в зависимости от вида заряженных и отклоняющих электродов подразделяются на барабанные, камерные, каскадные и пластинчатые.

В сепараторе, показанном на рис. 186, а, исходный материал из бункера 1 тонким слоем подается на заряженный барабан 2. При контакте с ним электропроводные частицы, получив одноименный заряд, отталкиваются и, двигаясь по криволинейным траекториям, оказываются в приемнике 7. Количество этих частиц регулируется поворотом делительной перегородки 6.

Неэлектропроводные минеральные зерна, заряжаясь медленнее, падают без отклонения или частично удерживаются на барабане, откуда после очистки щеткой направляются в приемник 4. Смесь зерен различной электропроводности концентрируется в приемнике 5.

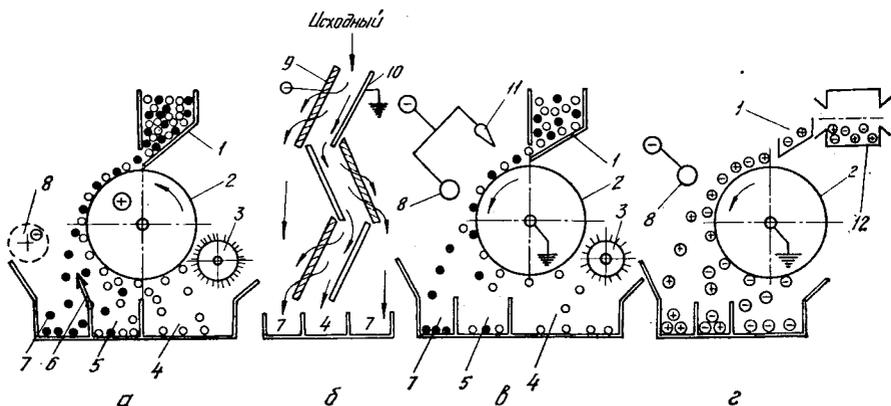


Рис. 186. Принципиальные схемы электрических барабанных (а), пластинчатых каскадных (б), коронно- и трибоэлектростатических (в, з) сепараторов.

Для увеличения отклонения электропроводных частиц и повышения эффективности разделения сепаратор имеет второй барабан 8 противоположной полярности, установленный параллельно первому; он выполняет роль отклоняющего электрода.

Сепаратор, изображенный на рис. 186, б, состоит из параллельных, наклонных, зигзаговидно расположенных пластинчатых электродов 9 (верхних жалюзиобразных) и 10 (нижних гладких). Один их ряд заземлен (+), а другой посредством изоляторов изолирован и соединен с источником высокого напряжения (—).

Минералы-непроводники последовательно скользят по пластинам 10 и выводятся в приемник 4, а минералы-проводники отрываются от гладкого электрода и, пройдя противоположно размещенные жалюзи, скатываются в приемник 7.

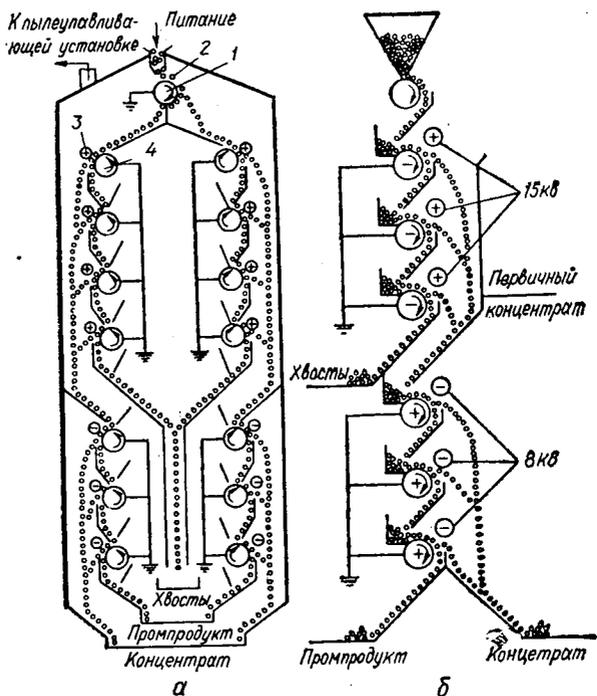
Скорость передвижения частиц сепарируемого материала по пластинам (следовательно, и время соприкосновения с электродом) зависит от угла их наклона. Расстояние между электродами, в свою очередь, обуславливает величину напряженности поля и траектории частиц в межэлектродном пространстве.

На рис. 187 показаны схемы промышленных каскадных электростатических сепараторов, действующих по принципу использования явления «обратимости» минералов, то есть способности реагировать на изменение полярности электрода.

Первичная зона разделения в двухрядном сепараторе (рис. 187, а) образуется электродами 1 ($d = 75$ мм) и 2 ($d = 6$ мм), на которые подается напряжение от 3 до 6 кВ. Верхние четыре пары электродов 3 и 4 работают на первичной сепарации (кондиционные отходы), а нижние три — на очистке (концентрат и промпродукт).

В зависимости от технологических требований сепараторы изготавливаются с различным числом пар электродов (от 3 до 12), вращающихся при частоте 1,4—6,3 рад/с. Их полярность определяется характеристикой обрабатываемых материалов (обратимостью минералов и др.). На сепарацию направляется классифицированный продукт круп-

Рис. 187. Схемы промышленных каскадных электростатических сепараторов — двояного (а) и однокоронного (б).



ностью 0,1—2 мм, нагретый до 100° С. Барабаны имеют длину от 1,2 до 2,4 м (производительность «одного метра» 0,28—0,55 кг/с). Расход электроэнергии на 1 т исходного материала составляет около 3 кВт · ч (с учетом затрат ее на грохочение, транспортировку и пылеулавливание).

Для обогащения полевошпатовых руд разработан электростатический сепаратор СЭП-2. Он состоит из восьми однотипных блоков-секций и позволяет осуществлять основную сепарацию, а также двухкратную перечистку каждого из продуктов разделения в одной машине. Производительность аппарата достигает 1,11 кг/с.

§ 5. Коронные и коронно-электростатические сепараторы

Широкое распространение получили барабанные сепараторы*, в которых одновременно используются поля коронного разряда и электростатическое: ЭКС-1250, ЭКС-3000, СЭС-2000, СЭС-1000М. Цифры в этих обозначениях характеризуют ширину питания — длину осадительного электрода (мм).

Наиболее совершенные и производительные — сепараторы типа СЭС (прил. 43). Они компонуются из однотипных блоков-секций с воз-

* См. рис. 186, а. Сепараторы с электрическим полем чисто коронного разряда применяются реже.

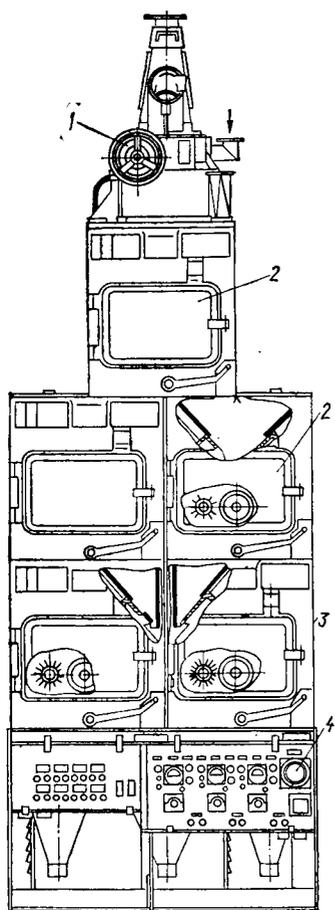


Рис. 188. Общий вид электрического сепаратора СЭС-1000М.

возможностью осуществления в одной машине различных схем перемесок и контрольных операций, что позволяет в конечном счете получать кондиционные продукты обогащения. В основном данные аппараты предназначены для разделения коллективных концентратов руд редких и цветных металлов крупностью до 1,2 мм.

Сепаратор СЭС-1000М (рис. 188) представляет собой комплекс, состоящий из типовых узлов — питателя 1, блоков-секций 2 и рамы 3, а также высоковольтной установки со щитом электрооборудования 4. Количество и сочетание названных узлов определяется технологической схемой обогащения руды.

Конструкция блока-секции, будучи стандартной и универсальной, дает возможность производить практически любые комбинации сборки сепаратора. Корпусом такой секции (рис. 189) является герметическая коробка 1, внутри которой размещаются: загрузочная воронка с решеткой 2 и питателем 4; игольчатый коронирующий, трубчатый отклоняющий и барабанный осадительный электроды — 3, 6 и 7; желоб 5 для транзитного пропуска продукта из верхнего блока; осветительные лампы 8; отсекающий разделяемых продуктов 9; желоба для проводников и непроводников — 10 и 11; щетка 12 для съема материала с электрода 7.

Осадительный электрод, имеющий цилиндрическую форму, заземлен. Вместе со щеткой он оборудован общим редуктором и электродвигателем, закрепленным на корпусе блока-секции с наружной стороны. Щетка снабжена съемными коллекторами, которые по мере износа резиновых лепестков заменяются без демонтажа вала.

Корпусные торцовые детали блока-секции имеют проемы, закрытые прозрачными люками, что позволяет наблюдать за процессом сепарации, осуществлять необходимые замены, а также регулировать коронирующие и отклоняющие электроды (к ним подведен постоянный ток напряжением до 20 кВ). Внутренняя полость каждого блока, освещаемая лампами 8, может подключаться к вытяжной вентиляции для отсоса пыли.

Сухой исходный материал, предварительно нагретый до 160° С, поступает в питатель, корпусом которого служит небольшая воронка

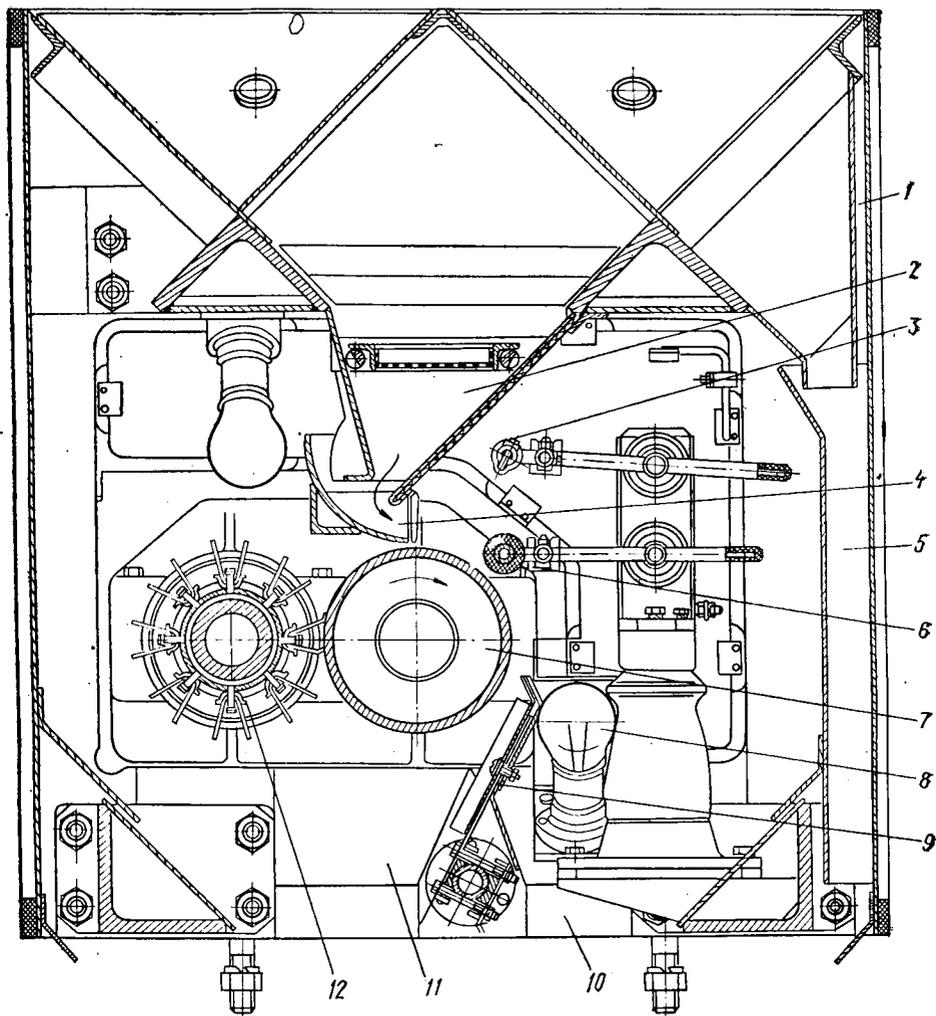


Рис. 189. Блок-секция сепаратора типа СЭС.

с наклонным днищем. Привод барабана питателя снабжен электродвигателем, клиноременной передачей и червячным редуктором. Температура сепарируемого продукта контролируется с помощью электроконтактного термометра.

Вращающийся барабанный электрод 7 транспортирует смесь в зону действия поля, где каждая из частиц приобретает заряд, знак которого соответствует знаку короны. Поскольку при этом они контактируют с поверхностью заземленного осадительного электрода, одновременно происходит также их разрядка. Зерна-проводники, выйдя из зоны действия поля, быстро отдают свой остаточный заряд указанному электроду и центробежными силами сбрасываются с барабана. Зерна с мень-

шей электропроводностью отрываются от него позже. Непроводящие частицы, не успевшие разрядиться за 3/4 оборота осадительного электрода, очищаются щеткой.

Таким образом, зерна материала имеют различные координаты точек отрыва от поверхности барабана. Образованию веера частиц способствует электростатическое поле, создаваемое отклоняющим электродом. При помощи отсекаателя 9 этот веер разделяется на два потока. Проводники направляются в желоб для разгрузки и в дальнейшем поступают (при необходимости) на перечистку в блок-секции нижнего яруса или выдаются как конечный продукт. Непроводники также могут подвергаться повторной сепарации.

Питатели, блоки-секции и рамы связаны разъемными соединениями. Сборка сепаратора предусматривает более 20 вариантов.

§ 6. Трибоэлектрические сепараторы

Трибоэлектрическую сепарацию применяют для разделения смеси минералов, представленных полупроводниками и непроводниками. В используемых при этом аппаратах поле постоянной полярности может быть однородным или неоднородным. Конструктивно данные сепараторы подразделяются в основном на три типа: барабанные, камерные и лотковые.

Трибоэлектрический барабанный сепаратор (см. рис. 186, з) имеет электризатор 12, снабженный устройством для подогрева материала до 120—200° С. Поэтому для некоторых минералов при создании зарядов вспомогательное значение приобретает пироэлектрический эффект.

Разделение происходит в электростатическом неоднородном поле постоянной полярности, создаваемом между металлическим заземленным барабаном 2 и цилиндрическим электродом 8, на который подается ток. Знак напряжения подбирается с учетом знака заряда, получаемого минералами при электризации в результате контакта друг с другом.

Трибоэлектрический лотковый сепаратор СТЭ (рис. 190 и прил. 44) предназначен для разделения руд редких и цветных металлов, а также других материалов, компоненты которых способны приобретать заряды разного знака. Крупность обогащаемого сырья 0,074—0,3 мм.

Основными узлами сепаратора являются питатель 1 с наклонным заземленным электродом (латунной плоскостью) 2 для электризации исходного продукта, две высоковольтные установки на 20 кВ с пультом управления 11, две промежуточные и одна нижняя секции — 5, 7 и 10. Последняя оборудована разгрузочными воронками 12.

Питатель (по принципу действия — самотечный) состоит из рамы с укрепленным на ней бункером, снабженным шибером и предохранительной плоскостью. Для обеспечения более равномерного питания шибер выполнен в виде пластины, рабочая кромка которой имеет трапецидальные вырезы. Подъем его осуществляется вручную винтовой самотормозящей парой.

Конструкция питателя позволяет прекращать подачу исходного продукта на электроды 2 (не изменяя положения шибера) посредством предохранительной плоскости, связанной с электромагнитом и контргрузом. В нормальном положении она не препятствует проходу материала.

Питание сепаратора осуществляется двумя параллельными потоками по двум течкам. Скользя по латунной плоскости 2, частицы поступают на заземленный электрод 3, где дополнительно электризуются трением. Разделение материала происходит благодаря отклоняющей алюминиевой пластине 4, на которую подается постоянный ток напряжением до 20 кВ от выпрямительной установки ВС-20—10.

Под каждой парой электродов расположен отсекатель 6, распределяющий образовавшийся веер продуктов на два потока, один из которых транспортируется по желобам 8 и 9 в разгрузочные воронки 12, а другой направляется на электрод 2 и далее в очередную секцию 7 для дообогащения. Секции 7 и 10 работают аналогично. Наличие перечисток в сепараторе позволяет получать кондиционные продукты.

Положение отсекателей 6 регулируется выведенными наружу рычагами 13. Наблюдение за процессом обогащения производится через застекленные окна 14. Сепаратор допускает обработку исходного материала, нагретого до температуры 160° С. Он используется для разделения диэлектриков: ставролита, дистена и кварца, фосфатных и апатитовых руд, солей NaCl, KCl и др.

На трибоадгезионных сепараторах эффективно выделяются не только крупные, но и тонкие фракции (мельче 0,07, 0,04 и 0,02 мм).

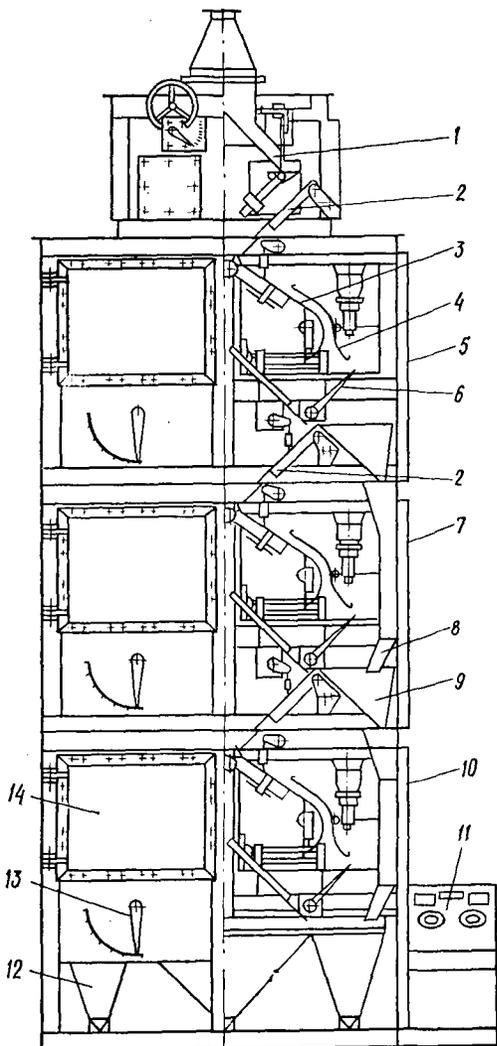


Рис. 190. Трибоэлектростатический сепаратор СТЭ.

§ 7. Эксплуатация и автоматизация электрических сепараторов

Высокие технологические показатели работы электрических сепараторов зависят от качественной подготовки сырья к обогащению и стабильного ведения процесса в оптимальном режиме. Указанная подготовка сводится к изменению в нужном направлении естественных электрических свойств материала (увеличению их контрастности) для повышения эффективности разделения частиц. Это — подсушка, классификация по крупности и обеспыливание исходного продукта.

При высокой влажности материала значительно возрастают силы сцепления зерен между собой. Подсушка сырья перед сепарацией (до состояния сыпучести) — обязательна. Тем не менее целесообразность полного удаления поверхностной влаги решается в каждом конкретном случае, поскольку остаточная жидкость иногда благоприятно влияет на процесс (повышается эффективность зарядки).

Если материал предварительно не классифицирован по крупности, центробежные силы, величины которых пропорциональны кубу диаметра частицы, могут нивелировать действие электрических сил, пропорциональных квадрату такого диаметра.

Надобность обеспыливания обуславливается тем, что мельчайшие частицы, обволакивая более крупные, снижают селективность разделения или вообще препятствуют сепарации.

Предварительная подготовка должна направляться на искусственное увеличение разницы в объемной или поверхностной проводимости минералов. Наиболее эффективными при этом являются:

— регулирование количества влаги, адсорбированной поверхностью частиц;

— воздействие на материал поверхностно-активными веществами и химическими реагентами;

— механическая, ультразвуковая и термическая обработка.

Так, контрастность свойств кварца, отделяемого от касситерита, вольфамита и сульфидов, можно увеличить применением одного из реагентов — креозола, олеата натрия, хлористого натрия, бензойной кислоты и др.

Кроме вещественного состава исходных продуктов и физических свойств минералов на результаты разделения влияют конструктивные и эксплуатационные характеристики сепараторов: расстояние между электродами, напряжение на них и пр.

Уменьшая или увеличивая расстояния между коронирующим и осадительным электродами, мы тем самым изменяем эффективность зарядки частиц в поле коронного разряда. Такое расстояние обычно устанавливается в процессе отработки конкретного режима сепарации, и в дальнейшем, как правило, оно остается постоянным.

При сепарации крупнозернистых продуктов во избежание отрыва непроводников от вращающегося осадительного электрода напряжение следует повышать, что увеличит заряд частиц и силу их притяжения. При сепарации тонкозернистых материалов, наоборот, напряжение может быть снижено.

Оптимальная частота вращения барабана, изменение которой приводит к улучшению или ухудшению проводящих и непроводящих фракций, определяется опытным путем для того или иного продукта с учетом расстояния между электродами и напряжения на них.

Производительность сепараторов (кг/с) зависит от толщины слоя материала на осадительном электроде и частоты вращения последнего. Здесь надо учитывать, что количество продукта, попадающего в каждую последующую секцию, постепенно уменьшается за счет частичного его вывода из процесса. Благодаря этому обрабатываемое сырье поступает в очередные секции более тонким слоем, и условия сепарации улучшаются.

Разделение материала является оптимальным при однослойной его подаче. Но поскольку сила взаимодействия между частицей и поверхностью барабана практически не зависит от незначительного расстояния между ними, можно считать, что сепарация будет эффективной и при большем числе слоев.

Производительность промышленного сепаратора [78]

$$Q = Bvq, \quad (186)$$

где B — ширина слоя питания, равная эффективной ширине заземленного электрода, м;

v — скорость движения исходного продукта в сепараторе, м/с;

q — масса материала, приходящегося на единицу площади питания, при распределении частиц в один слой, кг/м².

Отклонение от однослойного распределения частиц в питании, постоянно наблюдаемое в производственных условиях, можно учитывать введением соответствующего эмпирического коэффициента, уточняющего значение Q .

Следует отметить, что величины удельной производительности (на единицу длины электрода) лабораторных и промышленных сепараторов практически одинаковы, поскольку устройства механической и электрической части этих машин, а также условия их эксплуатации аналогичны.

Обслуживание электросепараторов осуществляется только лицами, хорошо знакомыми с особенностями эксплуатации аппаратов высокого напряжения — источника повышенной опасности, требующего строгого соблюдения правил техники безопасности.

Подавать напряжение на подготовленный к пуску сепаратор разрешается лишь при нормальном режиме его работы, установленном для разделения данного материала. Машина немедленно отключается при неисправности аппаратуры и оборудования, явных отклонениях показаний измерительной аппаратуры и пр.

Необходимо периодически проверять герметичность смотровых люков и связанной с ними блокировки высокого напряжения, очищать электроды и другие части от осевшей пыли. Изоляторы надо протирать с применением небольшого количества сухой соды или спирта. Следует помнить, что к деталям, отключенным от высокого напряжения, можно прикасаться только после окончательной их разрядки.

Для обеспечения безопасности обслуживающего персонала все металлические части сепараторов должны иметь надежное заземление, обладающее сопротивлением не более 2 Ом. Помещение необходимо систематически проветривать, так как при работе высоковольтной установки образуются газообразные окисные соединения азота, вредно действующие на организм человека.

Автоматизация должна обеспечивать постоянство режимов электропитания сепараторов, загрузки обогащаемых материалов, их влажности и т. д. Предусматривается также аварийная автоматизация, содержащая реле максимального и минимального тока, благодаря которым прекращается питание соответственно при превышении (пробоях, замыканиях, чрезмерных утечках) и резком падении напряжения (неполадках в подводящей сети). Для предотвращения несчастных случаев устраивается электроблокировка, отключающая установку при попытке доступа к ее «опасным» частям. Постоянное напряжение на электродах поддерживается обычно феррорезонансными стабилизаторами.

Комплексная автоматизация процесса электросепарации в значительной мере содействует повышению качества и росту количества продуктов разделения.

МАШИНЫ И АППАРАТЫ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

ГЛАВА XIII. МАШИНЫ И АППАРАТЫ ДЛЯ МЕХАНИЧЕСКОГО ОБЕЗВОЖИВАНИЯ И СУШКИ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 1. Общие сведения о процессах обезвоживания

Процессы первичной обработки полезных ископаемых осуществляются различными машинами и аппаратами, разделительной средой в которых обычно является вода или минеральная суспензия. Избыточная влага из продуктов обогащения удаляется с помощью ряда операций, называемых в общем случае обезвоживанием.

При предварительном обезвоживании от продукта отделяется основное количество воды вместе с тонкозернистыми шламами, а при окончательном влажность материала доводится до требуемых кондиций, обусловленных временными нормами или государственными стандартами.

Так, для продуктов, отправляемых углеобогатительными фабриками Донбасса железнодорожным транспортом, установлена влажность не более 5% в зимнее время и не более 8—10% — в летнее. Для концентратов магнетитовых руд она должна быть в пределах 2—4%, гематитовых и маргитовых — 3—5%, для бурых железняков — 4—6%, флотационных концентратов руд цветных металлов — 5—12% (при том же способе транспортировки в зимний период).

В зависимости от содержания влаги (воды) продукты обогащения различаются следующим образом.

Пульпы (суспензия) — это механические смеси твердого (Т) и жидкого (Ж), обладающие текучестью. Характеризуются содержанием твердого в единице объема (кг/м^3), весовым отношением Ж:Т или количеством твердого, определяемым в процентах.

Мокрые продукты отличаются свободным течением воды. Их влажность обычно выражается в весовых процентах.

Влажные продукты содержат жидкость в капиллярах и отчасти (адсорбированную) — на поверхности частиц. Вода из этих продуктов свободно не стекает.

Воздушно-сухие продукты удерживают гигроскопическую влагу адсорбционными силами на поверхности частиц в виде молекулярной пленки. Количество такой влаги будет определяться физическими и физико-химическими свойствами вещества (пористость, смачиваемость и др.).

Сухие продукты содержат только внутреннюю (конституционную) влагу.

Влагоудерживающая способность, а значит, и обезвоживаемость у различных материалов неодинаковы. Влажность их зависит от свойств поверхности и плотности. Характер и скорость обезвоживания обуславливаются формой связи влаги с продуктом.

Известны следующие виды влаги:

внутренняя (конституционная); входит в кристаллическую решетку минерала или межмолекулярные полости аморфных веществ и может быть удалена только термическим разрушением самого вещества (в угле, например, — его сжиганием);

гигроскопическая; удерживается на поверхности материала в виде молекулярной пленки адсорбционными силами. Содержание такой влаги обусловлено равновесием между упругостью паров воды в окружающей атмосфере и данным материалом. Из полезных ископаемых высокой гигроскопичностью обладают угли. Причем следует отметить, что она зависит от степени метаморфизма последних: лигниты и бурые угли содержат до 30% указанной влаги, длиннопламенные — около 10%, коксующиеся — 2—4%;

пленочная; удерживается на поверхности твердых частиц силами молекулярного сцепления; содержание ее обуславливается степенью смачиваемости материала водой. Эта влага, равно как и гигроскопическая, устраняется из вещества только с помощью термической сушки (хотя пленка в данном случае и более толстая);

свободная (гравитационная); заполняет крупные (некапиллярные) промежутки между частицами; может быть удалена под действием сил собственного веса. При обезвоживании материала наиболее интенсивно отделяется вода, находящаяся в форме гравитационной влаги;

капиллярная; отчасти или полностью заполняет мельчайшие промежутки между частицами и удерживается в порах силами капиллярного давления (H/m^2)

$$P = 2\sigma \cos \Theta / r, \quad (187)$$

где σ — поверхностное натяжение на границе вода → воздух (для воды $\sigma = 0,073$ Н/м);

Θ — краевой угол смачивания, град;

r — радиус капилляра, м.

Видим, что с повышением значения Θ , то есть с уменьшением степени смачиваемости материала водой, давление P снижается и создаются более благоприятные условия для удаления влаги из капилляров. Увеличение радиуса r также способствует данному процессу.

Следовательно, влагоудерживающая способность различных материалов определяется их смачиваемостью, пористостью и гранулометрическим составом.

Выбор метода обезвоживания зависит от характеристики исходного материала (крупности, гранулометрического состава, влажности, плотности пульпы) и требуемых кондиций для готового продукта. Обычно конечные показатели его качества по влаге не достигаются в один прием (операцию). Поэтому процессы обезвоживания осуществляются в несколько стадий различными способами.

Назовем следующие основные методы обезвоживания крупнокусковых и зернистых материалов, а также шламов:

дренирование — естественное стекание гравитационной воды через слой продукта благодаря собственному весу;

центрифугирование — принудительное отделение воды под действием центробежных сил;

сгущение — осаждение и концентрация в жидкости (пульпе) мелких и тонких частиц материала вследствие сил тяжести и центробежных;

фильтрация — процесс отделения от жидкости твердых частиц пропусканием пульпы через пористые перегородки;

сушка — высушивание материала на складах в естественных условиях, или процесс обезвоживания, основанный на принципе испарения влаги под влиянием температуры (термическая сушка).

Наиболее экономичным, но и наименее эффективным методом (особенно для мелкозернистых материалов и шламов) является дренирование, а наиболее дорогим — термическая сушка. Во всех случаях при выборе схемы и способа обезвоживания надо стремиться часть влаги удалить механическим путем.

Сушку следует применять только для устранения той влаги, которую механически удалить невозможно.

§ 2. Устройства и аппараты для обезвоживания дренированием

При дренировании вода передвигается по каналам между зёрнами материала. Скорость этого процесса зависит от пористости продукта (отношение объема пустот к объему всего материала), его крупности, формы зерен и характера их укладки. Например, для шарообразных частиц, уложенных в вершинах куба, пористость составляет 47,7%, для находящихся в вершинах тетраэдра — 21,5%. Она также обуславливается плотностью упаковки кусков и в связи с этим может колебаться в пределах 10—15% от номинальной.

Дренирование подобно процессу фильтрации (рис. 191), скоростью которой ω_0 — м³/(м² · с) — численно равна количеству жидкости, проходящей через единицу пористой среды в единицу времени:

$$\omega_0 = \frac{1}{F_0} \frac{dV}{dt}, \quad (188)$$

где F_0 — поверхность фильтрации, м²;

V — объем фильтрата, м³;

t — время фильтрации, с.

Скорость ω_0 зависит от физико-химических свойств материала (смачиваемости), разности давления, вязкости жидкости и других факторов. В общем случае она выражается зависимостью (м/с), называемой законом Дарси для фильтрации жидкости

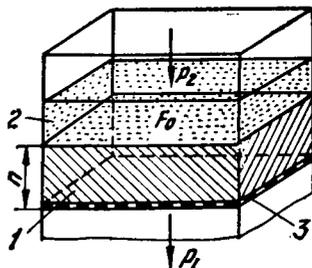


Рис. 191. Схема процесса фильтрации:

1 — слой сыпучего материала; 2 — жидкость; 3 — сито.

в грунтах:

$$\omega_0 = K_{\phi} i, \quad (189)$$

где K_{ϕ} — эмпирический коэффициент фильтрации, м/с;
 i — гидравлический градиент, равный отношению потерь напора к пути фильтрации.

С учетом параметров фильтрующего материала скорость ω_0 при дренировании можно показать с помощью эмпирического уравнения

$$\omega_0 = \frac{2K^2 \varepsilon^2}{\mu S^2 \delta^2 (1 - \varepsilon)} \frac{P_1}{h}, \quad (190)$$

где K , ε — соответственно коэффициенты формы зерен и пористости;
 μ — коэффициент вязкости, Н · с/м²;
 S — удельная поверхность материала, м²/кг;
 δ — плотность зерен, кг/м³;
 P_1 — средняя разность давлений в слое материала, Н/м²;
 h — высота слоя, м.

Из уравнения (190) следует, что скорость фильтрации растет при увеличении пористости и разности давления на поверхности слоя и что она уменьшается с повышением значений S и h , а также вязкости и плотности зерен.

Интенсивность дренирования меняется во времени. Так, при отстаивании материала в обезвоживающем бункере скорость фильтрации после достижения максимума постепенно снижается по мере опускания уровня воды в слое и уменьшения разности давлений.

Дренирование осуществляется в обезвоживающих бункерах и элеваторах, на дренажных складах, грохотах.

Обезвоживающие бункера представляют собой железобетонные ячейки прямоугольной формы с пирамидальной нижней частью и выпусками, оборудованными специальными затворами с перфорированными отверстиями для стока воды. Размеры ячеек в плане обычно соответствуют шагу колонн здания ОФ (6 × 6, 6,5 × 6,5 и 7 × 7 м). Высота ячейки — не более 8 м, углы наклона пирамидального днища — от 45 до 60°.

Указанные бункера применяются главным образом на углеобогачительных фабриках. Среднее время обезвоживания крупного концентрата составляет около 8 ч, а мелкого (так же, как породы и промежуточного продукта) — до 16 ч. Конечная их влажность при этом соответственно будет равна 10—12% (концентрат) и 12—15% (порода и промежуточный продукт).

Технологический подбор бункеров сводится к определению их количества и емкости в зависимости от требуемого времени дренирования. Зная производительность по обезвоживаемому материалу, емкость одного бункера, время его заполнения, отстаивания, выгрузки и очистки, можно легко установить необходимое число таких сооружений.

Количество бункеров принимается на 1—2 больше, чем расчетное (для создания резерва при неравномерности работы, ремонте). Обычно на обогащительных фабриках загрузка обезвоживающих бункеров и их выгрузка производятся по кольцевому графику.

Обезвоживание на дренажных складах находит ограниченное применение. Эти склады представляют собой сооружения большой емкости, выполненные из бетона (железобетона) с наклонным дном, где прокладываются дренажные каналы или в ряде случаев устраивается специальный слой из крупного булыжного щебня на подстилке из песка.

Дренирующая вода сбрасывается в хвостовой пруд либо направляется в особые отстойники. Склады оборудуются грейферными кранами для соответствующей укладки обезвоживаемого продукта и его последующей погрузки в железнодорожные вагоны.

Влажность крупнозернистого железного концентрата (0,8 мм), осушаемого на дренажном складе Оленегорской обогатительной фабрики, составляет: до начала процесса удаления воды — 20—22%, после его окончания — 8,5—9% (при времени дренирования до 24 ч) [95].

Обезвоживающие элеваторы

(рис. 192) применяются для транспортирования и осушения материалов, получаемых в отсадочных машинах при обогащении марганцевых руд или угля (концентрат, перемывочный продукт, порода), а также для выдачи продуктов из отстойников (например, из багер-зумпфов).

Нижняя закрытая часть кожуха элеватора, обычно устанавливаемого под углом 50—70°, заполнена водой до уровня жидкости в обогатительном или классифицирующем аппарате. Материал, поступающий в башмак элеватора, захватывается и транспортируется ковшами вверх, где разгружается их опрокидыванием.

Ковши, имеющие сплошные боковые стенки, изготавливаются из листовой стали, перфорированной продолговатыми отверстиями. Для предотвращения попадания воды, стекающей из одного ковша в другой, их располагают через одно звено или оборудуют специальными поддонами.

Длина зоны обезвоживания выбирается в зависимости от крупности осушаемого материала, скорости движения цепи (0,2—0,3 м/с) и требуемого времени дренирования (15—30 с).

Влажность продуктов после обезвоживания в элеваторах отсадочных машин колеблется в значительных пределах. Так, концентрат мар-

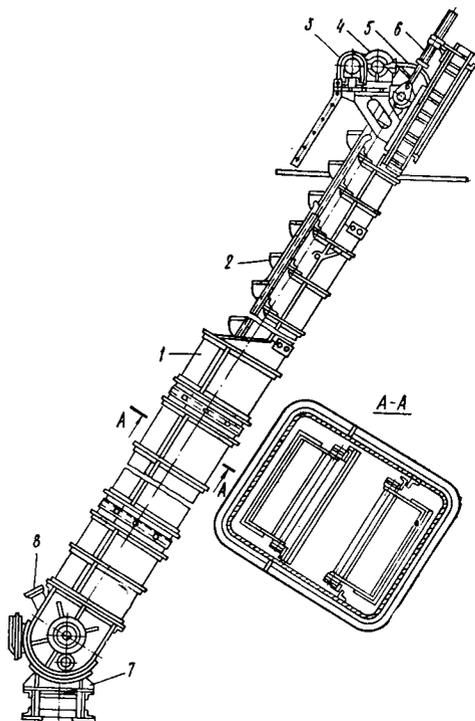


Рис. 192. Обезвоживающий элеватор:

1 — ковш с отверстиями; 2 — кожух; 3 — электродвигатель; 4 — редуктор; 5 — зубчатая (или цепная) передача; 6 — винтовое устройство для натяжения цепей; 7 — загрузочное устройство; 8 — опорная рама.

ганцевой руды Никопольского бассейна крупностью 35—3 мм содержат влаги от 14—17% (I сорт) до 18—22% (II сорт). На углеобогаительных фабриках, как правило, аналогичный показатель составляет: для крупной породы — 12—18%, мелкой — 20—30%, а для промежуточного продукта — соответственно 10—16 и 20—25%.

Производительность элеватора (кг/с)

$$Q = i' \gamma \varphi v / a, \quad (191)$$

где i' — емкость ковша, м³;

γ — насыпная масса материала, кг/м³;

φ — коэффициент заполнения ковшей ($\varphi = 0,5—1,0$);

v — скорость движения цепи, м/с;

a — расстояние между ковшами, м.

Обезвоживание на грохотах применяется для крупных и мелких продуктов обогащения, а также крупнозернистых шламов. При этом используются различные типы аппаратов: ГСЛ, ГРД, ГИСЛ и др. (см. выше).

В качестве рабочих поверхностей обезвоживающих грохотов служат щелевидные сита, изготовленные из профилированной латунной или стальной (нержавеющей) проволоки. Размер их отверстий 0,25, 0,5, 0,75 и 1,0 мм. В последнее время находят распространение проволочнотканые сита «Луганка», а также сита из полимерных материалов.

Во многих случаях перед поступлением на грохот продукт частично обезвоживается на неподвижных ситах предварительного сброса.

По сравнению с бункерами или элеваторами преимущество грохотов заключается в том, что вода здесь выделяется в процессе движения материала по ситы и скорость дренирования значительно увеличивается. В особенности это касается механических обезвоживающих грохотов, работающих с подбрасыванием продуктов: происходит его разрыхление или сжатие при каждом качании или вибрации аппарата, что в сочетании с перегруппировкой зерен интенсифицирует выделение воды из промежутков между ними.

Положительное влияние на качественные показатели процесса оказывает ополаскивание движущегося по грохоту материала струями чистой воды. При этом, как свидетельствует практика, влажность обезвоженного угля снижается на 1,1% (класс 0,5—13 мм), а шлама — на 1,8%. Такой эффект объясняется удалением с поверхности продукта мелких, более зольных, илистых частиц, удерживающих влагу.

Брызгала представляют собой поперечные по отношению к плоскости движения грохота трубы с отверстиями 3—4 мм, к которым прикреплены насадки для распыления воды. Подается она под напором 150—200 Па и расходуется в количестве: для шлама — 0,75—1,0 м³/т, крупного и мелкого зернистого материалов — 0,25—0,35 м³/т.

Необходимая площадь обезвоживающего сита (м²)

$$F = 0,75 Q / q, \quad (192)$$

где 0,75 — коэффициент равномерности нагрузки;

Q, q — количество воды, подлежащей удалению (м³/с) и «приходящейся» на 1 м² сита [м³/(м² · с)].

Таблица 13. Зависимость удельной производительности грохотов от размера отверстий сит

Параметры	Размер отверстий, мм		
	1	0,5	0,3
Удельная производительность, кг/(с·м ²):			
материал крупный	5—6	—	—
» мелкий	3,0—3,4	1,7—2,3	—
шлам	—	0,6—0,8	0,3—0,4

При ширине щелей 0,7—1,0 и 0,5 мм величина q соответственно составит 0,08 и 0,06 м³/(м²·с).

Удельная производительность рассматриваемых грохотов по твердому зависит главным образом от крупности исходного материала и размера отверстия сит (табл. 13).

Конечная влажность продукта зависит от его крупности и физических свойств, длины сит, размера их отверстий и интенсивности встряхивания материала.

При обезвоживании крупных классов исходного сырья над щелевидным ситом устанавливают плетеное или штампованное сито с отверстиями размером 13 × 13 или 6 × 6 мм для предотвращения первого из них от быстрого износа.

В последние годы на рудо- и углеобогатительных фабриках получили распространение неподвижные дуговые сита и сита тонкого грохочения со встряхивающим механизмом. Они используются при классификации и обезвоживании, когда необходимо отделение шламистых материалов от более зернистой части перед процессами обогащения, а также с целью получения конечных (готовых по качеству) продуктов.

Для предварительного обезвоживания концентратов отсадки на углеобогатительных фабриках наметилась тенденция применения конических неподвижных грохотов (сито *OSO*) взамен подвижных (и вместо багер-зумпфов). Эти же грохота рекомендуются и для обесшламливания мелкого угля перед обогащением на отсадочных машинах (взамен дуговых сит).

Опыт применения конических грохотов ГК-6 и ГК-3 показал их высокую надежность и эффективность, а также низкие капитальные и эксплуатационные затраты (в сравнении с аппаратами аналогичного назначения). Производительность грохота ГК-6 (площадь сит 6 м²) достигает 0,14 м³/с по пульпе и 42 кг/с — по твердому. Влажность обезвоженного продукта — не более 30%.

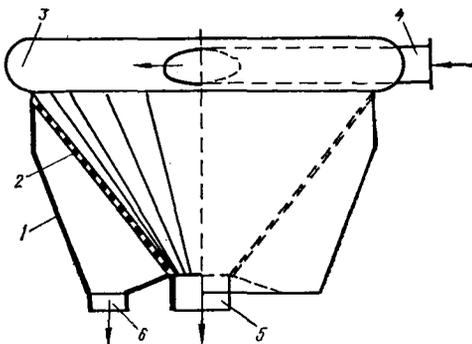


Рис. 193. Конический грохот.

Устройство конического грохота показано на рис. 193. Он состоит из корпуса 1, внутри которого расположено щелевидное сито 2. Исходная пульпа поступает в цилиндрическую часть аппарата по патрубку 4 тангенциально, движется по круговому желобу 3 и далее (внутри конуса) — по спиральям, опускаясь вниз к центральному разгрузочному патрубку 5 для выпуска обезвоженного продукта. Прошедший сквозь щели сита шламовый материал и вода удаляются через патрубок 6.

Наиболее эффективными обезвоживающими грохотами являются резонансные и самобалансные (типа ГРЛ и ГСЛ).

§ 3. Фильтрующие центрифуги

Центрифугирование — это технологические операции обезвоживания мелких мокрых продуктов и разделения суспензий на жидкую и твердую фазы под действием центробежных сил. Машины для осуществления таких операций называют центрифугами.

Применение центробежных сил при обезвоживании вызвано необходимостью ускорения недостаточно интенсивных процессов или вообще не происходящих под действием сил тяжести.

Центробежная сила, возникающая при движении тела по криволинейной траектории и направленная от центра кривизны по радиусу,

$$C = m \frac{\pi^2 r n^2}{9,90}, \quad (193)$$

где m — масса тела, кг;

r — радиус вращения, то есть расстояние от оси последнего до центра тяжести тела, м;

n — частота вращения, рад/с.

Формула (193) показывает, что возрастание центробежной силы легче достигается повышением частоты вращения (квадратичная зависимость), чем увеличением радиуса r (прямая пропорциональность).

В простейшем виде центрифуга представляет собой цилиндрический или конический ротор, вращающийся вокруг горизонтальной или вертикальной оси. Он выполняется со сплошными стенками (осадительное центрифугирование*), или эти стенки имеют отверстия для прохода жидкой фазы (центробежная фильтрация**).

Процесс центробежной фильтрации можно разделить на три самостоятельных стадии: формирование слоя твердого осадка, его уплотнение и удаление из образовавшихся здесь пустот жидкости, удерживаемой капиллярными и (частично) молекулярными силами.

По ходу фильтрации на перфорированной перегородке (роторе) возникает слой твердого осадка различной плотности по высоте. Чем ближе он к поверхности указанной перегородки, тем значительней его плотность. Это объясняется давлением вышележащих слоев и проникновением тонких частиц в пустоты между крупными (под действием центробежных сил).

* Его можно сравнить с обычным осаждением твердых частиц в жидкости под действием сил тяжести.

** Приблизительно то же, что и фильтрация через пористую перегородку.

Один из основных параметров центрифуги, характеризующих ее технологические возможности, является фактор разделения Φ_g , показывающий, во сколько раз в данной машине центробежные силы C превосходят силы тяжести G :

$$\Phi_g = \frac{C}{G} = \frac{\omega^2 r}{g}, \quad (194)$$

где ω — угловая скорость, 1/с;

g — ускорение свободного падения, м/с².

Поскольку величина C может в десятки и сотни раз превышать показатель G , последний при расчетах центрифуг обычно не учитывается. В большинстве случаев эти машины применяются для обезвоживания продуктов обогащения угля и минерального сырья.

Существует много конструкций центрифуг [85; 93]. По принципу действия их различают как фильтрующие и осадительные. Первые классифицируются в зависимости от принятой схемы выгрузки обезвоженного материала — инерционной, шнековой или вибрационной (НВШ-1000, ЦВП-1120, АГ-1320, «Клекнер», «Гумбольдт», «Зибтехник» и др.).

В осадительных центрифугах ротор расположен горизонтально, выгрузка осадка осуществляется с помощью шнека. Некоторые машины данного типа оборудованы также дополнительной фильтрующей насадкой или фильтрующим ротором со шнековой или вибрационной разгрузкой.

Фильтрующие центрифуги со шнековой выгрузкой осадка не нашли широкого промышленного применения из-за сравнительно сложной конструкции. Однако они продолжают эксплуатироваться, особенно в операциях, связанных с обезвоживанием трудно транспортируемых материалов, промпродукта, бурого угля и др. Благодаря повышенному фактору разделения влажность осадка у этих машин на 1,5—2% ниже, чем у вибрационных [44].

В Советском Союзе разработана конструкция шнековых центрифуг ВШП-92 и НВШ-1000 (непрерывно действующая, вертикальная, шнековая). Из зарубежных машин подобного типа известны «Наэль» (ПНР), «Рейнвельд» (Нидерланды, Англия, Франция), «Контрубекс-IV» (ФРГ).

Принципиальная кинематическая схема одной из центрифуг показана на рис. 194. Фильтрующий ротор 1 вращается посредством клиноременной передачи от электродвигателя. Во внутренней полости ротора 1 помещен шнековый ротор 2, вращающийся в том же направлении, но с меньшей частотой.

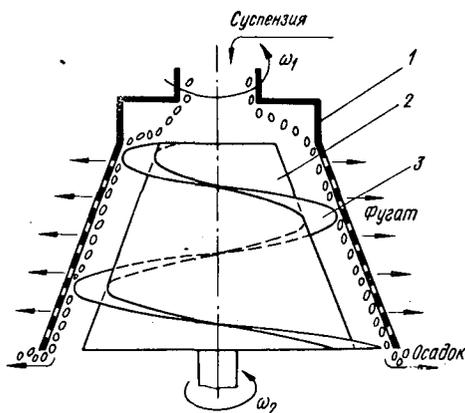


Рис. 194. Принципиальная схема фильтрующей шнековой центрифуги.

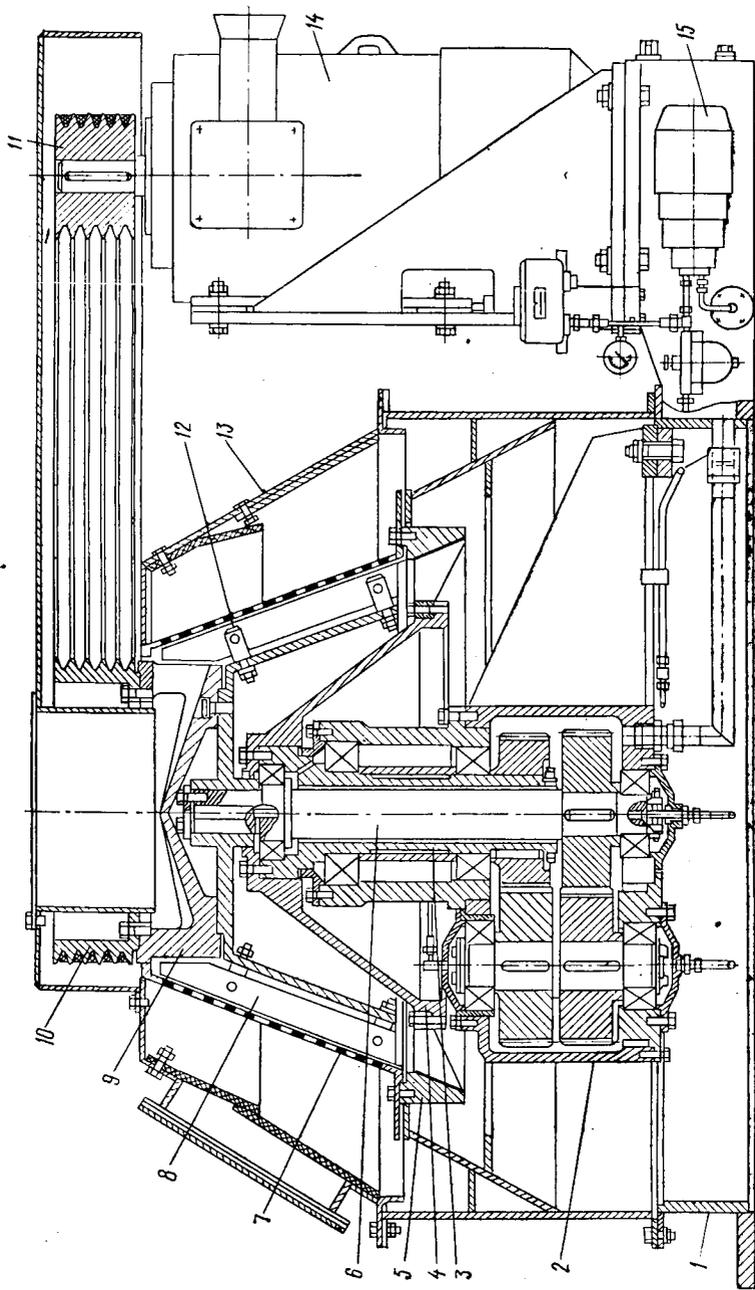


Рис. 195. Центрифуга НВЦ-1000:

1 — рама; 2 — дифференциальный редуктор; 3 — подлая гильза; 4 — конус; 5 — крестовина; 6 — центральный вал; 7 — фильтрующий ротор; 8 — лопасти шнека; 9 — разбрасывающая крышка; 10, 11 — шкивы ротора и электродвигателя; 12 — крепление шнековых лопастей; 13 — кожух с резиновой футеровкой; 14 — приводной электродвигатель; 15 — масляный насос.

Благодаря этому скребки 3, укрепленные на нем по спирали, перемещают материал по стенкам ротора 1 вниз к разгрузке.

Исходный влажный продукт поступает в машину на верхнюю вращающуюся часть шнекового ротора, затем центробежной силой отбрасывается на стенки фильтрующего, откуда скребки постепенно перемещают его вниз к широкой части ротора 1.

По мере передвижения твердой фазы по внутренней поверхности ротора 1 происходит обезвоживание материала и отделение жидкости через отверстия фильтрующей поверхности в камеру кожуха центрифуги.

Время перемещения продукта в данном случае обуславливается производительностью шнека (шагом витка и относительной скоростью вращения) и составляет несколько секунд, в то время как в инерционных фильтрующих центрифугах оно равно всего долям секунды, то есть при одной и той же производительности в рассматриваемых машинах от исходного продукта может отделиться гораздо большая часть воды.

На рис. 195 показана центрифуга НВШ-1000 (прил. 45). Она применяется для обезвоживания угля. Положительное конструктивное отличие данной машины — нижнее расположение редуктора, благодаря чему осуществлена центральная подача материала. Производительность центрифуги достигает 28 кг/с при влажности обезвоженного угля 8—10% (влажность исходного 18—20%). Основным недостатком машины является измельчение угля при принудительном его перемещении по ротору. Выход твердого в фугат достигает 10%.

Фильтрующие центрифуги с вибрационной выгрузкой осадка получили преимущественное распространение на обогатительных фабриках. В этих машинах движение осадка относительно ротора осуществляется под влиянием осевых вибраций, частота и амплитуда ко-

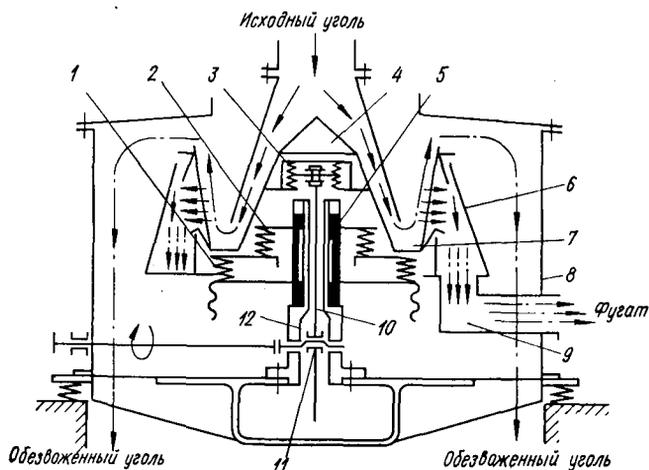


Рис. 196. Принципиальная схема устройства и работы вибрационной центрифуги.

торых определяют время пребывания обезвоживаемого материала в роторе.

В вибрационной центрифуге (рис. 196) исходный уголь через загрузочное устройство 4 подается в нижнюю часть вращающегося ротора 7 (стенки которого расположены под углом α к вертикальной оси) и распределяется равномерным потоком по всей его окружности. Под комбинированным воздействием центробежных сил и осевых вибраций уголь обезвоживается, продвигаясь вверх к широкой части ротора, установленного на верхних и нижних амортизаторах — 2 и 1, связанных со втулкой 5, вращающейся вокруг трубчатой стойки 12. Ротор 7 получает вертикальные вибрации от эксцентрика 11 посредством шатуна 10 и амортизатора 3.

Фугат, свободно уходящий сквозь щели стенок ротора, удаляется из машины по желобу 9 через внутренний кожух. Обезвоженный уголь движется через верхнюю кромку фильтрующего сита и поступает в кольцевое пространство между внутренним и наружным кожухами — 6 и 8, откуда попадает в приемное устройство, расположенное под центрифугой.

Ротор вращается вокруг оси с определенной угловой скоростью; одновременно ему сообщаются от эксцентрикового вала гармонические колебания, направленные вдоль оси с большой частотой и малой амплитудой.

Вибрация обеспечивает движение исходного сырья по ротору при угле α , когда материал под действием только центробежной силы не перемещается. Если увеличить угол α , скорость этого продвижения возрастет, то есть повысится производительность, но эффективность обезвоживания ухудшится.

Изменение угла α оказывает большее влияние на эффективность процесса, чем изменение частоты вращения ротора или частоты его вибраций. От этого угла зависят время обезвоживания и толщина слоя осадка. Увеличение последней способствует снижению уноса шлама с фугатом, однако влажность конечного продукта в данном случае повысится. Наиболее рациональный угол α равен $10\text{--}13^\circ$ при $1600\text{--}2200$ вибрациях ротора в минуту и амплитуде колебаний $4\text{--}8$ мм.

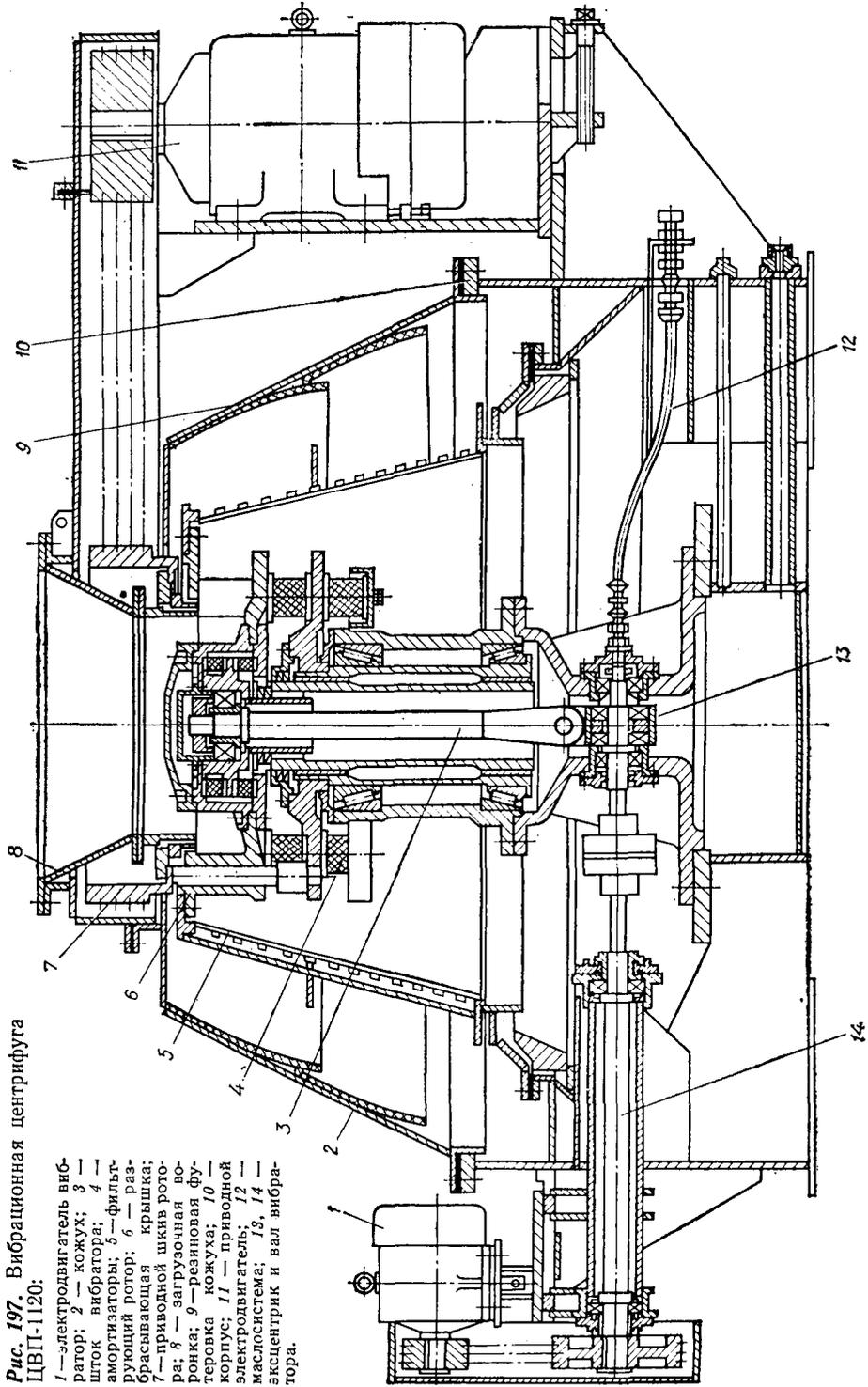
Постоянное разрыхление под действием вибраций даже при быстром продвижении материала ($0,5$ м/с) по траекториям, близким к образующим ротора, создает условия для интенсивного отделения влаги. Многократное встряхивание и перемещение частиц слоя относительно друг друга обеспечивает хорошую очистку поверхности фильтрующих сит, а также уменьшает их износ.

Эффективность работы центрифуги практически не зависит от положения в пространстве оси ротора (она может быть вертикальная, горизонтальная или наклонная) и от местонахождения широкой части корпуса (вверху или внизу).

Вибрационная центрифуга ЦВП-1120 (см. прил. 45) с максимальным диаметром ротора $1,12$ м (рис. 197) применяется для обезвоживания концентратов и промпродуктов на ОФ. Производительность ее при содержании 20% влаги в исходном угле составляет $22\text{--}30$ кг/с. Влажность обезвоженного продукта колеблется от 8 до 12% .

Рис. 197. Вибрационная центрифуга ЦВП-1120:

1—электродвигатель вибратор; 2—кожух; 3—шток вибратора; 4—амортизаторы; 5—фильтрующий ротор; 6—разбрасывающая крышка; 7—приводной шкив ротора; 8—загрузочная воронка; 9—резиновая футеровка; 10—приводной корпус; 11—электродвигатель; 12—маслосистема; 13, 14—эксцентрик и вал вибратора.



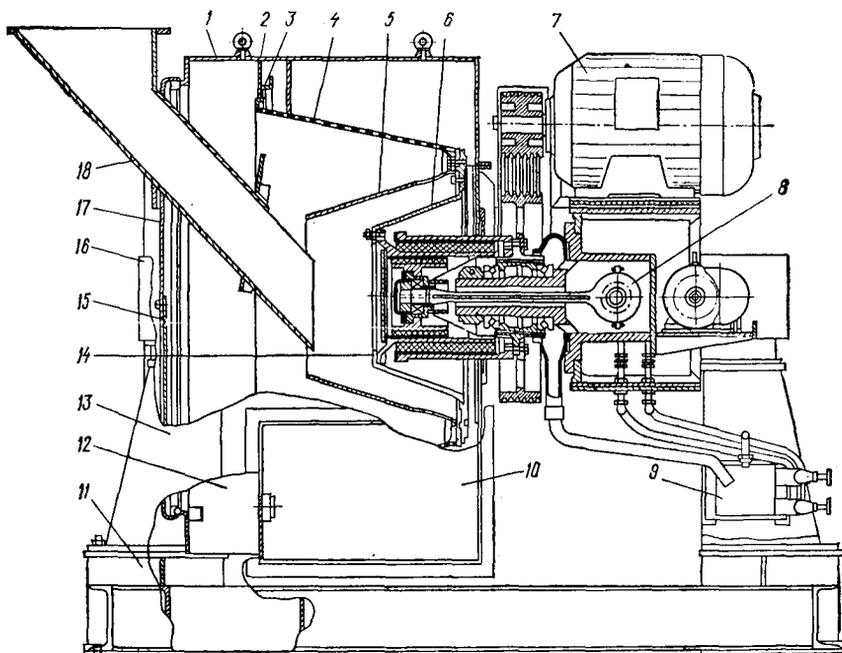


Рис. 198. Центрифуга ВГ-1320.

По конструктивной схеме машины ЦВП-1120 создана центрифуга ЦВП-1500 с ротором, имеющим максимальный диаметр 1,5 м. Расчетная производительность в данном случае достигает 83 кг/с. Фильтрующая поверхность ротора — около 3 м², угол наклона образующей — 13°, фактор разделения — от 100 до 130, установочная мощность — 60 кВт, масса — примерно 6000 кг.

В центрифуге ЦВП-1500 применен вибратор, снабженный резино-металлическими амортизаторами, работающими на деформацию сдвига, а также (в отличие от других подобных машин) использован асимметричный режим колебаний ротора, что позволяет эксплуатировать ее при обезвоживании труднотранспортируемых материалов.

Учитывая практический опыт и последние достижения науки, в СССР создана горизонтальная вибрационная фильтрующая центрифуга ФГ-1320 [44]. Производительность данной машины по исходному углю 56—68 кг/с, общая установочная мощность электродвигателей 45 кВт, масса 6000 кг.

Центрифуга ВГ-1320 (рис. 198) работает следующим образом. Исходный мелкий концентрат по питающей трубе 18 поступает на узкую часть внутренней поверхности вращающегося конуса 5. Через окна в его широкой части раскрученный материал подается в узкую часть фильтрующего ротора 4, обезвоживается при движении по нему (к его широкой части) и направляется в камеру 12.

Сварной кожух 1, расположенный на станине 16, состоит из камер 10 и 12 для выгрузки соответственно фугата и обезвоженного угля.

К перегородке 2, разделяющей эти камеры, крепится уплотнение 3, выполненное в виде пакета резиновых колец и предотвращающее взаимное проникновение осадка и фугата в их приемные камеры. Со стороны питающей трубы 18 кожух снабжен откидной крышкой 17, обеспечивающей возможность замены и периодического осмотра ротора. В крышке имеется окно 15, закрываемое резиновым листом. Оно необходимо для извлечения из ротора попавших туда с исходным углем посторонних предметов, а также систематической проверки состояния фильтрующей поверхности сита.

Станина 16 через резиновые амортизаторы опирается на четыре стойки 13, укрепленные на сварной раме 11. Две из них (со стороны привода центрифуги) соединены балкой прямоугольного сечения 9, внутренняя полость которой служит маслобаком.

Привод вращения ротора состоит из электродвигателя 7 мощностью 37 кВт ($n = 102$ рад/с), клиноременной передачи и натяжного ролика. Предусматриваются также сменные шкивы, обеспечивающие возможность изменения величины n от 26 до 37 рад/с (при основном шкиве, рассчитанном на 32 рад/с).

Фильтрующий ротор 4 центрифуги размещен на большом фланце конусообразной опоры 6, малый фланец которой соединен с фланцем 14 главного амортизатора. На этой опоре закреплен также питающий конус 5. В его широкой части имеются окна для прохода исходного продукта на внутреннюю поверхность ротора.

Вибропривод 8 состоит из эксцентрикового вала, шатуна и амортизаторов (по типу центрифуги ЦВП).

Важнейшие технологические параметры работы фильтрующих центрифуг таковы: влажность осадка, унос (потери твердой фазы с фугатом), измельчение угля и снижение его зольности.

В данных машинах наибольшее влияние на конечную влажность обезвоженного продукта w_p (%) оказывает его гранулометрический состав. Поэтому характерной обусловленностью для всех случаев центрифугирования мелкого угля является линейная зависимость между содержанием классов 0,5—0 мм в питании γ (%), отличающихся наибольшей удельной поверхностью, и влажностью осадка:

$$w_p = 7,5 + 0,1 \gamma \text{ — для центрифуги НВШ-100;}$$

$$w_p = 7,98 + 0,275 \gamma \text{ — для вибрационных центрифуг.}$$

Эффективность обезвоживания заключается также в следующем. Если показатель w_p определяется прежде всего гранулометрическим составом питания, то унос твердой фазы с отделяемой жидкостью зависит главным образом от размера отверстий в ситах, характера движения материала по ним (толщины слоя осадка, наличия вибраций и др.), величины центробежной силы, объема фугата, то есть начальной влажности питания и значения γ .

Изменение влажности питания от 12 до 30% не оказывает существенного влияния на показатель w_p и унос угля с осадком. Повышение же ее до 40—50% резко увеличивает этот унос, что может привести к стабилизации показателя w_p независимо от гранулометрического состава питания.

Иногда для снижения влажности осадка добавляют свежую воду в питание или же (если позволяет конструкция машины) подают ее в ротор на обезвоживаемый продукт. В данном случае, как правило, уменьшается влажность осадка, но увеличивается унос угля с фугатом.

Одно из основных требований к центрифугам — минимальное измельчение исходных материалов, которому подвергаются в разной степени практически все классы угля крупнее 2 мм. Наибольшее такое измельчение характерно для инерционных машин, меньшее — шнековых и наименьшее — для вибрационных. В последних происходит наиболее полное извлечение в обезвоженный продукт самых тонких частиц шлама.

Часто наблюдается заметное снижение зольности угля: центрифуга не является обогащательным аппаратом, и это снижение обуславливается главным образом свойствами перерабатываемого материала, а не механическими воздействиями машины. Оно зависит от зольности самых тонких классов в питании, степени измельчения и связанного с ним уноса зольных угольных частиц, а также от режима работы центрифуги и ее конструкции.

Кроме того, чем более влажное питание поступает в машину, тем большего снижения зольности обезвоженного продукта можно ожидать, поскольку при этом абсолютный унос глинистых частиц, взвешенных в жидкой фазе, возрастает.

§ 4. Осадительные шнековые центрифуги

Данные машины нашли применение при обезвоживании пульпы, выдаваемой из гидрошахт, а также на углеобогащательных фабриках для удаления воды из различных шламов, в том числе продуктов флотации.

Центрифуга, схема работы которой показана на рис. 199, представляет собой конический ротор 1, вращающийся внутри кожуха с определенной частотой (75—95 рад/с). На торцевой стенке ротора со стороны его большего диаметра имеются симметрично расположенные круглые окна 3 для слива фугата. Внутри ротора находится шнек 2, вращающийся с несколько меньшей частотой (73—93 рад/с).

Исходный материал (пульпа) подается по неподвижной трубе 4 внутрь шнека, затем через его окна 5 попадает в ротор и заполняет расширенную часть. Благодаря сливу избытка осветленной воды через окна 3 уровень пульпы здесь при непрерывной ее подаче всегда постоянный. Он определяется расстоянием от внутренней поверхности ротора до кромок окон 3.

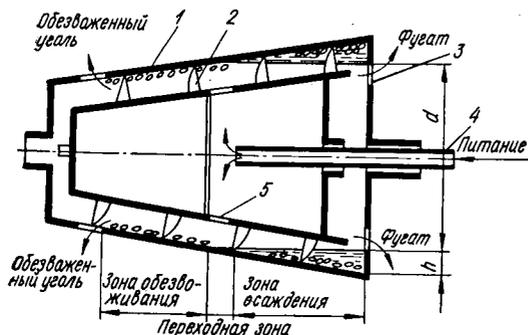


Рис. 199. Принципиальная схема работы осадительной шнековой центрифуги.

Это — высота сливных порогов h , которую можно регулировать. Расстояние между противоположными кромками указанных окон равно диаметру образующегося во вращающемся роторе так называемого сливного цилиндра d .

По мере продвижения пульпы к окнам 3 под действием центробежных сил происходит быстрое осаждение твердых частиц на внутренние стенки ротора, откуда они транспортируются шнеком в узкую часть конуса и через имеющиеся здесь окна выгружаются в приемный карман корпуса центрифуги. Фугат, в свою очередь, поступает в другой такой карман.

Расстояние от кромок окон 3 до пересечения поверхности сливного цилиндра со стенками ротора называется зоной осаждения. За этой зоной имеется еще одна — короткая переходная, где промежутки между частицами заполнены жидкостью, фильтрующейся в сторону сливных окон. Далее следует зона обезвоживания — участок ротора от переходной зоны до кромок разгрузочных окон.

На каждую частицу, находящуюся во вращающемся кольцевом слое пульпы в роторе, действуют центробежная сила и сила сопротивления среды движущейся частице (силами тяжести можно пренебречь).

Отстойное центрифугирование целесообразнее применять для обезвоживания тонких шламов, поскольку на скорость движения мелких зерен (в сравнении с крупными) центробежное поле сил оказывает большое влияние.

В настоящее время промышленностью выпускаются осадительные центрифуги НОГШ-1350, НОГШ-1120Ф, НОГШ-1120С и др. Широкое распространение получили две первые из них (прил. 46).

Центрифуга НОГШ-1350 предназначена для выделения из угольных пульп угля крупностью 0—1, 0—3, 0—6, 0—13 мм и его обезвоживания с одновременным осветлением фугата. Не рекомендуется применение этой машины для обработки антрацитов, сланцев, а также отходов флотации и шламов с содержанием высокозольных илистых частиц более 50%.

Центрифуга НОГШ-1120С используется при удалении воды из сланцевого шлама на соответствующих обогатительных фабриках.

Центрифуга НОГШ-1120Ф (рис. 200) служит для глубокого обезвоживания мелкого угля и труднофильтруемого флотоконцентрата с одновременным осветлением оборотной воды на ОФ и поверхностных комплексах гидрошахт. Машина состоит из осадительного ротора 5, расположенного горизонтально на двух коренных подшипниках 1 и 12, закрепленных на станине 16. Внутри ротора 5 установлен шнек 6. На одном валу с ним находится второй ротор 9 — фильтрующий.

Вокруг ротора 5 и 9 размещены соответственно камеры фугата и обезвоженного осадка — 4 и 8. Первый из названных роторов получает вращательное движение от электродвигателя через клиноременную передачу 19, а шнек — через редуктор 2, соединенный с этим ротором. Вращаются они в одну и ту же сторону, но скорость шнека на 2,6% меньше.

Исходное питание (пульпа) подводится к трехходовому крану 14 и по пульповоду 13 подается во внутреннюю полость шнека, затем через

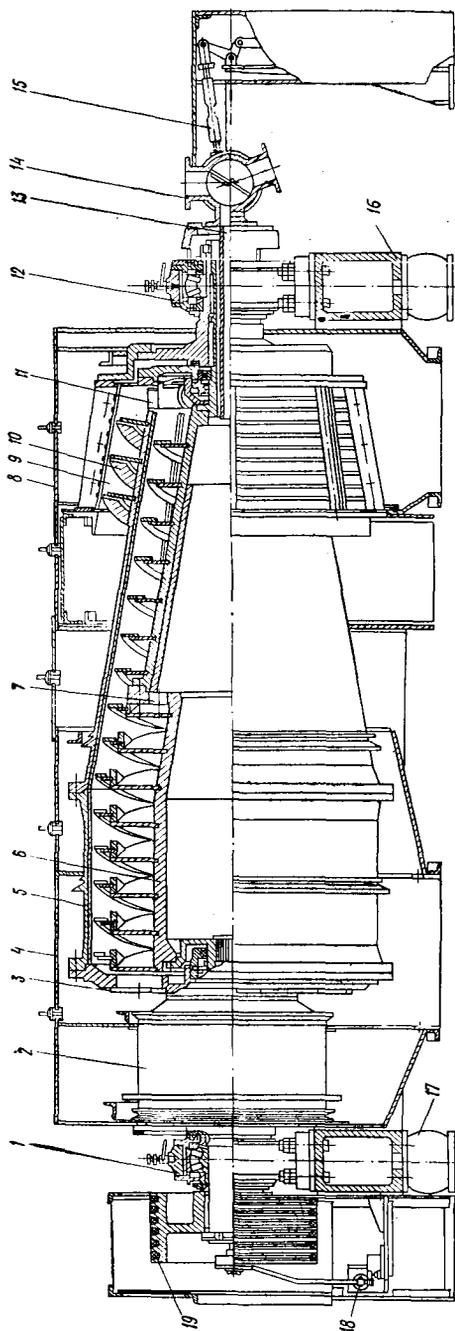


Рис. 200. Центрифуга НОГШ-1120Ф.

разгрузочные окна 7 центробежной силой выбрасывается в пространство между шнеком и ротором. Заполнение пульпы свободного объема продолжается до тех пор, пока уровень воды не достигнет сливных кромок порогов 3, после чего начинается перелив осветленной жидкости в камеру фугата.

Осевшая твердая фаза транспортируется шнеком по внутренней полости ротора 5 к разгрузочным окнам 11 и под действием центробежной силы выбрасывается в ротор 9, где дополнительно обезвоживается. Затем материал скребками 10 подается к разгрузочной кромке фильтрующего ротора и поступает в бункер, находящийся под машиной.

Для предохранения редуктора центрифуги от перегрузок предусмотрен авторегулятор питания 15 с датчиком 18. Уменьшению динамических нагрузок на фундамент способствуют виброизоляторы 17.

Электрическая схема машины включает аппаратуру местного и дистанционного управления двигателями центрифуги и маслонасоса, предупредительную сигнализацию, защиту от перегрузок и коротких замыканий.

Конечная влажность обезвоженного материала (w) зависит от его гранулометрического состава. Для угля крупностью 0—13 мм указанная величина составляет 10—13%, флотационного концентрата — 20—25%, хвостов — 22—30%, шлама — 17—22%.

Существенный недостаток осадительных центрифуг, сни-

жающий эффект их применения, — неизбежное попадание в слив частичек размером более граничного. В обычных производственных условиях — это шлам крупностью менее 50—60 мкм. Достоинством машин является то, что они могут быть использованы для одновременного осветления моечных вод и обезвоживания выпадающего осадка.

§ 5. Аппараты для сгущения пульпы

Пульпа* образуется при гидравлической транспортировке, а также мокрых способах измельчения и обогащения полезного ископаемого.

По сравнению с исходным сырьем сгущенный продукт имеет большую концентрацию твердой фазы, а слив (осветленная вода) — меньшую.

Основные величины, характеризующие пульпу, рассчитываются по следующим формулам.

1. Объем твердой фазы ($V_{т}$) и воды $V_{ж}$ в 1 л смеси (см^3)

$$V_{т} = \frac{T}{\delta}, \quad V_{ж} = \frac{1000\delta - T}{\delta}, \quad (195)$$

где T — масса твердого в 1 л пульпы;

δ — плотность твердого, $\text{г}/\text{см}^3$.

2. Отношение R (по массе)

$$Ж : T = R = \frac{1000\delta - T}{\delta T}. \quad (196)$$

3. Масса твердого в 1 л смеси (г)

$$T = \frac{1000\delta}{R\delta + 1}. \quad (197)$$

4. Плотность пульпы ($\text{г}/\text{см}^3$)

$$\Delta = 1 + \frac{(\delta - 1) T}{1000\delta}. \quad (198)$$

5. Концентрация твердой фазы по массе (%)

$$P' = \frac{T}{1000\Delta} 100 = \frac{100R}{1 + R}. \quad (199)$$

Для сгущения пульпы и осветления шламовых вод служат отстойники, сгустительные воронки, радиальные сгустители, гидроциклоны, сгустители-фильтры, шламонакопители и др.

Отстойники-гидроклассификаторы (рис. 201), применяющиеся в качестве первой стадии сгущения шламовых вод и для улавливания крупнозернистых частиц, состоят из железобетонных ячеек (с пирамидальной нижней частью), оборудованных выпускными кранами.

Поток пульпы движется по криволинейной траектории к сливному порогу. Крупнозернистые частицы шлама постепенно оседают на дно отстойника, откуда непрерывно выгружаются в виде сгущенного про-

* Смесь воды и измельченного материала.

дукта для дальнейшей переработки. Осветленная вода (слив) поступает в сборник и направляется самотеком или с помощью насосов на вторую стадию сгущения (обычно в цилиндрические резервуары).

Плотность сгущенного продукта колеблется в пределах 300—600 кг/м³ и зависит от гранулометрического состава твердой фазы, ее концентрации в исходной пульпе и скорости движения этой смеси. В среднем нагрузка на 1 м² площади отстойника составляет 0,8—1,1 м³/с шламовой воды, плотность которой может изменяться от 200 до 400 кг/м³.

При расчете отстойника исходят из представления, что он работает как классификатор, где разделение материалов по крупности осуществляется в соответствии со скоростями падения частичек в восходящем потоке воды.

Сгустительная воронка, служащая для дополнительного сгущения шлама или в качестве питающей емкости перед различными обогащательными аппаратами, представляет собой конический резервуар 1, вокруг которого расположен кольцевой желоб 2.

Пульпа подается в центральную часть воронки 3, откуда расходится к периферии и сливается в указанный желоб. Твердые частицы осаждаются, затем разрушаются через выпускное отверстие конической части воронки посредством крана или специального вентиля, регулирующего размер этого отверстия, а значит, и плотность сгущенного продукта. При этом используется плунжерный насос 6, подающий глицириновую смесь в пространство между стенками корпуса вентиля 4 и резиновой втулкой 5. Поверхность осаждения составляет 7—15 м².

Цилиндрический (радиальный) сгуститель, по принципу действия аналогичный вышеописанному устройству, — это большой открытый железобетонный или металлический чан цилиндрической формы с наклон-

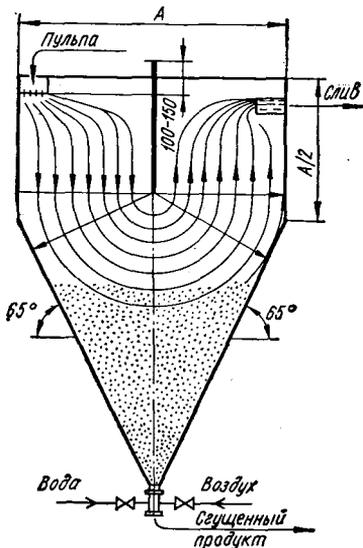


Рис. 201. Схема отстойника-гидроклассификатора.

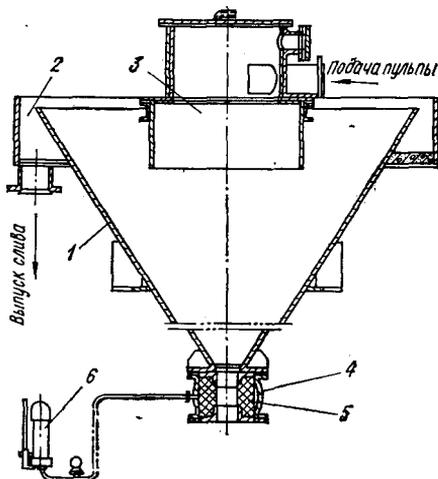


Рис. 202. Сгустительная воронка.

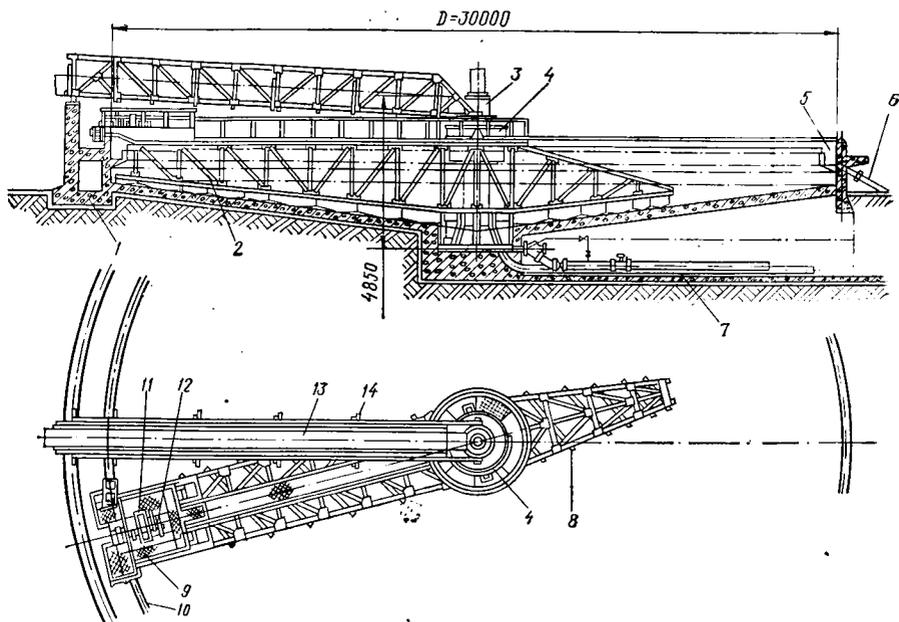


Рис. 203. Цилиндрический сгуститель с периферическим приводом.

ным от периферии к центру днищем ($6-12^\circ$). Посредине сгустителя на уровне поверхности осаждения установлена труба-питатель для приема пульпы (суспензии), снабженная поперечной решеткой, задерживающей случайные крупные предметы, и дефлектором для распределения потока суспензии.

По днущу чана движется рама со скребками для перемещения осевшего продукта к центру, разгрузочную воронку. Частота вращения этой рамы зависит от диаметра сгустителя и может составлять от $21 \cdot 10^{-3}$ до $3,5 \cdot 10^{-3}$ рад/с.

Существуют следующие типы цилиндрических сгустителей (прил. 47): одно- и двухъярусные с центральным приводом гребковой рамы и одноярусные с периферическим таким приводом. Диаметр чанов соответственно составляют 9—18, 12—15 и 18—200 м.

Сгуститель с периферическим приводом (рис. 203) состоит из железобетонного круглого резервуара 1 с центральной колонной 3, двух металлических ферм — подвижной 2 и неподвижной 14, опорной головки 4 и рельса 10, размещенного по периметру указанного резервуара. Один конец фермы 2 опирается на вращающуюся часть головки 4, а другой — ходовым колесом на рельс 10. На ферме 14 уложен желоб 13, по которому исходная пульпа поступает в резервуар через окна головки 4. К нижнему поясу подвижной фермы прикреплены наклонные скребки 8. На ней же смонтирована рама 9 с механизмом привода, состоящего из электродвигателя 12, редуктора 11 и устройства для передачи вращательного движения ходовому колесу, перемещающемуся по рельсу 10.

На головке 4 смонтировано токоснимающее устройство, от которого по верхнему поясу фермы 2 к двигателю 12 проложен силовой кабель. Ферма 14 одним концом свободно опирается на верхнюю часть головки 4, а другим — жестко укрепляется на железобетонной конструкции резервуара 1.

При перегрузке сгустителя и уменьшении скорости подвижной фермы подается сигнал индукционным реле, контакты которого могут быть также использованы для включения аварийного насоса с целью убыстрения разгрузки сгущенного шлама, удаляющегося через центральное отверстие и по трубам 7, расположенным под резервуаром. Осветленная вода непрерывно сливается в кольцевой желоб 5 и далее в трубопровод 6.

Расчет цилиндрических сгустителей сводится к определению необходимой площади осаждения согласно заданной производительности. При концентрировании твердой фазы разжиженных рудных пульп, характеризующихся отсутствием резкой линии раздела между слоями осветленной воды и сгущенного продукта, данный расчет выполняется так же, как и для классифицирующих аппаратов:

$$F = \frac{R_1 - R_2}{0,0864vK'}, \quad (200)$$

где F — необходимая поверхность осаждения на 1 т суточной производительности сгустителя, m^2 ;

R_1 и R_2 — весовые отношения Ж : Т в исходной пульпе и сгущенном продукте;

v — скорость падения в воде наиболее крупных твердых (до 4—5 мкм) частиц, уходящих в слив, м/с (по формуле Стокса или экспериментальным данным);

K' — коэффициент, учитывающий отношение эффективно используемой поверхности осаждения к общей его площади (принимается в пределах 0,7—0,8).

При сгущении плотных скоагулированных рудных пульп, дающих резкую границу между слоем осветленной воды и осаждающимся продуктом,

$$q' = \frac{0,0864v_R K'}{R_1 - R_2}, \quad (201)$$

где q' — расчетная удельная нагрузка на единицу поверхности осаждения, $t/(m^2 \cdot \text{сут})$;

v_R — скорость осаждения слоя пульпы при отношении Ж : Т = R (здесь R — переменное отношение, изменяющееся от R_1 до R_2).

Скорость v_R при различных значениях R определяют экспериментальным путем. За расчетную величину принимают минимальный показатель q' .

В случае отсутствия экспериментальных данных вычисления осуществляют по удельным нагрузкам, полученным в производственных условиях при обработке аналогичной пульпы. Для угольных шламов учитывается разжиженность исходной и сгущенной смеси, а также осветленной воды и, кроме того, граничный размер зерна.

Необходимая площадь осветления определяется по величине q' , обусловленной содержанием твердой фазы в сливе и сгущенном продукте (рис. 204). Максимальной такой величиной при концентрациях твердого в указанном продукте 300—350 кг/м³ считается 1,2—1,5 м³/(м² · ч), а с использованием полиакриламида она может быть в 2—2,5 раза больше.

При сгущении хвостов угольной флотации удельная нагрузка не должна превышать 0,25—0,3 м³/(м² · ч). В этом случае достигается чистый слив (без коагуляции). При более высоких значениях q' он будет загрязнен тонкими глинистыми частицами и непригоден для использования на фабрике. При употреблении же полиакриламида удельная нагрузка здесь может быть равной 1,0—1,2 м³/(м² · ч).

Сгуститель с осадкоуплотнителем (рис. 205) предназначен для улавливания главным образом хвостов флотации угольных шламов и их концентрирования с высокой степенью уплотнения. Большая часть потока движется в цилиндрической части сгустителя (зона I осветления воды) к периферическому сливу, а меньшая задерживается в зоне II коллективного осаждения флокул (агрегатов). Сжатие их вследствие давления, создаваемого осевшей твердой фазой, происходит в зоне III, образуемой конической частью сгустителя, называемой осадкоуплотнителем.

Удельные нагрузки в рассматриваемом случае составляют 2,5—5,0 м³/(м² · ч) при содержании твердого в сгущенном продукте от 800 до 400 кг/м³ и сливе — менее 1 кг/м³. Такие результаты могут быть получены при следующем расходе полиакриламида: гидролизованного — 12—25 г/т, а негидролизованного — 30—60 г/т.

Уплотнение осадков хвостов флотации до содержания более 500 кг/м³ твердого позволяет

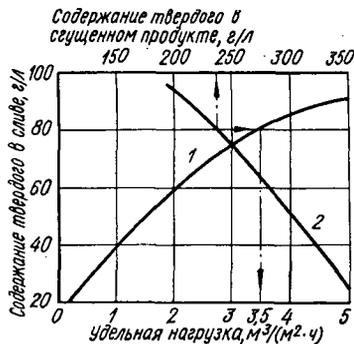


Рис. 204. Влияние удельной нагрузки на содержание твердого в сливе (1) и сгущенном продукте (2) при осветлении оборотной воды в радиальном сгустителе.

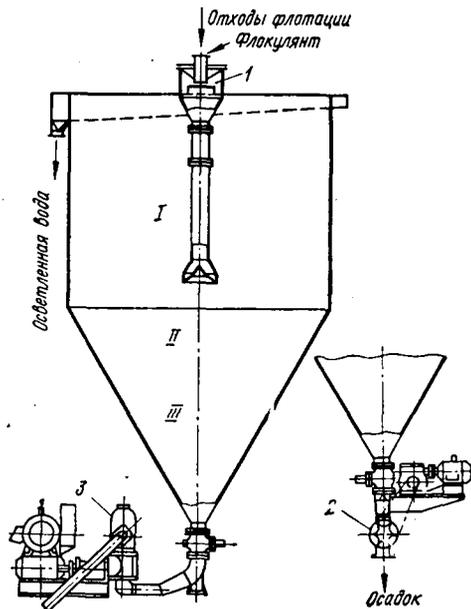


Рис. 205. Цилиндрический сгуститель с осадкоуплотнителем:

1 — загрузочное устройство; 2 — роторный разгрузчик; 3 — диафрагмовый насос.

смешивать их с дробленой мелкой породой и получать транспортабельную смесь, направляемую в отвалы.

В последние годы для сгущения шламов находят все большее применение гидроциклоны (их устройство, принцип действия и методы расчета изложены выше). Следует отметить, что основным назначением этих аппаратов при выполнении большинства технологических операций обогащения полезных ископаемых является классификация продуктов по крупности, особенно в рудной практике.

Для сгущения пульпы используются те же типы гидроциклонов, что и для классификации. Воздушный столб, возникающий вокруг оси установки, достигает нижнего шламового насадка, и находящийся здесь продукт при истечении приобретает зонтообразную форму. При малом диаметре насадка внизу конуса появляется слой материала высокой плотности, и воздушный столб не достигает этого насадка. Аппарат работает в режиме сгущения, и песковой продукт вытекает в виде густых витков.

Перспективными считаются гидроциклоны больших диаметров (0,6—1,5 м), устанавливаемые вертикально (под некоторым углом к горизонту) и горизонтально. Такие аппараты по сравнению с батарейными имеют ряд преимуществ: меньше занимаемая площадь, выше износостойкость, более низкие эксплуатационные затраты.

Интенсификация процессов сгущения и осаждения шламов производится добавкой в пульпу реагентов — коагулянтов и флокулянтов, под действием которых частицы слипаются в агрегаты, скорость осаждения которых увеличивается в сопоставлении с единичными мелкими классами.

Процессы коагуляции (электролитной) и флокуляции по внешним признакам часто сходны, однако они отличаются друг от друга как по своему механизму, так и достигаемым показателям.

Коагуляция сводится к понижению электрокинетического потенциала частиц (зерен) до некоторой максимальной величины. Гидратная оболочка, связанная с двойным слоем ионов на поверхности этих частиц, уменьшается, в результате чего происходит их сцепление, и они остаются гидрофильными, поскольку указанный слой, обладающий сильным зарядом, хотя и становится предельно тонким, но все же сохраняется.

Применение в качестве коагулянтов веществ, распадающихся в воде на ионы (известь, едкий натрий, хлорное железо, квасцы и др.), ограничивается их дороговизной и малой эффективностью.

Используемые при флокуляции реагенты гидрофобизируют полностью или (в большинстве случаев) отдельные участки поверхности зерен вследствие адсорбционного (или химического) покрытия этих участков наружной оболочкой из углеводородных радикалов. Данный процесс связан со скачкообразным вытеснением прослойки воды с поверхности частиц, и такая гидрофобизация сопровождается возникновением крупных агрегатов.

Кроме того, существуют явления, характеризующиеся местной коагуляцией длинных цепей высокомолекулярных флокулянтов, адсорбированных на противоположащих участках двух или более частиц.

Такой процесс иногда называют мостиковой флокуляцией. Длина молекул реагентов должна превышать здесь суммарную толщину гидратных слоев, препятствующих сближению твердых частиц. Необходимо, чтобы эти молекулы содержали группы, способные адсорбироваться на поверхности зерен (гидро- и карбоксилы, аминогруппы и пр.), которые, соединяясь между собой, связывали бы минеральные частицы. Полимерная цепь вместе с одной такой частицей может «примкнуть» другими своими адсорбционно-активными группами к иным зернам, поскольку подобные цепи характеризуются многими степенями свободы. Следовательно, между частицами твердой фазы возникает «мост».

Образующиеся в результате коагуляции агрегаты остаются гидрофильными. Флокулы, связанные мостиками полимеров, сохраняют между отдельными зёрнами значительные водные прослойки. Эти агрегаты после обезвоживания на фильтре обладают большей остаточной влажностью, чем нефлокулированные частицы.

Наружная обкладка поверхности твердых зерен, входящих в образовавшиеся флокулы, отличается слабой молекулярной связью с окружающей водной средой. После обезвоживания они сохраняют меньше остаточной влаги, чем осадок из исходных частиц, к которым не был добавлен реагент.

Наиболее известными флокулянтами являются синтетические высокомолекулярные вещества: полиакриламид, гипан, сепаран, седи-пур, аэро- и полифлоки, эафон, флокалы, акринакс, седомакс и др. В СССР для флокуляции шламов применяют полиакриламид (ПАА).

§ 6. Машины и аппараты для фильтрования

Фильтрование — разделение пульпы посредством пористой перегородки на жидкую и твердую фазы. Первая из них за счет разности давлений по обе стороны этой перегородки проходит сквозь ее отверстия, а вторая задерживается в виде плотного осадка — слоев твердых частиц, которые (по мере образования) сами служат фильтрующей средой. После они выводятся из суспензии, просушиваются струей воздуха и удаляются.

В качестве фильтрующих перегородок используются различные сорта тканей, главным образом синтетические, малоподающиеся агрессивному воздействию среды (капрон и др.), а также металлические сетки из нержавеющей стали, латуни.

Необходимым условием для протекания процесса является наличие разности давлений по обеим сторонам фильтрующей поверхности. Эта разность должна быть больше потерь давления при прохождении жидкости через образовавшиеся слои твердых частиц и пористую перегородку.

Сопrotивление осадка определяется его физическими свойствами и структурой, характеризующейся распределением в слоях пор, их размерами, формой и взаимосвязью между собой. Сопrotивление ткани также выражается заметными величинами, поскольку ее отверстия по ходу процесса забиваются мельчайшими зёрнами. Если, к примеру, сопrotивления новой ткани и осадка толщиной 1—2 мм эквивалентны,

то для засоренной фильтрующей поверхности данный показатель может увеличиться в 10—15 раз.

При разделении продуктов обогащения, отличающихся неоднородным составом по крупности, наблюдается повышение сопротивления внутренних слоев осадка вследствие проникновения более мелких частиц в поры между крупными при движении жидкости в сторону фильтрующей основы. Степень уплотнения осадка также возрастает по направлению к перегородке.

В основу теории фильтрации положен закон Дарси, определяющий расход жидкости V (м³/с) через песчаный грунт по формуле

$$V = KF \frac{\Delta P}{h}, \quad (202)$$

где K , F — коэффициент и площадь фильтрации, м/с и м²;

$\frac{\Delta P}{h}$ — потеря напора (ΔP) на единицу высоты слоя материала, м (гидравлический уклон i — безразмерен).

Коэффициент K характеризует фильтрационные и физические свойства соответственно пористой среды и применяемой жидкости. Он равен объему воды, проходящей через площадь $F = 1$ м² в единицу времени при $i = 1$ [м³/(с · м²)].

В указанной среде жидкость движется с весьма малыми скоростями по каналам и порам малых сечений. Это позволяет уподобить фильтрацию ламинарному режиму движения в тонких капиллярных трубках неправильной формы.

Скорость фильтрации w (м/с) вычисляется по формуле Гагена — Пуазейля:

$$w = \frac{\Delta P d^3}{320 \mu l}, \quad (203)$$

где ΔP — потеря напора, Па;

d — диаметр капилляра, м;

μ — вязкость жидкости, (Н · с)/м²;

l — длина капилляра, м.

За время t показатель $V = Fwt$. Поскольку параметр w — величина переменная, то, приняв площадь F , убывающую скорость фильтрации можно записать в следующем дифференциальном виде:

$$w = \frac{1}{F} \frac{dV}{dt} = \frac{\Delta P d^3}{320 \mu l} = \frac{\Delta P}{320 \mu l / d^3} = \frac{\Delta P}{\mu R}, \quad (204)$$

где R — сопротивление осадка и фильтрующей поверхности, равное $320l/d^3$.

Таким образом, скорость w прямо пропорциональна перепаду давлений и обратно пропорциональна суммарному сопротивлению осадка и фильтрующей перегородки.

Подсчитать величину R по его значению $320l/d^3$ невозможно вследствие трудности определения длины капилляров l и их диаметра d . Параметр R устанавливается опытным путем.

Сопротивление слоев твердых частиц можно выразить через удельные сопротивления единиц: объема осадка и площади фильтрующей

поверхности (ткани). Тогда

$$R = r_o h + r_T, \quad (205)$$

где r_o — удельное сопротивление осадка;

h — высота (толщина) его слоя;

r_T — сопротивление единицы площади ткани.

Подставляем значение R в формулу (204) и получаем выражение, определяющее скорость w при фильтровании пульпы (суспензий):

$$\frac{dw}{dt} = \frac{\Delta PF}{\mu (r_o h + r_T)}. \quad (206)$$

Если величины w , μ , h и F будут равны единице, то $\Delta P = r_o + r_T$. Следовательно, показатель r_o — это потеря напора (Па) при прохождении жидкости вязкостью $1 \text{ (Н} \cdot \text{с)/м}^2$ через слой осадка 1 м при скорости фильтрации $1 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$. И удельное сопротивление ткани представляет собой такую же потерю при движении той же жидкости через пористую перегородку площадью 1 м^2 .

В процессе фильтрации толщина осадка растет, и если считать, что пористость каждого его слоя — величина постоянная, а на каждую единицу объема жидкости будут откладываться одинаковые объемы осадка, то

$$h = CV/F, \quad (207)$$

где C — объем осадка, приходящегося на единицу объема фильтрата.

Подставив значение h в формулу (206), получим

$$\frac{dV}{dt} = \frac{\Delta PF}{\mu (r_o CV + r_T F)}. \quad (208)$$

Интегрируя данное выражение при постоянном значении ΔP , имеем

$$t = \frac{\mu r_o CV^2}{2\Delta PF^2} + \frac{\mu r_T V}{\Delta PF}, \quad (209)$$

$$\frac{t}{V} = \frac{\mu r_o CV}{2\Delta PF^2} + \frac{\mu r_T}{\Delta PF}. \quad (210)$$

Из последнего уравнения следует, что функция $t/V = f(V)$ представляет собой линейную зависимость $y = ax + b$.

Величины (коэффициенты) a и b , необходимые для расчета констант фильтрации (удельных сопротивлений осадка и ткани), определяются с помощью специальных опытов в лабораторных условиях.

Приведенные выше уравнения устанавливают прямую пропорциональную зависимость между скоростью и давлением фильтрования. Этому условию отвечают несжимаемые или малосжимаемые осадки, пористость которых с повышением или понижением напора изменяется незначительно.

Сжимаемые осадки характеризуются уменьшением пористости при увеличении давления и соответственным возрастанием сопротивления фильтрации. Для них существует следующая зависимость:

$$r_o = r \Delta P^n, \quad (211)$$

где r — удельное сопротивление осадка при давлении 1 Па ;

n — коэффициент, постоянный для данного типа осадка.

Фильтрация осуществляется под вакуумом или при избыточном давлении. В обоих случаях при расчетах можно пользоваться уравнениями для сжимаемых осадков.

На вакуум-фильтрах непрерывного действия процесс протекает в две стадии: собственно фильтрация — накопление осадка и просушка его — удаление влаги просасыванием воздуха через образовавшиеся слои твердых частиц.

Расчет констант фильтрации, удельного сопротивления осадка и ткани производится в лабораторных условиях при заданном постоянном давлении. Исследования осуществляются на специальных установках. При этом:

- 1) определяют объемы фильтрата за принятые промежутки времени;
- 2) строят график $t/V = f(V)$;
- 3) вычисляют тангенс угла наклона получившейся прямой и по его значению находят удельное сопротивление осадка:

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{\mu r_0 C}{\Delta P F^2} = a. \quad (212)$$

Установив величину отрезка от начала координат до пересечения прямой с осью ординат, подсчитывают удельное сопротивление ткани:

$$b = \frac{\mu r_T}{\Delta P F}. \quad (213)$$

Зная параметры a и b , по формуле (210) вычисляют скорость фильтрации.

Для определения зависимости показателей r_0 и r_T от давления проводят серию опытов при различных условиях и получают ряд прямых, по которым устанавливают соответствующие удельные сопротивления. Затем строят график искомой зависимости.

Аппараты для фильтрации шламов в зависимости от способа осуществления перепада давления классифицируются как вакуум-фильтры и фильтр-прессы. Первые действуют под вакуумом, вторые — под напором. Аппараты могут работать периодически или (преимущественно) непрерывно. В последнем случае они подразделяются на дисковые и барабанные (соответственно с боковой и наружной фильтрующей поверхностью), а также на планфильтры и ленточные фильтры.

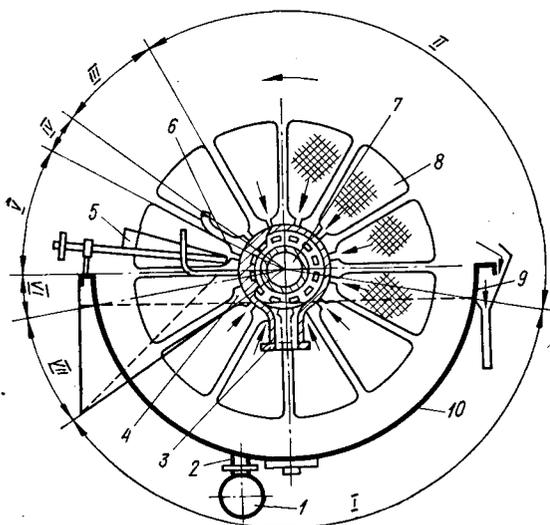


Рис. 206. Схема работы дискового вакуум-фильтра.

В дисковом вакуум-фильтре (рис. 206 и прил. 48) исходная пульпа поступает по трубе 1 через патрубки 2 в рабочую ванну 10 и заполняет ее до уровня переливного окна 9. В центре ванны медленно (0,01—0,125 рад/с) вращается полый вал 7 с укрепленными на нем дисками 8, состоящими из отдельных пустотелых плоских секторов, обтянутых фильтрующей тканью.

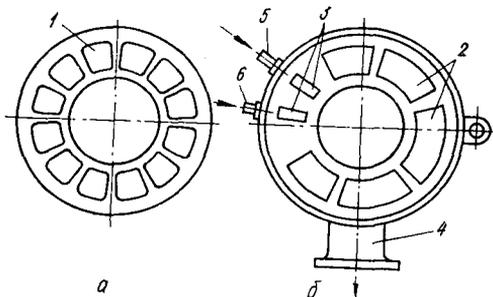


Рис. 207. Полый вал и распределительная головка вакуум-фильтра.

Внутренняя поверхность указанных секторов сообщается патрубками с продольными каналами, имеющими выход на торцах полого вала. К этим каналам тесно примыкают через сменные шайбы неподвижные распределительные головки (рис. 207). В каждой из них есть отверстия 3 и 2 соответственно для вакуума и подвода сжатого воздуха.

Нижний патрубок 4 соединяет распределительную головку с вакуум-насосом посредством трубопровода. Патрубки 5 и 6 служат для подачи в нее сжатого воздуха.

Распределительные головки выполняют следующие функции. Когда нижние секторы погружены в пульпу, их продольные каналы сообщены через эти головки с линией вакуума. Вода просасывается сквозь фильтрующую поверхность, проходит через пустотелые секторы, каналы полого вала и через патрубок 4 направляется в приемник фильтра.

На пористой перегородке образуется осадок, нарастающий по мере продвижения секторов в пульпе. Зона фильтрации I (см. рис. 206) продолжается до выхода их выше уровня суспензии. Затем наступает период просушки (зона II), когда сектор остается сообщенным с вакуумом, а просачивающийся через поры воздух уплотняет и дополнительно обезвоживает осадок.

Следующий период (III) — так называемая мертвая зона, являющаяся переходной между вторым и четвертым периодами. При прохождении секторов через зону давления (IV) соответствующие им продольные каналы сообщаются с отверстиями распределительной головки, куда поступает сжатый воздух. При этом происходит отдувка слоя твердых частиц с фильтрующей ткани.

Далее следует зона V, где оставшийся осадок снимается неподвижными двухсторонними ножами 5. В течение четвертого периода продолжается продувка и очистка перегородки. После «мертвой» зоны цикл повторяется.

На рис. 208 показан аппарат ДУ250-3,75 «Сибирь» с фильтрующей поверхностью 250 м² и дисками диаметром 3,75 м. Он имеет двухстороннее расположение распределительных головок.

Вакуум-фильтры ДУ250-3,75 и Д140-4,5У снабжены редуктором, обеспечивающим мгновенную отдувку кека, то есть когда сжатый воздух подается в канал полого вала при полном совмещении отверстия

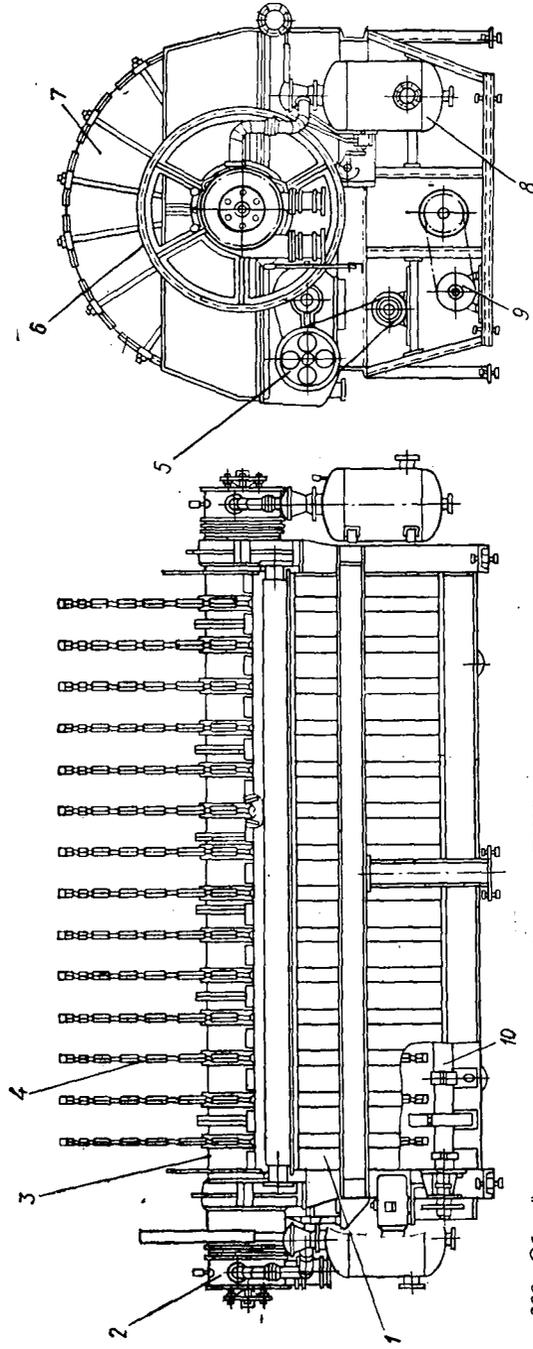


Рис. 208. Общий вид дискового вакуум-фильтра ДУ250—3,75 «Сибирь»:

1 — ванна; 2 — распределительная оловка; 3 — центральный вал; 4 — фильтровальный вал; 5 — фильтровальный диск; 6 — привод центрального вала; 7 — зубчатая шестерня; 8 — фильтровальный сектор; 9 — привод мешалки; 10 — мешалка.

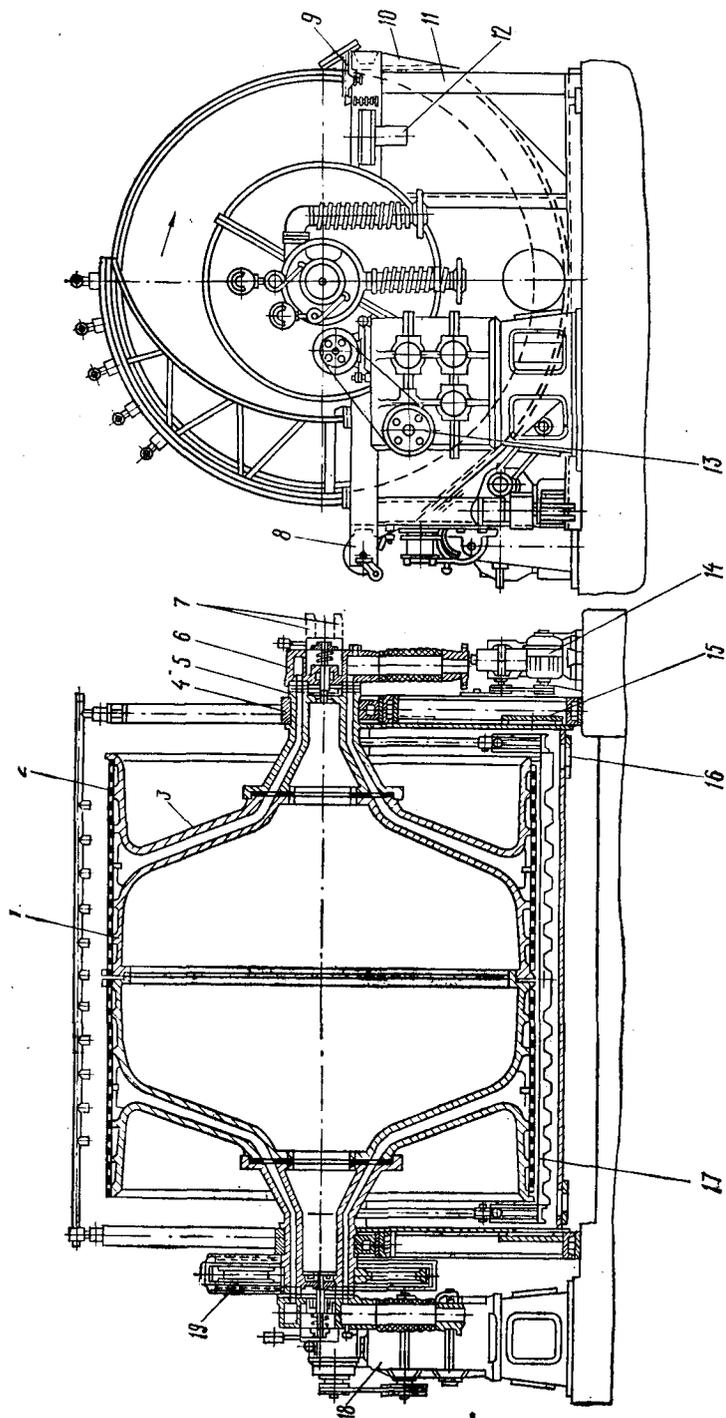


Рис. 209. Барабанный вакуум-фильтр (тип БУУ20—2,6):

1, 2 — фильтрующий барабан и его обечайка; 3 — воздуховод; 4 — подшипник; 5 — пустотелая цапфа; 6 — распределительная головка; 7 — патрубки подачи сжатого воздуха; 8 — натяжной ролик; 9 — съемные ножи; 10 — ванна; 11 — рама; 12 — переливное окно; 13 — кривая барабана; 14 — привод перемещающего устройства; 15 — стойка; 16 — люк; 17 — перемещающее устройство; 18 — редуктор; 19 — шестерня.

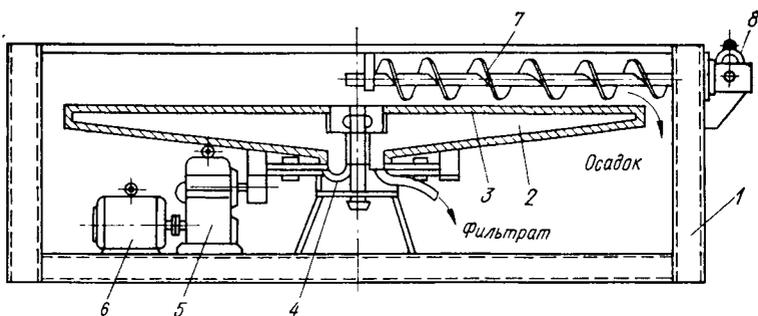


Рис. 210. Схема планфильтра:

1 — рама; 2 — вращающаяся тарель; 3 — перфорированный диск; 4 — распределительная головка; 5 — редуктор привода тарели; 6 — электродвигатель; 7 — шнек съема осадка; 8 — привод шнека.

распределительной головки и этого канала. В промежутках между поступлением воздуха давление в системе повышается, что существенно улучшает эффект отдувки.

Баранный вакуум-фильтр с внешней фильтрующей поверхностью* (рис. 209) состоит из вращающегося барабана, погруженного в ванну с пульпой и обшитого перфорированными стальными листами, которые присоединяются к нему винтами. Сверху на листы натягивается фильтровальная ткань, укрепляемая забивкой шнуров в продольные пазы барабана и навивкой проволоки.

Внутренняя поверхность барабана, вращающегося на полых чугунных цапфах в подшипниках, разбита на 24 секции, сообщаемые посредством труб, отводящих фильтрат, с секциями указанных цапф. К торцам последних прижаты шайбами распределительные головки со сменными ячейками. При помощи этих шайб производится попеременное соединение отдельных секций барабана с определенными камерами названных головок (вакуум, давление).

Баранные вакуум-фильтры по сравнению с дисковыми (их принцип действия аналогичен) менее компактны и имеют значительно меньшую рабочую поверхность на единицу занимаемой площади.

Планфильтр (рис. 210) включает горизонтальную тарель, шариковый подшипник, зубчатую передачу, кожух, распределительную головку, устройство для разравнивания осадки, шнек для съема осевшего продукта и два привода.

Тарель, вращаясь на опорном шариковом подшипнике вокруг вертикальной оси, сверху покрыта стальным перфорированным диском, на который натягивается фильтровальная ткань. Вместо нее зачастую применяются металлические сетки или щелевидные сита.

Пространство между диском и дном тарели разделено на ряд секций, сообщаемых каналами с распределительной головкой. Последняя при вращении тарели попеременно соединяет ее секции с установками: вакуумной (отсос фильтрата) и с подающей сжатый воздух (просушива-

* Существуют конструкции и с внутренней такой поверхностью.

ние осадка, его отдувка и очистка ткани). Слои твердых частиц снимаются с диска шнеком.

Пульпа подается на фильтрующую поверхность сверху. Быстро образующийся здесь осадок проходит те же стадии, что и при использовании дисковых аппаратов. Цикл фильтрования совершается за один оборот тарели.

Ленточный вакуум-фильтр (рис. 211) состоит из бесконечной резиноканевой ленты с рифленой поверхностью и прорезями, приводного и натяжного барабанов, вакуум-камеры, ножевого и промывного устройств соответственно для съема осадка, а также регенерации ткани и привода.

Борта ленты скользят по двум направляющим планкам, а средняя ее часть прилегает к колосниковой решетке над вакуумной камерой, которая снизу через патрубки присоединена к коллектору для фильтрата (жидкости, воды). Пульпа поступает на ленту из питающего лотка, осадок снимается ножевым устройством на приводном барабане. Цикл фильтрования совершается за время прохождения ленты над вакуум-камерой.

Вакуумная фильтровальная установка обычно имеет схему компоновки аппаратуры, изображенную на рис. 212. Исходная пульпа поступает в мешалку 1 и далее по трубопроводу — в вакуум-фильтр 2. Вода отсасывается в ресивер 4, откуда выкачивается центробежным насосом 6. Нижняя точка ресивера должна быть выше оси указанного насоса не менее чем на 600 мм. Во избежание попадания жидкости в вакуум-насос 5 на высоте 10 м над сборником фильтрата 7 установлена ловушка 9, служащая для окончательной очистки воздуха от воды, задерживающейся в этой ловушке, а затем самотеком сливающейся в сборник 7 по трубе 8, нижний конец которой опущен ниже уровня находящегося здесь фильтрата.

Сжатый воздух для снятия осадка поступает от воздуходувки 3. При размещении ресивера и вакуум-фильтра выше сборника 7 на 10 м и более жидкость также сливается в него самотеком, но в данном случае центробежный насос и ловушка не нужны.

Технологические показатели вакуум-фильтров (производительность,

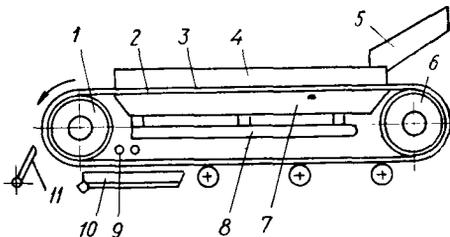


Рис. 211. Схема ленточного вакуум-фильтра:

1 — приводной барабан; 2 — резиноканевая лента с отверстиями; 3 — фильтрующая ткань; 4 — борт; 5 — питающий лоток; 6 — натяжной барабан; 7 — вакуум-камера; 8 — трубопровод фильтрата; 9 — брызгала для промывки ткани; 10 — поддон промывной воды; 11 — ножевое устройство для съема осадка.

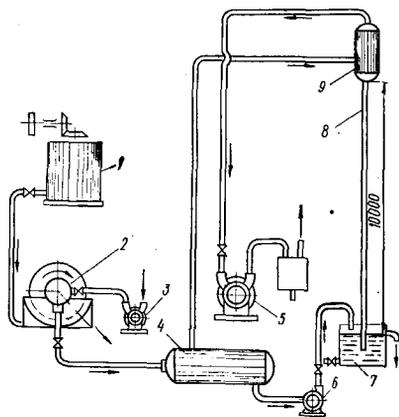


Рис. 212. Схема вакуумной фильтровальной установки.



Рис. 213. Зависимость влажности магнетитового концентрата от удельного расхода пара при фильтровании:

1, 2 — крупность концентрата 95 и 88% соответственно класса — 0,05 и — 0,05 мм

влажность осадка и чистота фильтрата) определяются режимом их работы, структурой применяемой ткани и свойствами пульпы (содержанием твердого в этой смеси, гранулометрическим его составом, температурой и т. д.).

Чем тоньше частицы в пульпе, тем выше должен быть вакуум, с увеличением которого (при прочих равных условиях) усиливается интенсивность отсоса воды, влажность осадка снижается, а производительность может возрасти. При фильтрации, например, магнетитового концентрата крупностью 94—96% класса — 0,074 мм предельно достижимым является содержание влаги в осадке 9,5—10%. Для угольного флотационного

концентрата оптимальный вакуум составляет 50—80 кПа, минимальная влажность осевшего продукта — 18—20%.

Более крупный и зернистый материал способствует образованию толстой корки менее влажного осадка. Наличие тонких классов увеличивает эту влажность и снижает производительность фильтра. Росту последней содействует повышение плотности исходной пульпы. Однако чрезмерное такое повышение затрудняет отсос жидкости из-за увеличенной толщины осадка. Он становится более влажным.

Оптимальной плотностью исходной пульпы для тонкоизмельченных (свыше 75% класса — 0,074 мм) магнетитовых концентратов считается содержанием в ней 1800—2000 кг/м³ твердого. Аналогичный показатель для угольных шламов крупностью менее 1 мм составляет 400—500 кг/м³.

Предварительный подогрев пульпы снижает ее вязкость, увеличивает скорость фильтрации и уменьшает влажность осадка. Так, при разделении угольной пульпы, нагретой от 20 до 40—50° С, влажность продукта убавляется на 2—3%, а производительность фильтра возрастает на 20%. В промышленных условиях для подогрева пульпы применяют пар, подаваемый в ванны вакуум-фильтров под давлением около 390 кПа при 140° С.

Но такая операция — дорогостоящая, требующая значительного расхода тепла. Более экономичным является способ сушки концентрата на дисках вакуум-фильтров. Сущность процесса заключается в том, что соприкосновение с холодным осадком используемого при этом перегретого пара сопровождается его конденсацией и выделением тепла, израсходованного на парообразование. Под действием вакуума конденсация происходит по всей толщине осадка, и он нагревается.

Опыт применения данного метода при фильтровании тонкоизмельченных магнетитовых концентратов показал высокую эффективность процесса. Подвод пара (100—110° С) осуществлялся под соответствующий капот с обеих сторон каждого диска через коллектор по перфорированным трубкам при избыточном давлении около 108 кПа. Наибо-

лее эффективно влажность фильтруемого концентрата снижалась при удельном расходе пара до 70 кг на 1 т осадка, который прогревался до 70° С (рис. 213).

Эффективность процесса с использованием дисковых аппаратов во многом обуславливается долговечностью работы фильтротканей. Вследствие их порыва, а также выхода из строя отдельных секторов на углеобогажительных фабриках происходит более 90% всех отказов при эксплуатации этих аппаратов.

На рис. 214 приведены данные, свидетельствующие о значительном повышении надежности работы вакуум-фильтров при замене металлических секторов резиновыми.

На железорудных обогажительных фабриках Криворожского бассейна для фильтрования применяют в основном капроновую фильтродиагональ, срок службы которой в сравнении с хлопчатобумажной (при одинаковых показателях процесса) в 4—5 раз больше. В последние годы находят широкое распространение ткани из лавсана, нейлона и перлона, а также капросталевые сетки, отличающиеся высокой прочностью.

Необходимо тщательно следить за состоянием ткани, порыв которой и сильный износ приводят к падению вакуума в системе и к увеличению содержания твердого в фильтрате. При забивании пор ткани тонкими частицами к концу срока ее службы влажность осадка возрастает на 0,5—1%.

Регенерацию фильтровальных материалов производят промывкой их специальными растворами. Ткань, загрязненную, например, бикарбонатами и карбонатами кальция и магния, обрабатывают вначале 2—5-процентным раствором соляной кислоты, а затем ополаскивают чистой водой. При этом карбонаты разлагаются и переходят в хорошо растворимые хлористые соединения.

При подборе вакуум-фильтра учитываются свойства продуктов и принимаются определенные удельные нагрузки. Для магнетитовых концентратов с использованием фильтродиагонали такие нагрузки могут составлять от 0,14 до 0,3 кг/(с · м²), что обеспечивает минимальную влажность осадка (крупность концентрата соответственно от 80 до 95% класса — 0,074 мм).

Для угольных шламов в качестве фильтрующей поверхности обычно применяются капроновые и капросталевые ткани, реже — латунные сетки с размером отверстий 0,15—0,25 мм. Средняя удельная нагрузка в данном случае 0,14—0,17 кг/(с · м²).

Эффективность работы фильтров повышают с помощью различных методов: подогревом пульпы, добавкой флокулянтов, поверхностно-ак-

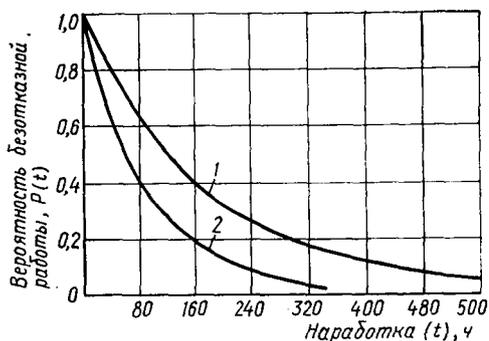


Рис. 214. Кривые вероятности безотказной работы вакуум-фильтров, оборудованных резиновыми (1) и металлическими (2) секторами.

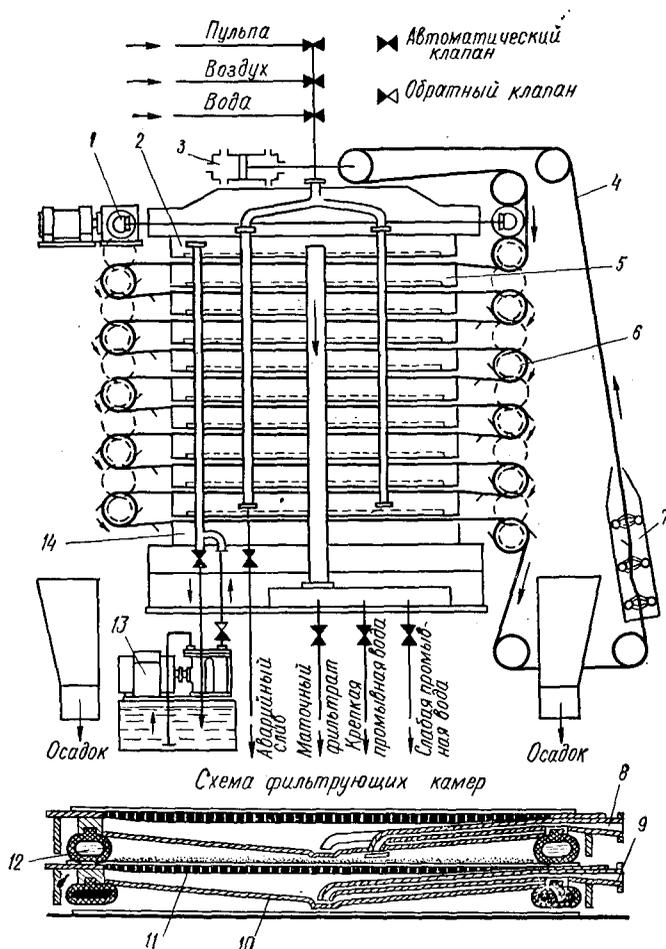


Рис. 215. Принципиальная схема фильтр-пресса.

тивных веществ или некоторого количества крупнозернистых шламов и др.

Фильтр-прессы предназначены для разделения тонких пульп и суспензий. Процесс здесь происходит под высоким давлением, что дает возможность получать хорошо обезвоженные осадки. Существует много конструкций фильтр-прессов, эксплуатируемых главным образом в химической промышленности. Они находят все более широкое распространение в СССР и зарубежных странах при решении проблемы сброса жидких отходов флотации угля за пределы обогатительных фабрик.

Автоматический фильтр-пресс периодического действия (рис. 215) включает ряд фильтрующих плит 5, 2 и 14, расположенных одна над другой с определенными зазорами. Каждая из них состоит из щелевидного сита 11 и сплошного днища 10, между которыми находятся рас-

порки. По периметру плиты имеются конические пазы, куда уложены овалыные резиноканевые трубы-уплотнители 12.

В упомянутых зазорах протянута зигзагообразно бесконечная лента фильтровальной ткани 4. Исходная пульпа подается в пространство между плитами по трубопроводу и патрубкам 8 под избыточным давлением до 500 кПа. Перед этим с помощью насоса 13 накачивается вода в трубы 12 под напором 800—1000 кПа, и они плотно закрывают зазоры между плитами, зажимая фильтровальную ткань.

Таким образом, каждая плита превращается в геометрически закупоренную горизонтальную камеру, перекрытую сверху тканью и щелевидным ситом, а внизу имеющую глухое днище для сбора фильтрата, который отводится через патрубки 9, расположенные на боковой стенке каждой плиты.

После заполнения камеры пульпой, поступающей по патрубкам 8, подача ее прекращается и включается компрессор, нагнетающий сжатый воздух по этой же системе под давлением 400—500 кПа. Вода профильтровывается через ткань, а оставшийся осадок просушивается поступающим воздухом. В следующий период подача его прекращается, жидкость удаляется из труб-уплотнителей, и они приобретают характерную для себя овальную форму. Зазор между плитами восстанавливается. Затем включается приводной механизм бесконечной ленты, которая перемещается на длину одной плиты. Обезвоженный осадок снимается ножами 6, расположенными на разгрузочных роликах по обе стороны плит 2, 5 и 14.

Для регенерации фильтровальной ткани аппарат имеет камеру 7, куда подается чистая вода под напором. Постоянная и равномерная натяжка этой ткани обеспечивается устройством 3.

Установка работает в циклическом режиме с последовательным чередованием отдельных операций: герметизация фильтровальных камер, заполнение их пульпой, собственно фильтрование выгрузка осадка и промывка (регенерация) ткани.

Работа фильтр-пресса полностью автоматизирована с соблюдением продолжительности каждой операции. В зависимости от качества пульпы период всего цикла составляет 3—10 мин. В комплект аппарата входят станция дистанционного управления и пульт световой сигнализации.

При обработке угольных флотационных хвостов с концентрацией твердого 120—130 кг/м³ фильтрат содержит до 5 кг/м³ такого же твердого при влажности осадка 17—18%. Продолжительность цикла 7 мин, толщина осадка 8—10 мм, производительность 0,42—0,56 кг/с.

Преимущество данных аппаратов по сравнению с вакуумными заключается в более чистом фильтрате и меньшей влажности осадка. Однако эти установки отличаются сложностью конструкции, большими эксплуатационными затратами и малой производительностью. Серийно выпускаемый аппарат ФПАКМ-25У имеет 16 фильтрующих плит и общую рабочую поверхность 25 м². Развитие соответствующих конструкций идет по пути увеличения как того, так и другого показателя.

Перспективной можно считать схему с вертикальным расположением передвижных (чугунных литых) плит. По такой схеме в Польской

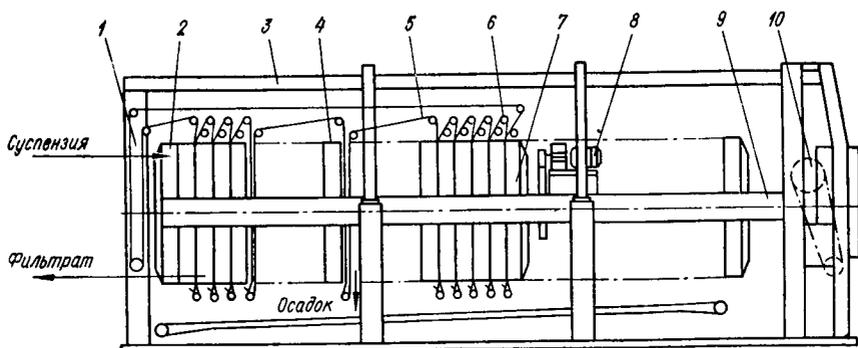


Рис. 216. Схема камерного автоматизированного фильтр-пресса ФПАВ-300:

1 — камера регенерации; 2 — упорная плита; 3 — рама; 4, 5 — фильтровальные плиты и ткань; 6 — блочное устройство; 7 — нажимная плита; 8 — привод механизма передвижения фильтровальной ткани; 9 — штангар (направляющая балка); 10 — привод механизма передвижения плит.

Народной Республике, например, создан фильтр-пресс PF-ROW-1/570, содержащий 153 плиты и имеющий общую рабочую поверхность 570 м^2 . Он является камерным бездиафрагменным автоматизированным аппаратом, действующим под давлением в периодическом режиме. Перемещение плит механизировано. Зажим их осуществляется гидравлическим способом при максимальном усилии 250 тс.

Каждая фильтровальная плита с обеих сторон обтянута синтетической тканью с рабочей поверхностью около 2 м^2 . Разделение суспензии осуществляется в две стадии: под давлениями до $5 \cdot 10^6$ и $9 \cdot 10^6 \text{ Па}$ — соответственно питающего насоса и сжатого воздуха, подаваемого в специальный резервуар.

Перемещение плит и разгрузка осадка производится последовательно по каждой из них, отвод фильтрата — открытый. Весь процесс выполняется автоматически или вручную с применением кнопочного операционного управления.

Цикл работы фильтр-пресса охватывает следующие технологические операции:

- закрытие аппарата с помощью гидропривода;
- заполнение установки суспензией сгущенных отходов при давлении $(5-6) \cdot 10^6 \text{ Па}$;
- подачу и фильтрование суспензии из напорного резервуара емкостью 20 м^3 давлением сжатого воздуха до $9 \cdot 10^6 \text{ Па}$;
- продувку коллектора питания;
- открытие первой плиты фильтра;
- разгрузку всего аппарата со средней продолжительностью операций соответственно 1, 15, 40, 3, 1 и 15 мин.

Предусматривается, кроме того, 5-минутный резерв. Длительность общего цикла, зависящая от подготовки суспензии к фильтрованию, вещественной и гранулометрической характеристики твердой фазы, колеблется от 70 до 100 мин.

При обезвоживании угольных флотационных хвостов, содержащих $450-520 \text{ кг/м}^3$ твердой фазы, производительность фильтр-пресса

PF-ROW-1/570 на Кальмиусской ЦОФ составляет 1,7—2,8 кг/с. Влажность осадка — в пределах 20—21%.

В Советском Союзе на стадии промышленного освоения находится автоматизированный фильтр-пресс ФПАВ-300 с вертикальным расположением плит, имеющих рабочую поверхность 300 м² (рис. 216). Аппарат снабжен бесконечной лентой фильтровальной ткани и блочным устройством, гарантирующим полный съем осадка.

Для обезвоживания труднофильтруемых отходов флотации существует также конструкция бездиафрагменного механизированного фильтр-пресса ФКМ-600 с рабочей поверхностью 600 м².

§ 7. Машины и аппараты для термической сушки

Под действием тепла на поверхности материала образуется пленка водяного пара. Если давление этого пара больше, чем того, который имеется в окружающей среде, влага (благодаря происходящей диффузии) удаляется с указанной поверхности. Возникает перепад влажности. Отнесенный к единице длины по нормали, он называется градиентом влажности, являющимся показателем скорости движения жидкости (воды) в материале.

Плотность потока влаги i_w [кг/(см² · с)], то есть количество ее, переместившейся внутри продукта в единицу времени через единицу поверхности, определяется следующим соотношением:

$$i_w = -K_1 \gamma_0 \Delta \omega, \quad (214)$$

где K_1 — коэффициент влагопроводности, м²/с;

γ_0 — плотность абсолютного сухого продукта, кг/м³;

$\Delta \omega$ — градиент влажности (взят со знаком минус, так как во внутренних слоях материала жидкости больше, чем в наружных), 1/м.

Вследствие нагрева материала перемещение влаги при сушке происходит также за счет градиента температуры Δt , причем жидкость передвигается из более в менее нагретые слои.

Величина i_t , зависящая от градиента Δt ,

$$i_t = K_1 \gamma_0 \delta \Delta t, \quad (215)$$

где δ — коэффициент термовлагопроводности (1/град), показывающий какой градиент влажности создается в материале при $\Delta t = 1^\circ \text{C/м}$.

Общий поток влаги [кг/(м² · с)]

$$i = -K_1 \gamma_0 (\Delta \omega \pm \delta \Delta t). \quad (216)$$

Параметр K_1 при больших значениях влажности продукта не зависит от нее, но с уменьшением этой влажности он также снижается, а при повышении температуры материала возрастает. Коэффициент δ , как показывают исследования, с увеличением температуры сокращается.

Количество влаги, испаряемое с 1 м² поверхности продукта за 1 ч, называется средней скоростью сушки или скоростью испарения

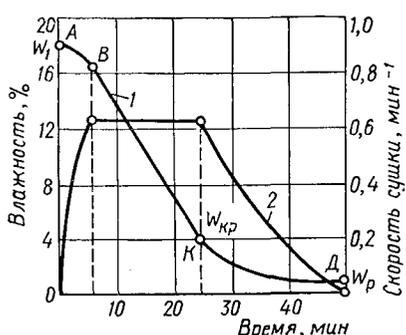


Рис. 217. Кривые сушки (1) и ее скорости (2) для рудных концентратов.

[кг/(м² · с)]:

$$L = \frac{3600\omega}{F\tau} = \frac{3600G_{с.м}\Delta\omega_0}{F\tau}, \quad (217)$$

где ω — общее количество испаренной влаги, кг;

F — геометрическая поверхность материала, м²;

τ — продолжительность процесса сушки, с;

$G_{с.м}$ — масса сухого материала, кг;

$\Delta\omega_0$ — количество испаренной влаги за время τ , кг/кг сухой массы.

Так как поверхность продукта при сушке уменьшается вследствие усадки, значение F надо брать как среднюю величину для начального и конечного состояний материала в процессе обезвоживания за время τ .

Продолжительность сушки

$$\tau = \frac{3600\omega}{LF} = \frac{3600C_{с.м}\Delta\omega_0}{LF}. \quad (218)$$

Отсюда следует, что параметр τ обратно пропорционален показателю L . Характер изменения последнего можно представить путем построения кривой сушки по найденной опытным путем зависимости увеличения или уменьшения веса (либо влажности) материала от времени при определенных постоянных значениях (температуре t , скорости движения потока сушильного агента v и относительной влажности его ϕ при входе в аппарат).

На рис. 217 приведены наиболее часто встречающиеся формы кривых, справедливые, в частности, для конвективной сушки* тонкого слоя сульфидных концентратов (медных, свинцовых, пиритных и др.), содержащих в основном капиллярную влагу. Форма этих кривых зависит от влажности материала, размеров частиц и способа их укладки, а также от гидродинамических условий обтекания и параметров среды (температуры, влажности, скорости).

Совокупность перечисленных факторов, определяющая характер протекания всего процесса, называется режимом сушки. Последняя, как показывает соответствующий анализ, разделяется на три этапа. Это периоды сушки:

- начальный — кривая AB ;
- первый — кривая BK (постоянная скорость);
- второй — кривая KD (падающая скорость).

В начальный период материал нагревается, пока не установится равновесие между количествами тепла, сообщаемого этому материалу и расходуемого на испарение влаги.

В первом периоде температура сушимого продукта остается постоянной, поэтому $\Delta t = 0$. Тогда согласно уравнению (216) поток

* Путем непосредственного контакта сушильного агента с материалом.

влаги

$$i = -K\gamma_0\Delta\omega. \quad (219)$$

Во втором периоде при конвективной передаче тепла температура на поверхности материала больше, чем внутри его, поэтому градиент Δt тормозит движение влаги на поверхность и скорость сушки замедляется:

$$i = K\gamma_0(\Delta\omega - \delta\Delta t). \quad (220)$$

Необходимые расчеты производятся с целью определения балансов: материального, влаги, тепла и потребления сушильного агента. Для упрощения вычислений применяют специальные диаграммы (теплосодержание воздуха — влагосодержание материала), по которым находят расчеты того и другого, а также основные величины происходящего процесса.

При обезвоживании продуктов обогащения используются главным образом три типа сушильных устройств.

Барabanная сушилка (для рудных и нерудных полезных ископаемых) состоит из сварного барабана 7 с насаженными на него бандажами, посредством которых он опирается на опорные ролики (рис. 218). Вращение барабана (0,2—0,5 рад/с) осуществляется при помощи зубчатого обода, находящегося в зацеплении с шестерней привода 8. С торцов к барабану примыкают топка со смесительной камерой и загрузочным устройством — с одной стороны, а с другой — камера 6 для приема готового продукта.

Исходное сырье подается из бункера питателем 2 в барабан, установленный с уклоном 1—5° в сторону разгрузки. Отсюда высушенный материал поступает в камеру 6, а далее — на расположенные ниже скребковые конвейеры. Отработанные газы через циклон 5 и мокрый пыле-

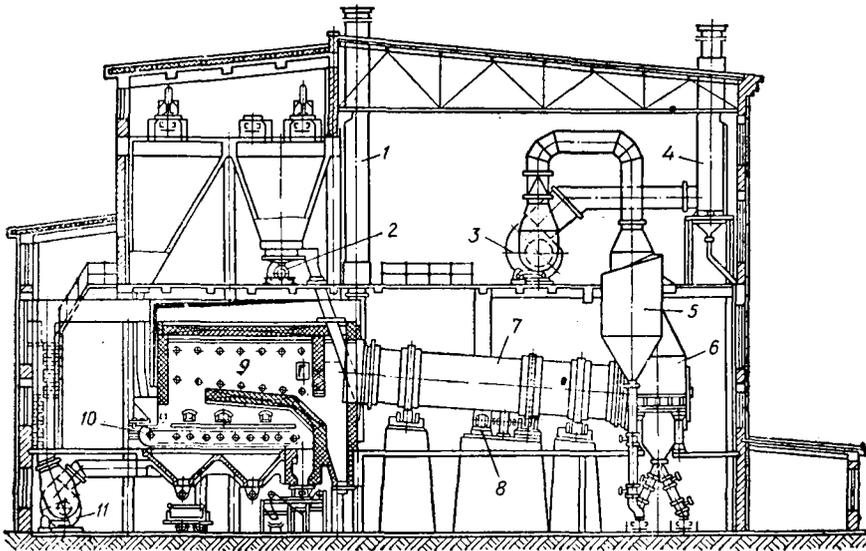


Рис. 218. Установка с барабанной сушилкой.

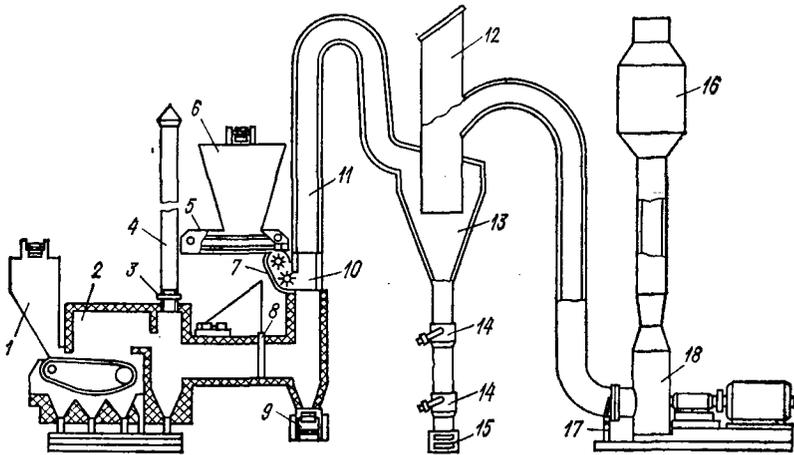


Рис. 219. Схема установки с трубой-сушилкой:

1 — топливный бункер; 2 — топка; 3 — клапан растопочной трубы; 4 — растопочная труба; 5 — скребковый питатель; 6 — бункер влажного угля; 7 — загрузочное устройство; 8 — шиббер борова топки; 9 — провальная часть; 10 — загрузочная часть трубы сушилки; 11 — труба-сушилка; 12 — аварийный клапан; 13 — циклон; 14 — затворы выпуска высушенного угля; 15 — конвейер высушенного угля; 16 — мокрый пылеуловитель; 17 — привод направляющего аппарата дымососа; 18 — дымосос.

уловитель выбрасываются по трубе 4 в атмосферу. Тяга создается вентилятором 3 (дымососом).

Образование газовой смеси, необходимой для сушки, происходит в топке 9, для разжигания которой служит труба 1. Твердое топливо * сгорает на цепной решетке 10. Горение поддерживается дутьевым вентилятором 11.

Для достижения требуемой температуры газов, входящих в барабан, после топки устанавливается смесительная камера, куда подводится холодный воздух или отработанные газы. Сушка возможна также отходящими газами котельной установки при соответствующей их температуре.

Внутри барабаны имеют различные насадочные устройства для равномерного перемешивания материала и его интенсивного контактирования с агентом сушки. Температура газов для рудных концентратов следующая: на входе в барабан — 600—1100° С, на выходе — 100—200° С.

Производительность установок зависит от длины барабана, его диаметра и времени сушки. Конечная влажность рудных концентратов определяется требованиями технологии последующего металлургического передела и находится в пределах 4—8%, а иногда снижается до 0,5—1,5%.

Газовая труба-сушилка, применяющаяся главным образом для обработки угольных концентратов крупностью до 12—13 мм, состоит из топки со смесительной камерой и вертикально установленной трубы (рис. 219).

Исходный материал из бункера забрасывается питателем в сушиль-

* При использовании газа или жидкого топлива устройство топки иное.

ную трубу, по которой транспортируется горячими газами вверх и разгружается в циклоне. При помощи вентилятора-дымососа эти газы через нижний конец указанной трубы засасываются из топки. Двигаясь в их потоке, частицы материала высушиваются, улавливаются в циклоне и разгружаются через затвор на конвейер. Отработанные газы после дополнительной очистки в батарейном циклоне или мокром пылеуловителе выбрасываются в атмосферу.

Продолжительность сушки материала в трубах, выполняемых диаметром 0,65—1,2 м, определяется их длиной (от 14 до 35 м) и скоростью потока газов. Интенсивность процесса зависит от размера частиц продукта и температуры газов, которая на входе в установку может колебаться в пределах 500—800° С, а на выходе составлять 50—100° С.

Сушка газами в кипящем слое заключается в псевдооживлении сыпучих материалов горячим потоком газа и удалении влаги из них в кипящем слое при небольшой скорости сушильного агента, достаточной для перевода этого материала в состояние «кипения». Данный процесс может применяться для сравнительно мелкозернистого сырья (угля, руды), равномерного по крупности.

Сушилка с кипящим слоем представляет собой (рис. 220) вертикальную цилиндрическую или прямоугольную шахту, разделенную по высоте горизонтальной решеткой на две камеры — верхнюю и нижнюю: в первой происходит процесс удаления влаги, а во второй горячие газы распределяются по всему сечению верхней камеры.

Газы поступают по воздуховоду от топки сжигания, работающей на жидком или газообразном топливе. Подача их осуществляется с помощью нагнетательного вентилятора.

Исходный материал, направляемый в сушилку сверху питателем, разгружается через патрубок, расположенный над решеткой. Отработанные газы с паром, следуя через пылеулавливающие устройства, уходят в атмосферу.

Показанная на рис. 220 установка имеет следующие проектные параметры: поверхность сушильной решетки 2 м², высота слоя материала 0,5—0,6 м, температура теплоносителя 700—800° С, производительность 200—250 т/ч. Влажность исходного сырья уменьшается с 16—20 до 5—8%. Расход тепла составляет 4000 кДж на 1 кг испаренной влаги.

Автоматизация сушильного агрегата осуществляется с помощью соответствующих систем контроля основных технологических параметров (производительность, влажность и др.), защиты и блокировок, регулирования процессов горения и сушки. При этом автоматически должны обеспечиваться:

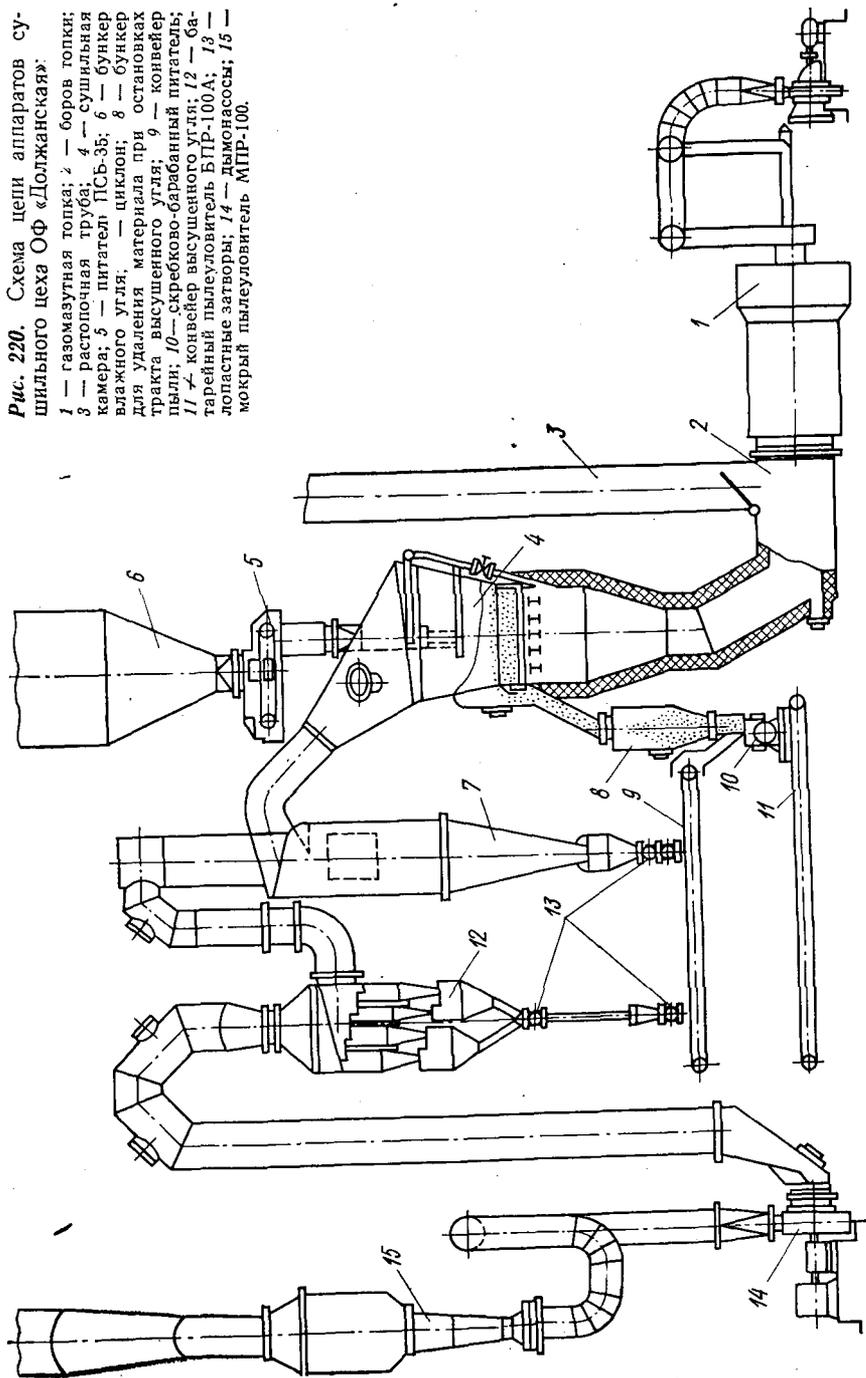
— поддержание заданной влажности сухого продукта при ведении операции обезвоживания в оптимальном режиме (с учетом ограничений по температуре и газовому составу сушильного агента);

— необходимая температура газов, поступающих в агрегат при параметрах горения, исключающих недожог топлива (с учетом ограничений по газодутьевому режиму);

— стабилизация процесса сушки и невозможность попадания топочных газов в производственные помещения.

Рис. 220. Схема цепи аппаратов сушильного цеха ОФ «Должанская».

1 — газомазутная топка; 2 — боров толчки; 3 — распопочная труба; 4 — сушильная камера; 5 — питатель ПСБ-35; 6 — бункер влажного угля; 7 — циклон; 8 — бункер для удаления материала при остановках тракта высушенного угля; 9 — конвейер пыли; 10 — скребково-барабанный питатель; 11 — конвейер высушенного угля; 12 — отарейный пылеуловитель БПР-100 А; 13 — лопастные затворы; 14 — дымососы; 15 — мокрый пылеуловитель МПР-100.



ГЛАВА XIV. МАШИНЫ И АППАРАТЫ ДЛЯ ОЧИСТКИ СТОЧНЫХ ВОД И ДЫМОВЫХ ГАЗОВ

§ 1. Источники загрязнения водного и воздушного бассейнов на обогатительных фабриках

Производственная деятельность современных горно-обогатительных предприятий сопровождается интенсивным потреблением водных ресурсов для технологических нужд и загрязнением окружающей среды отходами, пылью, газами и пр. При обработке руд цветных металлов, к примеру, источниками такого загрязнения (кроме минеральных отходов) являются флотационные реагенты, большинство из которых — токсичные. Из хвостохранилищ они попадают в стоки, а затем — в водоемы, поскольку полный водооборот при сложных технологических схемах обогащения полиметаллических руд практически осуществить очень трудно.

Употребление стоков фабрики в качестве оборотной воды без изменения реагентного режима процесса может привести к резкому снижению технологических показателей как в результате депрессии флотлируемых минералов, так и нарушения селекции. Сточные воды, направляемые в оборот, должны подвергаться кондиционированию — в данном случае комплексу мер, обеспечивающих очистку от вредных примесей, изменение концентрации отдельных компонентов, физических и физико-химических характеристик воды. При этом иногда можно получать ценные элементы, безвозвратно теряемые, если отсутствует подобная очистка.

Углеобогатительные фабрики, имея, как правило, замкнутые схемы, не сбрасывают за пределы своего производства оборотные воды. Однако и здесь не исключается возможность попадания их в реки и озера вследствие частичного размыва дамб (в весеннее паводковое время) или постоянной фильтрации вод через эти дамбы и грунтовые ложа хвостохранилищ.

Отвалы породы и хвостов флотации служат (особенно летом при сухой ветреной погоде) источником значительного пылеобразования для окружающей местности. Таким же источником являются сушильные установки углеобогатительных фабрик, даже при двухступенчатой очистке отработанных дымовых газов.

Огромные масштабы добычи и переработки руд черных и цветных металлов, угля и другого минерального сырья вызывают острую необходимость создания и внедрения новых процессов, машин и мероприятий с целью осуществления безотходной технологии обогащения, при которой все составные части полезного ископаемого будут разделяться на конечные товарные продукты, нужные для народного хозяйства.

В СССР уделяется огромное внимание охране окружающей среды. Советским правительством принят целый ряд соответствующих законодательных актов.

§ 2. Очистка сточных и оборотных вод от твердых взвесей

Очистка оборотных вод от твердых взвесей на рудообогатительных фабриках производится в гидроциклонах, радиальных сгустителях и хвостохранилищах. Очистке подвергаются главным образом отходы, твердая часть которых представлена пустой породой. В них всегда содержится и некоторая часть недоизвлеченных ценных компонентов.

Состав твердых взвесей зависит от типа перерабатываемой руды и принятой технологии ее обогащения. Улавливание грубодисперсных частиц достаточно эффективно происходит в отстойниках и других аппаратах (см. гл. XIII).

При естественной очистке оборотных вод железорудных горнообогатительных комбинатов пульпа отстаивается в хвостохранилищах. Этот способ успешно практикуется и для сточных вод: содержание взвешенных частиц снижается до 0,02—0,03 кг/м³. Но в данном случае требуются большие площади для отстаивания (до 1000 га), и, кроме того, указанный способ неприемлем тогда, когда применяется флотация.

При очистке большого количества сточных вод, исчисляемых на крупных предприятиях десятками тысяч кубических метров в сутки, улавливание тонких частиц (несмотря на использование флокулянтов) сопряжено с немалыми трудностями и значительными капитальными и эксплуатационными затратами.

За последние годы для предварительного сгущения пульпы в системах оборотного водоснабжения нашли распространение перспективные **пластинчатые сгустители** [23]. Они представляют собой емкости с многочисленными наклонными пластинами, расположенными на некотором расстоянии друг от друга. Получаются своего рода каналы. Погруженные в резервуар аппарата пластины образуют пакеты в форме параллелепипеда. Поток осветляемой жидкости, проходя между ними, приобретает ламинарный характер.

Твердые частицы под влиянием равнодействующей скорости потока и силы тяжести оседают на поверхности нижних пластин каждого канала и соскальзывают вниз в бункер для сгущенного шлама. Освобожденная от этих частиц жидкость движется вверх (в сторону слива) и через сборный желоб удаляется из аппарата. В бункере осадок уплотняется. Частицы, следовательно, проходят не весь путь от верха резервуара до дна, как в обычном сгустителе, а только расстояние между соседними пластинами по вертикали.

Эффективная площадь осаждения в аппарате соответствует сумме площадей всех пластин, спроектированных на горизонтальную плоскость. Производительность такого сгустителя в 20 раз больше по сравнению с обычным (того же объема).

По направлению движения пульпы пластинчатые сгустители разделяются на три типа: прямоточные, противоточные и с поперечным потоком. Схема перемещения осадка во всех этих случаях одинакова: твердые частицы оседают на ближайшую нижнюю пластину и отводятся в сборный бункер.

В прямоточном аппарате более плотная пульпа, поступающая в верх-

нюю часть канала, образованного пластинами, ускоряет поток, что снижает эффективность осаждения твердых частиц и обуславливает неустойчивый режим работы установки.

В противоточном сгустителе разность плотностей, возникающая по мере разделения фаз, сказывается на его работе лишь в незначительной степени. То обстоятельство, что в верхней части канала, ограниченного пластинами, плотность среды меньшая, чем в нижней, говорит о стабильности процесса расслоения. Поэтому данные аппараты рекомендуются для обработки пульпы с высоким содержанием твердых частиц. При малой их концентрации используются главным образом прямоточные аппараты.

В сгустителях с поперечным движением пульпы разница в плотностях также лишь незначительно влияет на отклонение потока от горизонтального направления.

Изучаемые аппараты чувствительны к изменениям вязкости обрабатываемой пульпы. При одинаковых прочих условиях в холодное время года они дают менее чистый слив.

Для повышения равномерности соскальзывания шлама и установления требуемого угла наклона пластин иногда их подвергают периодическим колебаниям. В большинстве случаев применяются вибраторы, питаемые переменным током с частотой 50 Гц. Такие системы действуют обычно в противоточных сгустителях, реже — в прямоточных или с поперечным потоком. В аппаратах без вибратора угол наклона пластин, расстояние между которыми варьируется в пределах от 25 до 50 мм, составляет 45—50°.

Преимущества сгустителей с наклонными пластинами заключаются в высокой производительности при небольшой занимаемой площади, отсутствии движущихся частей и привода, а также в незначительном износе деталей и малых эксплуатационных расходах.

На рис. 221 показан общий вид пластинчатого сгустителя «Ламела» фирмы «Сала Джонсон» (Швеция). Такие сгустители выпускаются с эффективной поверхностью осаждения 50, 100, 250 и 1000 м². Угол наклона пластин 45—55°. Для их изготовления, как и корпуса аппарата, используют нержавеющую сталь, стеклопластик и др. Глубина сгустителя 2—3 м. Расстояние между пластинами обычно равно 50 мм.

Институтом «Механобрчермет» проведены полупромышленные испытания пластинчатого аппарата для сгущения хвостовой пульпы (магнитная сепарация железорудного ГОКа), направляемой, как правило, в соответствующие хранилища без предварительной обработки [28]. Сгущению подвергалась пульпа с содержанием 2,5—5,0% твердой фазы при расходе полиакриламида ПАА для флокуляции от 2 до 5 г на 1 м³ исходного материала.

Установлено, что удельная нагрузка (на 1 м² занимаемой производственной площади) достигает 0,009—0,01 м³/(м² · с) по пульпе и (25—30) 10³ кг/м² в сутки по твердому. Содержание последнего в песках находится в пределах 30—45%, а в сливе — 0,05—0,09%. При сгущении аналогичного материала в радиальном аппарате и получении примерно таких же результатов удельная нагрузка по пульпе составляет лишь (3,5—5) 10⁻⁴ м³/(м² · с).

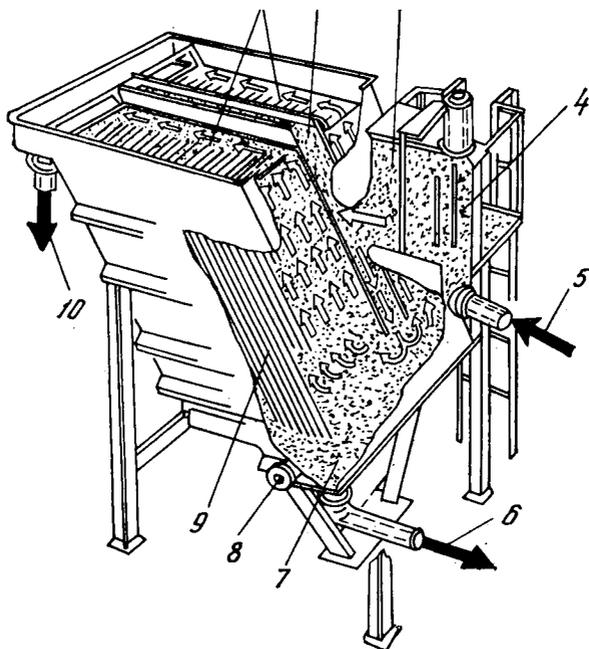


Рис. 221. Сгуститель с наклонными пластинами:

1 — распределительные отверстия для потока; 2 — питающий желоб; 3 — бак для флокулянта; 4 — смеситель; 5 — питание; 6 — сгущенный продукт; 7 — бункер для сгущенного шлама; 8 — пакет вибраторов; 9 — наклонные пластины; 10 — слив осветленной воды.

Адгезионная сепарация, разработанная во Всесоюзном заочном политехническом институте, относится к числу эффективных и экономичных процессов очистки сточных вод и подготовки их для повторного использования [60]. Здесь заложен принцип образования комплексов воздушных пузырьков и гидрофобных веществ (твердых минеральных частиц, маслянистых капель и пр.). Эти комплексы выносятся на границу раздела *поверхность воды — воздушная атмосфера* не в результате их всплывания, как при обычной флотации, а вследствие движения вверх потоков воды (пульпы), скорость которых во много раз превышает скорость стесненного всплывания воздушных пузырьков. Последние, таким образом, при адгезионной сепарации служат только для создания высокоразвитой поверхности, где концентрируются гидрофобные и другие вещества. Потоки пульпо-воздушной смеси, направляясь вверх, непрерывно выделяют на границу указанного выше раздела флотируемые компоненты, которые сохраняются на ней до удаления тем или иным способом.

Существуют три основные разновидности такой сепарации: каскадно-, глубинно- и поверхностно-адгезионная. Первая из них получила наибольшее распространение при очистке сточных вод, доизвлечении ценных компонентов из хвостов флотации рудообогатительных фабрик,

улавливания, обогащения, обезвоживании тонких угольных шламов и др.

На рис. 222 приведена схема установки каскадно-адгезионной сепарации (горизонтальный тип) для очистки сточных вод различных заводов от нефтепродуктов, масел и других дисперсий.

Исходная жидкость (вода, пульпа) подается насосом или поступает самотеком на верхний первый каскад, сбрасывается с высоты 5 м в шахту 2 на направляющую плоскость 1 и вместе с захватываемым ею воздухом диспергируется в зоне аэрации при ударе об отбойную плоскость 3. Отсюда жидкость перемещается экраном 4 в камеру сепарации 5.

Концентрирующиеся на поверхности гидрофобные или гидрофобизированные вещества удаляются гребковым устройством 6. Осевшая в камере сепарации пульпа движется через бункер 7 в голову процесса или в илонакопитель. Очищенная жидкость переливается через сливы 8 и 9 (боковые и торцовый) и поступает на следующий каскад, где процесс повторяется. Слив второго каскада направляется на третий, где аналогично происходит доочистка, то есть получение конечной осветленной воды.

При ширине камер сепарации 4 м, содержании в исходной жидкости посторонних примесей (нефтепродуктов) от 70 до 150 г/м³ и

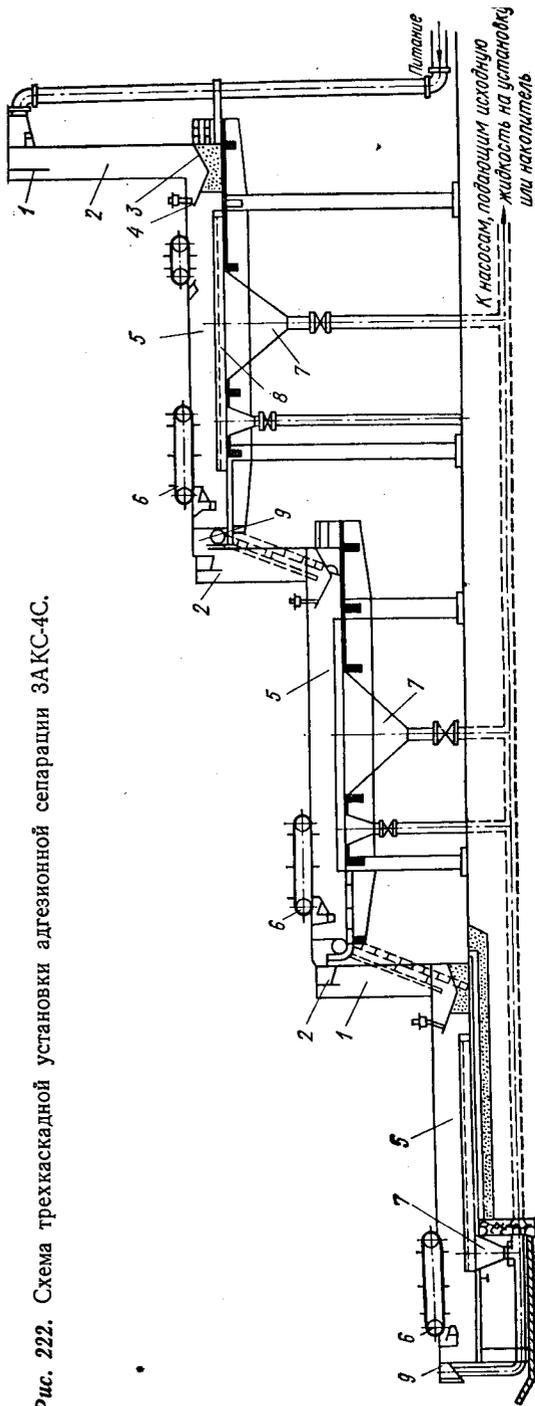


Рис. 222. Схема трехкаскадной установки адгезионной сепарации ЗАКС-4С.

производительности 0,28 м³/с степень очистки на трехкаскадной установке достигает 70—80%, а на шестикаскадной (такой же конструкции) — 92—98%. В первом случае стоимость очистки 1 м³ воды составляет 0,16 коп., во второй — 0,22 коп.

Для улавливания тонких и сверхтонких минеральных взвесей применяют также обычный флотационный метод с последующей обработкой полученных продуктов синтетическими реагентами типа полиакриламида. Для этих же целей может использоваться и электрокоагуляция. Исходную жидкость пропускают через электролизеры, где вертикально установлены или подвешены в качестве катодов и анодов листы железа или алюминия.

Металл пластин анодов, подключенных к положительному полюсу источника постоянного тока, благодаря электрохимическому растворению получает вид ионов двухвалентного железа или трехвалентного алюминия. Теоретический расход электроэнергии на 1 г этих металлов соответственно составляет 2,9 и 12 Вт · ч (фактически он значительно выше — нагревание воды и пр.).

Электрокоагуляция не требует для пульпы значительного количества дополнительных ионов, что очень важно при использовании обрабатываемых стоков в оборотном водоснабжении. Однако высокая ее стоимость (ощутимый расход электроэнергии, металла и др.), сдерживает общую очистку сточных вод обогатительных фабрик большой производительности. Данный метод может быть успешно применен на малых потоках жидкости для улавливания ценных компонентов, к примеру, на сливах сгустителей концентратов цветных и редких металлов.

На предприятиях, где основным методом обогащения является флотация, ограничиваться естественной очисткой оборотных и сточных вод в хвостохранилищах не представляется возможным. Для извлечения флотационных реагентов и других компонентов из указанных вод применяют экстракционные, физико-химические, ионообменные и биохимические методы.

§ 3. Очистка сточных вод экстракцией и адсорбцией

При относительно высоком содержании в сточных водах того или иного продукта, представляющего техническую ценность, эффективным способом их очистки во многих случаях может быть экстракция органическим веществом (экстрагентом), распределяющимся между двумя взаимно нерастворимыми (вовсе или почти) жидкостями согласно его растворимости в каждой из них. После достижения соответствующего равновесия концентрация извлекаемого элемента в органической фазе во много раз превышает содержание этого компонента в водной части.

Ценный элемент, сконцентрированный таким образом в примененном растворителе, отделяется затем от него и утилизируется далее в технологическом процессе производства либо становится дополнительным товарным продуктом. Экстрагент же вновь используется по назначению.

Так, после смешивания бутилацетата (растворителя) в объемном отношении 10 : 1 со сточной водой, содержащей 6,75 кг/м³ фенола, последнего оказывается: в воде — 1,11 кг/м³, а в бутилацетате — 56,4 кг/м³. Экстрагент легко отделяется потом отстаиванием.

Естественно, что данный метод очистки сточных вод может быть экономичным лишь тогда, когда стоимость извлеченных веществ хотя бы компенсирует осуществленные затраты. Более перспективным в этом отношении является подобный экстрагированию способ адсорбции на твердых пористых материалах (различных типах активированных углей) либо органических синтетических сорбентах.

С помощью указанных углей можно практически полностью (до «следов») очистить сточные воды от нефтепродуктов, хотя применение этих высокоэффективных адсорбентов в промышленном производстве (в настоящее время) значительно ограничивается из-за их дефицитности и дороговизны.

Остаточная концентрация нефтепродуктов в очищенной воде при флотации руд цветных и черных металлов составляет 3—5 мг/кг (предельно допустимая 0,1—0,3 мг/кг). Следовательно, задача эффективной и экономичной очистки в данном случае остается пока нерешенной.

Один из наиболее простых по аппаратному оформлению методов очистки сточных вод — фильтрование их через колонны, загруженные неподвижным слоем адсорбента. Скорость прохождения процесса здесь зависит от концентрации веществ, растворенных в этих водах. Обычно она колеблется от 2—3 до 5—6 м³/м².

Условием применения таких колонн является почти полное отсутствие в обрабатываемой жидкости тонких минеральных взвесей. В противном случае заиливание ими адсорбента приведет к быстрому росту сопротивления фильтрации и прекращению действия адсорбента задолго до использования его поглотительной способности.

В последнее время все большее распространение получают устройства с подвижным слоем адсорбента, работающем по принципу «кипящего слоя». Колонна 3 (рис. 223), выполненная в виде опрокинутой усеченной пирамиды квадратного сечения, установлена внутри прямоугольного бака 4, сливной порог которого превышает борт колонны на 1,5 м.

Активированный уголь перемешивается со сточной водой лопастной мешалкой 1. Из смесителя суспензия подается песковым насосом 2 в колонну 3. Постепенное увеличение сверху площади ее сечения приводит к падению скорости восходящего потока и обеспечивает четкую гра-

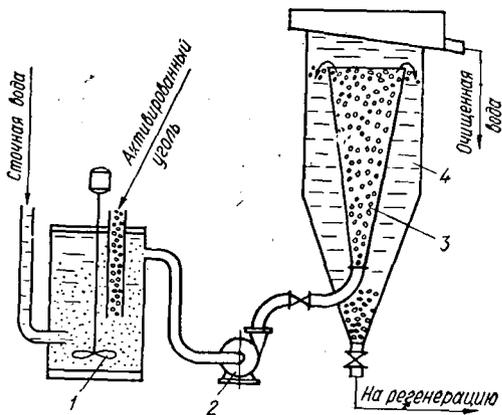


Рис. 223. Схема одноярусного адсорбера с псевдоожиженным слоем активированного угля.

ницу псевдооживленного слоя полидисперсных частиц адсорбента. Избыток этого слоя переливается через борт пирамидальной колонны и оседает в пространстве между ее стенками и стенками внешнего бака, откуда активированный уголь выводится для восстановления (повторного использования).

Адсорбционная очистка сточных вод может быть регенеративной, то есть с утилизацией извлеченных веществ, и деструктивной, при которой полученные продукты уничтожаются как не представляющие технической ценности. В зависимости от этого и применяются различные методы регенерации адсорбента.

Поглощенные элементы могут быть извлечены из активированного угля экстракцией органическими растворителями, изменением степени диссоциации слабого электролита в равновесном растворе, отгонкой с водяным паром адсорбированного вещества, а также его испарением током инертного газообразного теплоносителя.

В отдельных случаях осуществляются химические превращения поглощенных компонентов непосредственно в адсорбированном состоянии с тем, чтобы затем произвести десорбцию образовавшегося продукта реакции одним из перечисленных методов.

§ 4. Физико-химическая нейтрализация и очистка сточных вод

Наряду с твердыми взвесями жидкая фаза стоков обогатительных фабрик содержит значительное количество так называемых индифферентных примесей, представленных, к примеру, катионами K^+ , Na^+ , Ca^{2+} , Mg^{2+} , MN_4^+ и анионами SO_4^{2-} , Cl^- , CO_3^- , определяющими величину общего соленакопления в оборотных водах, которая может достигать 3—6 кг/м³.

При флотации сульфидных руд перечисленные выше примеси незначительно сказываются на технологических показателях и только при высоких концентрациях могут вызвать подавление происходящего процесса ксантогенатами (особенно анионы Cl^- и SO_4^{2-}). Но при флотации жирнокислотными собирателями катионы Ca^{2+} и Mg^{2+} (для полевых шпатов — K^+ и Na^+) уже являются специфически действующими: они могут оказывать решающее влияние на конечные результаты.

Обессоливание оборотных и сточных вод, а также улавливание индифферентных примесей можно осуществлять с помощью дистилляции, электролиза, ионного обмена и других физико-химических методов (например, осаждением хлоридов в виде хлорида серебра, сульфата в виде сульфата бария). Однако все эти методы являются слишком дорогостоящими и вряд ли найдут широкое применение для обработки больших объемов сточных и оборотных вод при нынешней технологии обогащения полезных ископаемых.

По данным института «Казмеханобр» ориентировочная стоимость очистки различными способами 1 м³ воды при солесодержании 5 кг/м³ составляет примерно от 9 до 40 коп. Это значит, что при общем ее рас-

ходе на флотационной фабрике цветных металлов, равном 3—5 м³/т исходной руды, себестоимость переработки полезного ископаемого увеличивается с 27 коп. до 2 руб. [16].

Более важное значение (по сравнению с улавливанием индифферентных примесей) имеет очистка оборотных и сточных вод от ионов, специфически действующих при флотации даже в малых количествах и нередко являющихся токсичными. К этой группе примесей относятся кислоты и щелочи, ионы тяжелых металлов, реагенты (цианиды и их производные, медный купорос, цинковый купорос т. д.).

Основные среди часто встречающихся методов такой очистки следующие:

- перевод ионов в труднорастворимые соединения с дальнейшим осаждением;
- нейтрализация стоков смешением (например, щелочных вод фабрики с кислыми шахтными) или разложением примесей окислением с помощью гипохлоритов, озона, перекиси водорода и др.);
- способ отгонки.

Химическая (наиболее глубокая) очистка сточных вод в лабораторных и промышленных условиях производится с использованием железного купороса, сернокислого алюминия, серной кислоты, гашеной извести и пр. Последняя, будучи высокоэффективным реагентом, обладает очень важным свойством — переводит таловое масло и другие жирные кислоты в кальциевые соли, выпадающие в осадок.

Применение для пульпы извести железного купороса в количествах соответственно 0,9 и 0,75 кг/м³ позволяет очистить сточные воды обратной флотации железных руд до БПК₅*, равном 15 мг на килограмм потребляемого кислорода (O₂/кг), и до цветности 150—200 град. При использовании сернокислого алюминия и расходе 1 кг/м³ пульпы величина БПК₅ снижается с 120 до 15 мг O₂/кг, а цветность — с 14 000—16 000 до 100—120 град. Если полученную таким образом жидкость разбавить в 3—6 раз водами хвостов магнитной сепарации, можно получить условно чистые стоки (БПК₅ = 20 мг O₂/кг, цветность — 50 град.). Стоимость их очистки (1 м³) составляет в данном случае около 4 коп. [27].

В промышленных масштабах химическая очистка сточных вод после флотации железных руд проектируется на Михайловском ГОКе и фабрике окисленных руд (Кривбасс). Схема предусматривает обработку хвостов сернокислым железом и известью (0,8 кг/м³ пульпы), а также применение радиальных сгустителей с последующим фильтрованием осадка на дисковых аппаратах. Обезвоженные отходы с содержанием влаги до 22% будут складироваться. Часть сливов сгустителей планируется очищать сульфоуглем или активированным углем и сбрасывать в хвостовой пруд. Содержание барды сульфитных щелоков в такой воде — до 10 мг/кг.

* БПК — биологическое потребление кислорода, то есть его количество (в миллиграммах на килограмм), необходимое для окисления находящихся в воде органических веществ за пять (БПК₅) или двадцать суток (БПК₂₀).

§ 5. Ионнообменная очистка сточных вод

Неочищенные стоки предприятий цветной металлургии и других отраслей промышленности в большей или меньшей степени загрязнены солями цинка, меди, хрома, никеля, свинца, кобальта, ванадия, кадмия, марганца и пр. Токсичность ионов этих металлов по отношению к водным организмам, особенно планктону, являющемуся основным ресурсом питания рыбы, чрезвычайно высока. Некоторые из них не менее вредны для человека и теплокровных животных.

Следует также подчеркнуть, что соли цветных металлов имеют значительную ценность. Безвозвратная их потеря существенно влияет на стоимость продукции предприятий.

Все эти причины и привели к значительному развитию и использованию ионнообменных процессов для извлечения указанных веществ из сточных вод. При этом можно достичь не только наибольшей полноты их очистки, но и возвращать производству выделенные металлы в виде относительно чистых и концентрированных растворов солей.

В качестве ионнообменных материалов преимущественное применение нашли синтетические смолы, представляющие собой высокомолекулярные соединения, углеводородные радикалы которых образуют пространственную сетку с фиксированными на ней ионнообменными функциональными группами. Если последние (карбокисильные, фенольные и др.) имеют кислотный характер, то смолы обменивают ионы водорода данных групп на другие катионы. Если же эти смолы обладают основным свойством (первичные, вторичные аминогруппы и пр.), их гидроксильные ионы или анионы солей «трансформируются» в иные анионы.

Происходящий процесс, следовательно, имеет много общего с химическими реакциями двойного обмена в растворах. Однако нерастворимость смол и большие количества функциональных групп, не в равной мере доступных для диффундирующих внутрь пространственной сетки обменивающихся ионов, делают его отличным от указанных реакций.

Ионнообменная очистка сточных вод широко используется при гидрометаллургической переработке концентратов рудообогатительных фабрик для извлечения редких и рассеянных элементов, а также непосредственно на предприятиях с целью получения из стоков хрома, меди, цинка, цианидов и др.

На рис. 224 показана принципиальная схема установки для ионнообменной очистки сливов сгустителей от цианидов (Лениногорская обогатительная фабрика). Следует отметить, что при такой очистке иониты одновременно могут извлекать и другие ценные компоненты (золото, медь и пр.).

Установка состоит из узлов сорбции и регенерации. Первый из них имеет три последовательно расположенные и наполненные смолой контактные колонки I (I, II, III), каждая из которых снабжена дренажным устройством 2, встроенным в нижнюю часть. Через него подается воздух для перемешивания раствора.

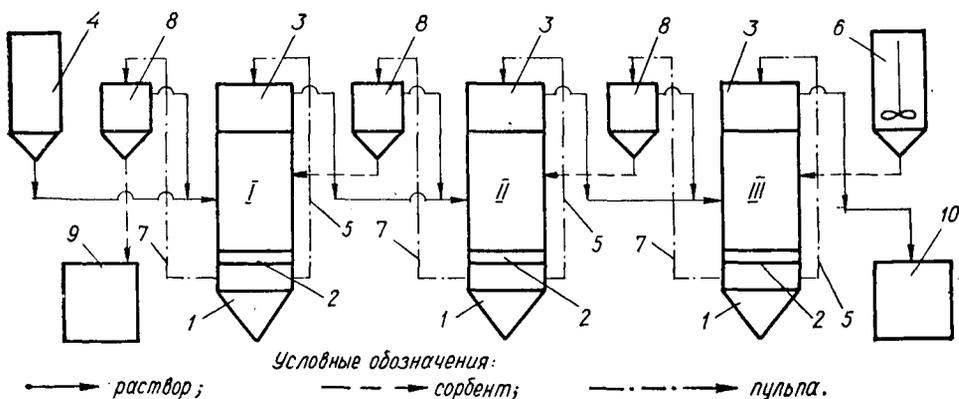


Рис. 224. Принципиальная схема ионообменной установки.

Цианосодержащая жидкость из расходного бака 4 поступает в колонку 1 (I) и с помощью аэролифта 5 непрерывно подается в отстойник 3, где ионообменный материал отделяется от раствора. Осветленная вода по системе трубопроводов направляется в колонку 1 (II), а смола периодически выпускается в контактные камеры, где происходит основной процесс сорбции.

Из бака 6 свежий ионообменный материал безостановочно движется в колонку 1 (III), откуда малым аэролифтом 7 периодически через отстойник 8 передается в предыдущие колонки навстречу перемещающемуся раствору. Таким образом, в установке действует принцип противотока.

Насыщенная смола поступает в приемный бак 9, а отсюда — на регенерацию. Осветленная вода из бака 10 направляется потребителю.

Подготовка ионообменного материала к повторному использованию осуществляется путем воздействия на него 18-процентным раствором поваренной соли с добавкой 1% гидрата окиси натрия (эпюэнт). Регенерированные воды проходят дальнейшую обработку для утилизации извлеченных компонентов, а смола возвращается в процессе.

§ 6. Биохимическая очистка стоков

Главным действующим началом при биохимической очистке являются микроорганизмы, использующие в качестве питательных элементов и источников энергии растворенные органические и минеральные соединения, содержащиеся в сточных водах. Из остатков разрушенных молекул микробы черпают вещества, необходимые для размножения и увеличения биомассы активного ила и биопленки. Они разлагают эти вещества на углекислый газ и воду, создают в процессе минерализации соли азотистой, азотной кислот и др.

Активный ил — буровато-желтоватые, быстрооседающие комочки и хлопья размерами 3—150 мкм. Микроскопия показывает, что он состоит из твердого субстрата и живых организмов. Последние — это скопления бактерий, образующих слизистые капсулы (зооглеи), а

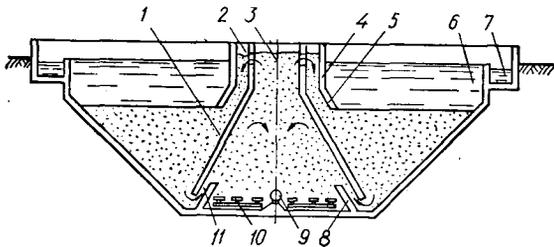


Рис. 225. Аэротенк-осветлитель сточных вод.

также одиночные клетки, простейшие, черви, грибы (в малом количестве), актиномицеты, дрожжи и водоросли. Простейшие представлены различными инфузориями, черви — коловратками нескольких видов и нематодами. Есть еще личинки насекомых, рачки и пр.

Биопленка, также состоящая из бактерий, грибов, дрожжей и других организмов, растет на наполнителе биофильтра и внешне имеет вид слизистых образований толщиной 1—3 мм.

Микроорганизмы с помощью различных ферментов окисляют и разрушают органические соединения в специальных сооружениях (аэротенках), где созданы условия для аэрации сточной жидкости и активного ила, находящегося под влиянием барботажа воздуха во взвешенном состоянии.

Для образования протоплазмы и обеспечения жизнедеятельности бактериальной клетке нужны биогенные элементы (углерод, водород, кислород, азот, фосфор, калий, железо, сера, магний и др.), многие из которых она извлечет из органических примесей сточных вод. Недостающие же элементы, чаще всего азот, фосфор и калий, приходится добавлять в очищаемую жидкость. Для этой цели обычно используют удобрения (суперфосфат и пр.).

Аэробную биохимическую очистку производят в различных устройствах. Одно из них, названное аэротенком-осветлителем, видим на рис. 225. Принцип действия данного сооружения основан на создании в зонах освещения стабильного и постоянно обновляющегося взвешенного слоя активного ила, где условия контактирования загрязнений с ним и кислородный режим обеспечивают биохимическое окисление при относительно высоких нагрузках на единицу объема этого ила за счет большой его концентрации. В происходящем процессе одновременно участвует вся масса микроорганизмов, находящаяся в сооружении.

Устройство (см. рис. 225) состоит из зоны аэрации 3, в которой расположены система подачи сточных вод 9 и аэраторы 10, и зон освещения 6, где размещены направляющие перегородки 4 с козырьками 5 и желоба 7, предназначенные для отвода очищенной жидкости. В стенках 1, отделяющих зоны 6, имеются отверстия 2 с шиберами и две симметричные щели 11 вдоль всего сооружения для обеспечения внутри его циркуляции потоков. Вблизи этих щелей находятся отражательные щитки 8.

Гидродинамическая схема аэротенка-осветлителя позволяет осуществлять в зоне 3 смешение сточных вод, активного ила и воздуха, окисление загрязнений во взвешенном слое и возврат из него части микроорганизмов в зону аэрации. Взвешенный слой постоянно перемещается и снабжается ило-водяной смесью, насыщенной растворенным кислородом.

Очищаемая жидкость фильтруется через взвешенный слой активного ила, что обеспечивает высокое извлечение примесей. Удельный расход воздуха равен 30 м³ на 1 кг снижения БПК₅, а объемная нагрузка составляет 6 кг БПК₅ на 1 м³ сооружения.

Биохимический способ часто применяют для доочистки промышленных сточных вод после обработки их физико-химическими методами, с помощью которых не удается выделить токсичные вещества.

К числу преимуществ рассматриваемого способа очистки относится способность легко разрушать различные классы органических соединений, например уксусную кислоту, первичный бутиловый спирт, углеводы. Однако большое количество веществ трудно поддается окислению (высшие спирты, жирные кислоты и др.); они оказывают токсичное действие на микроорганизмы. Отдельные органические соединения распадаются, но образующиеся в данном случае продукты не разлагаются на углекислый газ и воду.

Для облегчения и упрощения обработки промышленных стоков рекомендуется совместная очистка производственных и бытовых вод, так как в последних содержится много растворенных органических веществ, свободно расщепляемых микроорганизмами. При этом не нарушается жизнедеятельность бактерий и простейших, содержащихся в активном иле, применяемом в очистных сооружениях.

§ 7. Пылеулавливающие устройства

Процессы переработки полезных ископаемых на обогатительных фабриках сопровождаются в той или иной мере выделением тонкой пыли. Находясь в воздухе во взвешенном состоянии, она не только оказывает вредное влияние на здоровье обслуживающего персонала, но и может быть причиной пожара или взрыва (угольная пыль). Попадание ее на трущиеся части аппаратов и механизмов приводит к ускорению износа деталей.

Пылевидные частицы рассеиваются в воздухе при осуществлении различных технологических операций, доставке и обогащении полезных ископаемых. Особенно большое количество пыли образуется в процессах дробления, измельчения, грохочения и транспортировки сухих продуктов по желобам и трубам, а также при работе аглофабрик и сушильных устройств (дымовые газы).

Для снижения пылеобразования в зданиях фабрик осуществляют различные профилактические мероприятия: машины оборудуют герметическими кожухами, уменьшают высоту перепадов материала при его транспортировке, применяют закрытые желоба и т. п. Однако все эти меры не могут полностью исключить попадание пыли в производственные помещения, что вызывает необходимость внедрения промышленно-санитарных систем пылеулавливания, назначение которых — очистка воздуха с целью охраны здоровья обслуживающего персонала.

Твердая фаза пылегазовой смеси характеризуется рядом специфических свойств, к которым относятся: качественный и гранулометрический состав пыли, ее удельная поверхность, электрические свойства,

смачиваемость водой, адсорбционная способность к воздействию поверхностно-активных веществ и степень вредности для здоровья человека. Последняя определяется концентрацией пыли в воздухе и веществом, из которого она состоит.

На обогатительных фабриках самыми вредными являются пыли, содержащие свинец, мышьяк, свободную кремневую кислоту и др.

Очистка воздуха производственных помещений сводится к орошению источников (зон) пылевыведения, применению местной вытяжной вентиляции с аспирацией этих источников (наиболее эффективное мероприятие) и устройству общеобменной вентиляции.

Соответствующие установки обычно состоят из приемников загрязненного воздуха, пылеуловителей, трубопроводов и вентиляторов. Воздух, содержащий более 150 мг/м³ твердых частиц, перед выпуском в атмосферу обязательно очищается в пылеулавливающих аппаратах.

Отделение пыли от газа производится различными способами: — осаждением (удалением) ее под действием сил тяжести, инерционных или электрических;

— фильтрацией газов через пористую перегородку;

— коагуляцией либо смачиванием пыли с последующим осаждением под влиянием сил тяжести и центробежных.

В соответствии с указанными способами аппараты подразделяются на пылеосадительные камеры, инерционные и центробежные пылеуловители, электрические и пылевые фильтры. Некоторые из них применяются в комбинации с мокрым пылеулавливанием.

Пылеосадительная камера, работающая по принципу действия сил тяжести, предназначена для сравнительно крупных взвешенных частиц. Вместе с другими аппаратами используется как первая ступень очистки воздуха.

Камера представляет собой вытянутый в длину параллелепипед с воронками, разделенный наклонными щитами на ряд продольных каналов, по которым направляется загрязненный воздух. Пыль осаждается вследствие резкого снижения скорости поступающего в аппарат воздушного потока, затем опускается в воронки, откуда выгружается винтовым конвейером. Степень улавливания пыли в данном случае составляет 40—70%.

Инерционные пылеуловители работают на принципе выделения пыли из газа при изменении его движения. Взвешенные частицы, перемещаясь по инерции в первоначальном направлении, выводятся из основного потока и осаждаются.

На рис. 226 показан пылеуловитель ПБЦ-100, широко применяемый в системах газоочистки при термической сушке угольных концентратов. Этот аппарат, представляющий собой общую камеру с размещенной внутри батареей циклонов 1 диаметром 245 мм, разделен на две параллельные секции, в каждой из которых имеются камеры 2 и 3 для осаждения грубой и тонкой пыли. Основная масса последней отделяется в циклонах — специально разработанных элементах с плоской крышкой, полуулиточным вводом газов и удлиненной цилиндрической частью.

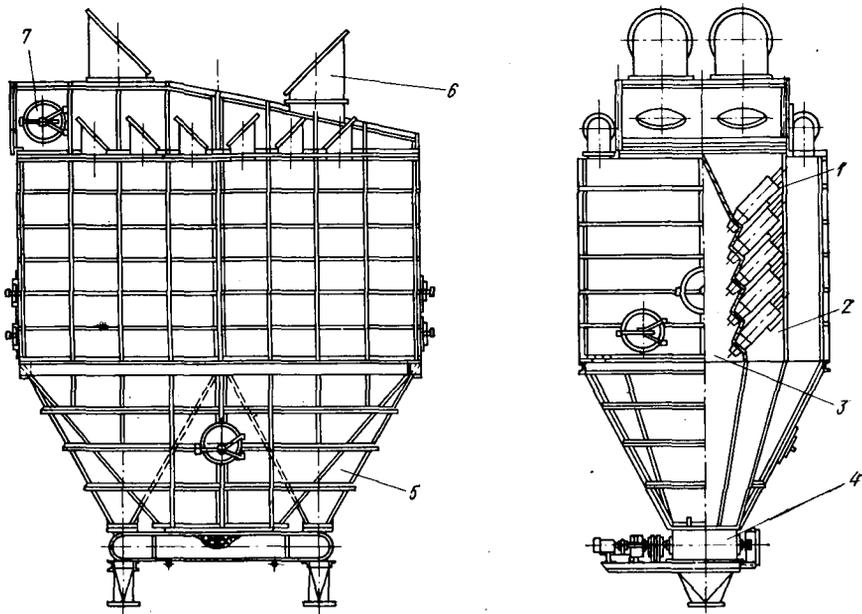


Рис. 226 Пылеуловитель ПБЦ-100.

Внизу батарея соединяется с бункером 5, откуда уловленная пыль выгружается лопастным затвором 4, обеспечивающим надежную герметизацию. Аппарат рассчитан на избыточное давление 0,4 ати, защищен предохранительными клапанами 6 и имеет быстрооткрывающийся люк 7 для удобства технического обслуживания.

В зависимости от производительности по объему очищаемых газов (27,8—36,1 м³/с), ситового состава сушимого материала и влажности пыли (1,5—2,0%) степень ее улавливания в аппарате ПБЦ-100 достигает 97—99%.

Пылевые фильтры снабжены пористой поверхностью (обычно матерчатой тканью), через которую пропускается загрязненный воздух. Осаждаясь на эту поверхность и задерживаясь волокнами ткани, крупные частицы вместе с мелкими образуют слой для улавливания тонкой пыли. Поскольку накопление большого такого слоя создает неблагоприятные условия для фильтрации газов, пыль периодически встряхивается. При этом воздух подается в обратном направлении (для прочистки ткани). Затем процесс повторяется.

Электрические фильтры применяются для очистки дымовых газов и воздуха от тонкодисперсной пыли. Принцип работы данных аппаратов заключается в следующем.

Газы, пропускаемые между двумя электродами (один из которых имеет высокое напряжение, а другой заземлен), ионизируются. Возникает так называемый электрический ветер, способствующий зарядке пылевидных частиц и их движению в направлении осадительных

электродов. Отдав последним свой заряд, частицы скатываются в пылесборник. Очищенные газы удаляются в атмосферу.

По форме осадительных электродов аппараты разделяются на трубчатые и пластинчатые. В первом случае — это, к примеру, круглые или шестигранные трубы диаметром 150—300 мм, во втором — ряд параллельно установленных пластин, между которыми размещаются коронирующие проволочные электроды.

Производительность аппарата по газу в зависимости от типоразмера достигает 30—400 тыс. м³/ч. Рабочая разность потенциалов между электродами колеблется в пределах 50—60 кВ. Степень улавливания пыли может превышать 99%. Расход электроэнергии на очистку 1000 м³/ч газа составляет 0,2—0,5 кВт · ч.

Существует большое количество различных конструкций аппаратов для мокрого пылеулавливания, описание которых приводится в специальной литературе [85].

ГЛАВА XV. ЛАБОРАТОРНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 1. Оборудование для грохочения, дробления и измельчения

Обогатительное оборудование для лабораторных исследований (некоторые его виды выпускаются серийно — при широкой необходимости) характеризуется большим разнообразием конструкций и типоразмеров. Во многих же случаях применяются машины, устройства и приспособления индивидуального изготовления. Устройство, принцип действия и условия эксплуатации того и другого оборудования приводятся в известных книгах [69; 95], периодически издаваемых трудах институтов, информационных сборниках, журналах и др.

Ниже описаны некоторые виды относительно новых или недостаточно известных лабораторных машин (аппаратов и пр.), серийно выпускаемых отечественными заводами.

Ситовый вибрационный анализатор 236Б-Гр (прил 49) предназначен для отсева проб сыпучих материалов сухим и мокрым способами, а также определения их гранулометрического состава по стандартной шкале сит. Он состоит из корпуса 11 (рис. 227), внутри которого на кронштейнах 13 размещены электродвигатели 12 и 14,

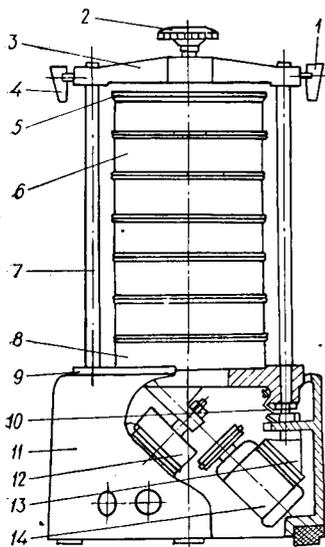


Рис. 227. Анализатор ситовый вибрационный 236В-Гр.

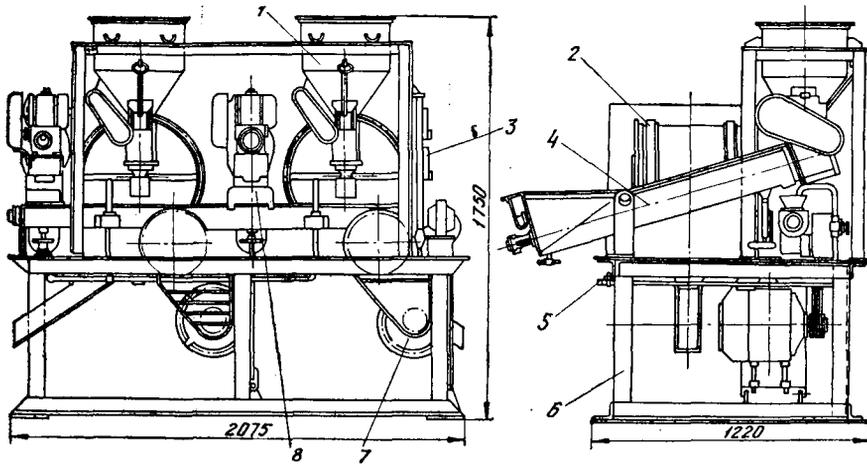


Рис. 228. Измельчительная двухстадиальная установка 103А-Ус.

а сверху на четырех пружинах 10 — опора 9 с двумя стойками 7. Набор сит 6 с поддоном 8 и крышкой 5 устанавливается на опору 9, прижимается траверсой 3 и закрепляется винтами 1, 2 и 4.

Сита получают колебания от двух дебалансных вибраторов, расположенных на опоре 9 (внутри корпуса) и приводящихся во вращение через клиноремennую передачу. Реле времени РВЧ-4 служит для автоматического отключения анализатора по истечении заданной длительности рассева.

Необходимое количество сит (загружается верхнее из них) обуславливается технологическими требованиями. При мокром рассеве в комплекте сит устанавливаются крышка и поддон со штуцерами для подачи чистой воды и отвода пульпы с нижним классом обрабатываемого материала.

Измельчительная двухстадиальная установка 103А-Ус предназначена для мокрого измельчения руд с целью изучения этого процесса, определения его показателей и подготовки полезного ископаемого к последующему обогащению.

Установка (рис. 228 и прил. 50) состоит из бункеров с барабанными питателями 1, шаровых мельниц 2 и спиральных классификаторов 4 (всех по два), трубопровода 5 с отводами к аппаратам, сварной опорной рамы 6, двух приводных электродвигателей 7, делителя песков 8 и щита управления 3.

Исходная руда загружается в бункер, на боковой стенке которого закреплены электродвигатель и специальный червячный редуктор с передаточным числом $i = 100$. На вал червяка посажен двухступенчатый шкив, связанный клиноремennой передачей с электродвигателем. Другой вал редуктора соединен муфтой с валом барабанного питателя, подвешенного к нижней части бункера, выходное отверстие над которым прикрыто двумя спаренными шиберами. Для отбора пробы и замера производительности питатель имеет откидную стенку-лоток с вынесенной в сторону рукояткой и приемную коробку для руды.

Разгрузочная сторона мельницы, подача материала в которую осуществляется с помощью одночерпакового улиткового питателя, снабжена решеткой с лифтерами, транспортирующими готовый продукт к приемной воронке. Далее материал по наклонному желобу поступает в стоящий рядом классификатор, имеющий двухзаходную спираль диаметром 150 мм с шагом 110 мм. Частоту ее вращения (18,2 и 30 об/мин) можно изменять путем перестановки ремня на трехступенчатых шкивах привода. Нижний подшипник вала классификатора вынесен за пределы корпуса, что надежно предохраняет его от попадания пульпы. Сливной порог шириной 240 мм дает возможность получать тонкий слив.

Пески классификаторов возвращаются в мельницы при помощи шнека, закрепленного на кожухах улитковых питателей и вращающегося от электродвигателя через червячный редуктор.

Спираль шнека состоит из нескольких секций с различным направлением витков, что обеспечивает пескам нужное перемещение. Так, из первого классификатора они с помощью делителя могут быть поданы в заданном соотношении в одну и другую мельницу или же полностью в любую из них. Пески второго классификатора поступают только во вторую мельницу.

Установка позволяет воспроизводить основные схемы одно- и двухстадиального измельчения.

§ 2. Оборудование для гравитационного обогащения

Гидроциклонная установка (прил. 51), используемая в лабораторных условиях для обогащения руд и россыпей, классификации и обесшламливания минеральных смесей, состоит из корпуса 1 (рис. 229), на котором крепятся электродвигатель 9 и бункер 3, загружаемый исходным продуктом (навеска материала и вода). Вмонтиро-

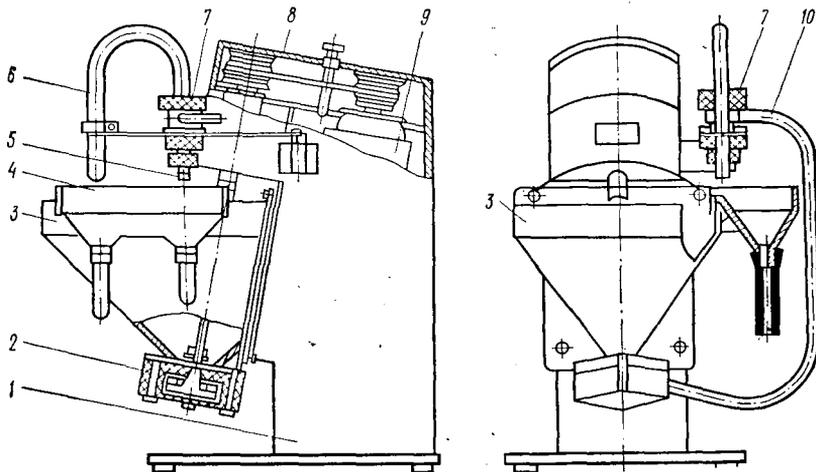


Рис. 229. Гидроциклонная установка ЦНИГРИ.

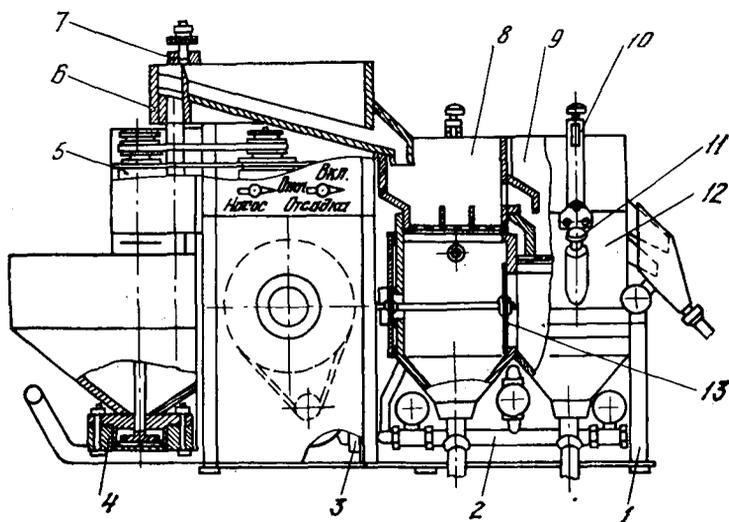


Рис. 230. Малогабаритная отсадочная машина ОМЛ.

ванный в нижнюю часть этого бункера блок-насос 2 нагнетает образовавшуюся пульпу по резиновому патрубку 10 в гидроциклон 7, где материал разделяется под действием центробежных сил.

Тонкий продукт (слив) порядка 10—20 мкм выходит через патрубок 6, а более крупный (пески) — через насадку 5. Разгрузка в том и другом случае производится через приемник 4.

Количество выдаваемых продуктов разделения регулируется подбором соответствующих по размеру насадок. Конструктивно гидроциклон выполнен с учетом возможности быстрой их замены.

Вращение вала насоса осуществляется через клиноременную передачу, закрытую сверху крышкой 8.

Общий порядок работы следующий. После включения электродвигателя гидроциклон устанавливается разгрузочными отверстиями над бункером. Подаваемый в него исходный продукт (вода и навеска материала) перемещается в течение 1—2 мин по схеме бункер — гидроциклон — бункер. При определенившемся процессе гидроциклон поворачивается к разгрузочному приемнику и действует до полного удаления смеси из бункера.

После окончания работы насос, гидроциклон и бункер промываются чистой водой.

Установка допускает одновременную загрузку материала навесками от 100 до 500 г.

Корпус 1 изготовлен из металла, другие детали (бункер, блок-насос, разгрузочный приемник, гидроциклон и насадки к нему) выполнены из органического стекла.

Малогабаритная отсадочная машина ОМЛ, предназначенная для исследования минерального сырья на обогатимость, смонтирована на раме 1 (рис. 230), включающей опорную плиту и каркас

из углового проката. Для загрузки обрабатываемого материала машина снабжена бункером-накопителем 4 с песковым насосом, расположенным на стойках каркаса рамы.

Насос 5 соединен через клиноременную передачу со ступенчатыми шкивами, позволяющими развивать частоту вращения вала до 2200—2800 об/мин. На этом валу, проходящем внутри бункера-накопителя, размещен импеллер, служащий для перемешивания пульпы и поддержания твердой фазы во взвешенном состоянии. Отсюда смесь перекачивается по резиновому шлангу через штуцер 7 в загрузочный лоток 6.

Для регулировки подачи материала в установку штуцер 7 расположен на поворотном кронштейне, а в лотке 6 имеется перегородка, разделяющая поток пульпы в требуемом соотношении на две части, одна из которых возвращается в бункер-накопитель, а вторая по указанному лотку поступает в первое отделение машины.

В верхней части установки находятся съемные коробки 8 и 9, прижимаемые к блоку камер 12 скобами 10. Для выгрузки подрешетного тяжелого продукта в отсадочных камерах смонтированы клапаны 11, которым с помощью стопорных винтов можно придать положение, обеспечивающее непрерывную разгрузку или нужную ее интенсивность.

Колебания диафрагмы 13 осуществляются приводом отсадки 3, состоящим из электродвигателя, клиноременной передачи и кривошипно-шатунного механизма. Конструкция привода позволяет выполнять ступенчатую регулировку частоты и амплитуды этих колебаний.

Подрешетная вода, количество которой контролируется посредством вентилей, подается в камеры машины через напорный рукав и водораспределитель 2.

Бункер-накопитель, песковый насос, загрузочный лоток и съемные коробки изготовлены из оргстекла.

Отсадочная машина со съемными камерами ОМСК-2 используется для гравитационного обогащения зернистого материала крупностью до 12 мм. Отличительная особенность данной машины заключается в возможности ее плавной регулировки (без остановки) в широком диапазоне частоты пульсаций и амплитуды колебаний диафрагмы.

Магнитогидростатической сепаратор МГС-2 предназначен для полуавтоматического фракционного анализа и получения концентрата из минералогических или технологических проб, содержащих однородные по составу и физическим свойствам химические соединения с магнитной восприимчивостью $7,5 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$ и плотностью до 7000 кг/м^3 .

Применение сепаратора для выделения мономинеральных фракций и обогащения освобождает от необходимости использовать дорогостоящие и токсичные тяжелые жидкости, которые заменяются дешевым и безвредным водным раствором хлористого марганца.

В настоящее время ведутся научно-исследовательские и проектно-конструкторские работы по созданию промышленного варианта магнитогидростатического сепаратора.

§ 3. Флотационные машины

Однокамерная флотационная машина ФМ-1М (рис. 231) состоит из следующих узлов и деталей: корпуса; системы включения и регулирования частоты его вращения; блока импеллера; сменных флотокамер; механизма пеносъема; ротаметров для замера объема воздуха, подаваемого импеллером в камеру; ограждения приводных шкивов и ремней.

Воздух поступает через ротаметр, укрепленный сбоку камеры (на рисунке не показан), и систему соединительных шлангов. Машина снабжена двумя такими ротаметрами: для замера малых (от 0,1 до

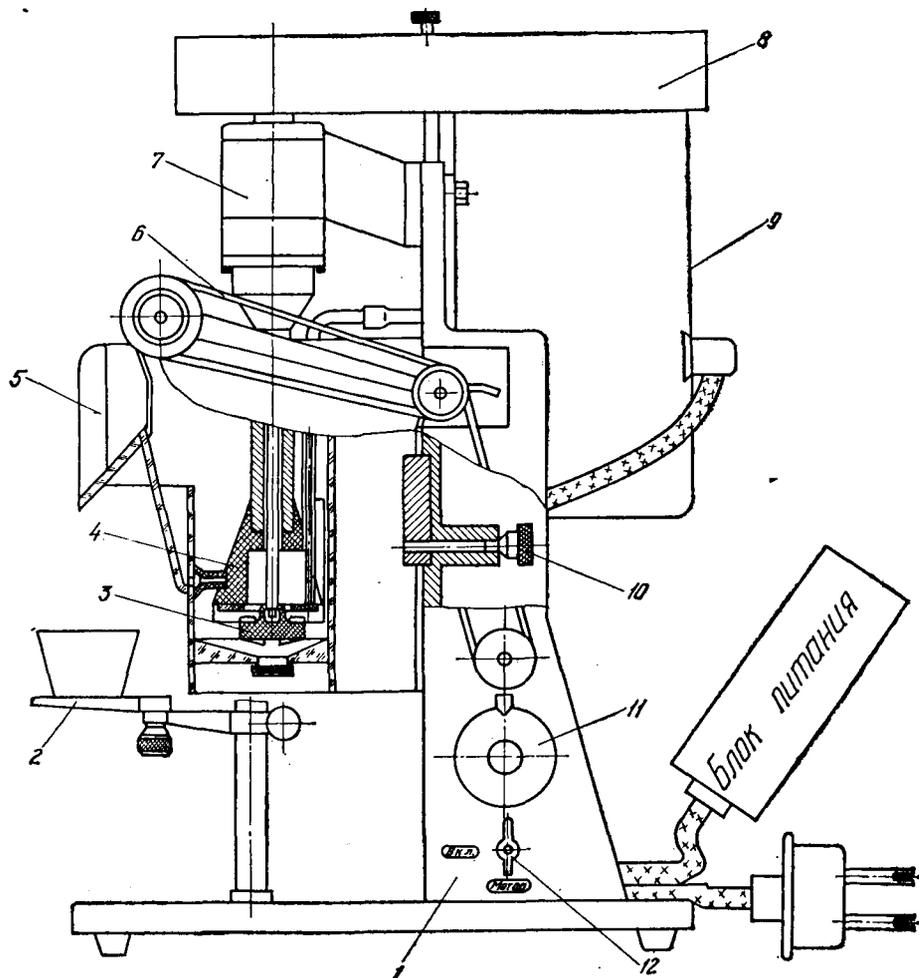


Рис. 231. Однокамерная флотационная машина ФМ-1М:

1 — корпус; 2 — поворотный столик; 3 — импеллер; 4 — конус со статором; 5 — камера; 6 — привод пеносъемника; 7 — блок импеллера; 8 — ограждающий колпак; 9 — электродвигатель; 10 — винт крепления камеры; 11 — регулятор частоты вращения импеллера; 12 — электровключатель.

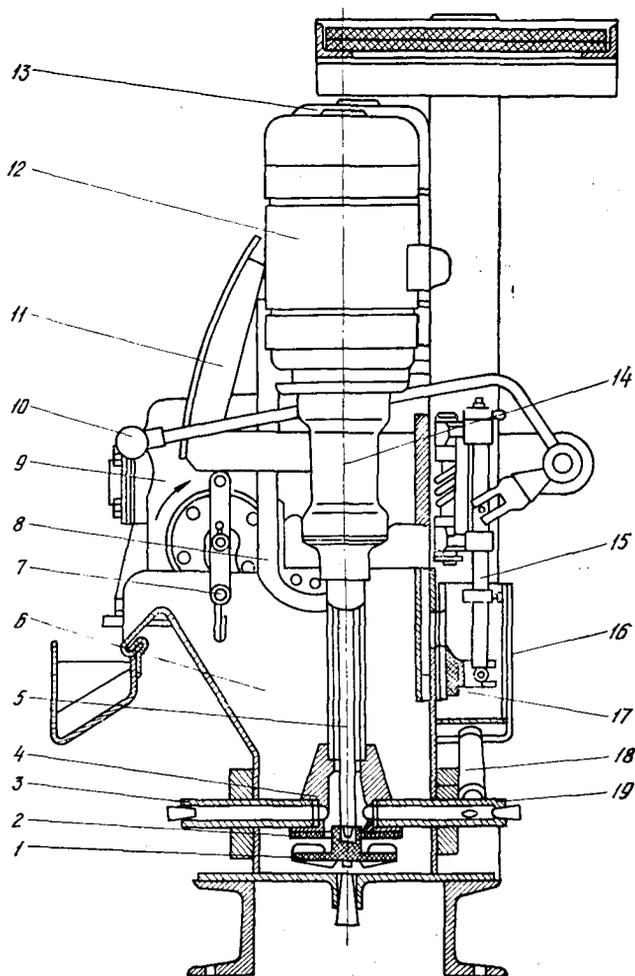


Рис. 232. Флотационная машина 94-ФЛ.

1 л/мин) и больших (от 0,66 до 4,1 л/мин) расходов воздуха при точности $\pm 4\%$.

Аппарат может оборудоваться пятью типоразмерами флотокамер емкостью 0,5, 0,75, 1, 0, 1,5 и 3 л, а также тремя типоразмерами импеллеров (диаметром 45, 58 и 75 мм), частота вращения которых благодаря блоку питания ЭТО1-4 плавно регулируется от 180 до 3600 об/мин.

Широкий диапазон изменения параметров процесса, происходящего в машине, позволяет производить экспериментальные работы по подбору режимов флотации, испытывать путем смены камер различные схемы с большим числом операций и др.

Флотокамеры, изготовленные из органического стекла, дают возможность вести визуальные наблюдения за распределением воздуха и обрабатываемого материала. Статоры и импеллеры выполнены из

твердой кислото-щелочестойкой резины. Выпускает аппарат Научно-производственное объединение «Геотехника» (Мингео СССР).

Флотационная машина 94-ФЛ, имеющая 10 камер (емкость каждой 3 л), в значительной мере «соблюдает» подобие процесса, протекающего в аппаратах промышленного размера. Поэтому она может использоваться в цепи непрерывной лабораторной установки на операциях основной, контрольной и перечистой флотации.

Машина состоит из двух корпусов 6 (рис. 232), выполненных из нержавеющей стали и разделенных перегородками на пять камер в каждом. Для аэрации пульпы и засасывания перечистных продуктов в этих камерах установлены блок-аэраторы, снабженные импеллером 1, надимпеллерным конусом 4, валом 5, патрубком 8 для засасывания воздуха, корпусом подшипников 14 и электродвигателем 12, вал которого непосредственно соединен промежуточной муфтой с валом блока 5.

Съем пенного продукта производится при помощи пеногена 7, приводимого в движение отдельным электродвигателем 13 через специальный редуктор 9.

Уровень пульпы в камере регулируется шибером 17, передвигаемым вверх-вниз штоком 15 с помощью рукоятки 10, и фиксированием положения на шкале 11.

Из камеры в камеру материал транспортируется через окна в их задних стенках, закрываемые шибером, карман 16, резиновую трубку 18 и штуцер 19. Промпродукты перекачиваются через передний штуцер 3.

Питание флотомашины из контактного чана осуществляется непосредственно в головную камеру или же в ее карман. Рекомендуемая крупность флотируемой руды — не менее 75—80% класса 0,074 мм. При работе аппарата на материале более грубого помола возможна забивка междуканерных питающих трубок 18.

Флотомашина 94-ФЛ, поставляемая в комплекте с автоматическим включателем переменного тока АП-50-ЗМТ, кнопочными пускателями ПНВ-30, запасными частями и принадлежностями, изготавливается Кадиевским заводом гидрооборудования (г. Стаханов).

§ 4. Малогабаритная механизированная обогатительная лаборатория

Кроме описанного выше оборудования удобно также применять малогабаритную механизированную обогатительную лабораторию МОЛМ, изготавливаемую Научно-производственным объединением «Геотехника». Состоит она из комплекта аппаратов и приборов (табл. 14), предназначенных для измельчения, отсева по крупности и сепарации проб рудных и нерудных полезных ископаемых гравитационным, флотационным, магнитным и электрическим методами.

При использовании данной лаборатории материал значительной крупности нужно предварительно обрабатывать на щековых и валковых дробилках, а также дисковых истирателях. Куски размером

Таблица 14. Комплект поставки лаборатории МОЛМ

Аппараты и приборы	Количество, шт.	Аппараты и приборы	Количество, шт.
Ступка с пестиком	1	Центробежный сепаратор с липкой поверхностью	1
Планетарная мельница	1	Ручная пневматическая флотомашина	1
Ситовый анализатор	1	Электрический сепаратор	1
Ручные сита (компл.)	2	Приставка к электрическому сепаратору	1
Делитель сыпучих материалов	1	Электромагнит	1
Технические весы Т-200 с разновесом	1	Ручной магнит с чехлом	1
Грохот	1	Магнит Сочнева	1
Жировой лоток (компл.)	2	Секция реагентов и посуды (компл.)	1
Винтовой сепаратор	1	Секция запасных частей и инструментов (компл.)	1
Концентрационный стол	1		
Механическая флотационная машина (компл.)	2		

больше 2—3 мм доизмельчаются в стальной ступке габаритами 75 × 225 мм и массой 1,8 кг.

В планетарной мельнице, уменьшающей зерна продукта до крупности — 0,1 мм, процесс происходит в двух вращающихся обоймах, где помещены помольные камеры (цилиндры). Если на ось — палец шкива водила — закрепить диск с тремя наборами сит, аппарат будет работать как ситовый анализатор.

Грохот используется по своему прямому назначению для рассева исходного материала на три продукта (если закрепить два сита). При установке в корпусе грохота лотка с липким слоем мази получается другой аппарат — жировой лоток для извлечения гидрофобных минеральных частиц.

Ручные сита, составляющие два набора, имеют отверстия: в первом случае — 0,25, 0,14, 0,1, 0,071 и 0,04 мм, во втором — 5,0, 3,0, 2,0, 1,0 и 0,5 мм. Массы загружаемой навески и набора соответственно 200 и 600 г.

Диаметр витков спирали винтового сепаратора равен 100 мм.

Прибор для гравитационного, флотационного и жирового обогащения (размером 740 × 355 × 600 мм и массой 25,5 кг) состоит из комплекса отдельных устройств с общим приводом.

Гравитационная обработка материала осуществляется на концентрированном столе (дека, редуктор и насос для оборотной воды).

Центробежный сепаратор с липкой поверхностью представляет собой стакан, внутри покрытый слоем мази и имеющий импеллер, при вращении которого пульпа под действием центробежных сил отбрасывается к стенкам этого стакана. Гидрофобные частицы прилипают и остаются на поверхности, а гидрофильные свободно сливаются.

Механическая флотомашина (с тем же импеллером) вместо стакана снабжена съемной камерой. У ее дна находится специальный патрубок, через который засасывается воздух (в ручной пневматиче-

ской флотомашине, где обрабатываются навески от 1 до 5 г, он подается с помощью резиновой груши).

Универсальный электромагнит УЗМ-1Т предназначен для разделения минералов сухим и мокрым способами.

Электрический сепаратор ЭС-2, позволяющий обрабатывать материалы крупностью 0,05—2,0 мм при температуре окружающей среды $20 \pm 10^\circ \text{C}$ и относительной влажности воздуха не выше 90%, применяется для выделения мономинеральных фракций, изучения на обогатимость рудного и нерудного сырья. В сравнении с другими типами данный аппарат имеет более широкую область использования при высоких качественных показателях, так как в нем существует подогрев лотка и барабана, а также обеспечивается отдельное регулирование питания коронирующего и отклоняющего электродов, полярность которых может переключаться с минуса на плюс.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1 *

Заводы, изготавливающие основное обогатительное оборудование

1. Бердичевский завод химического машиностроения «Прогресс».
2. «Волгоцеммаш» (б. «Волгоцемтяжмаш»), г. Тольятти.
3. Воронежский завод горно-обогатительного оборудования.
4. Ворошиловградский завод угольного машиностроения им. Пархоменко.
5. «Востокмашзавод», г. Усть-Каменогорск.
6. Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.
7. Днепропетровский завод горно-шахтного оборудования.
8. Иркутский завод тяжелого машиностроения им. Куйбышева.
9. Кадиевский завод гидрооборудования, г. Стаханов.
10. Карагандинское объединение по производству горно-шахтного оборудования, филиал № 2.
11. Кисилевский машиностроительный завод им. И. С. Черных.
12. Ленинградский машиностроительный завод.
13. Ново-Краматорский машиностроительный завод, г. Краматорск.
14. Производственное объединение «Уралмаш», г. Свердловск.
15. Поваровский опытный завод горнообогатительного оборудования.
16. «Строймашина», г. Кемерово.
17. «Строймашина», г. Кострома.
18. Сызранский завод тяжелого машиностроения.
19. «Труд», г. Новосибирск.
20. Усольский завод горного оборудования.
21. Уфимский завод горного оборудования.
22. Цхинвальский завод вибрационных машин «Электровибромашина».
23. «Южуралмашзавод», г. Орск.
24. Ясиноватский машиностроительный завод.

* В приложениях 2—17, 20—38, 40—41, 43—49 в строках «Завод-изготовитель» проставлены номера заводов согласно перечню, приведенному ниже. Указанные в характеристиках дробильно-измельчительного оборудования цены не включают стоимости электрооборудования (в противном случае делаются соответствующие оговорки). При отсутствии в приложениях цены на отдельные технические средства ее можно определить примерно пропорционально массе ближайшего типоразмера машины с известной ценой.

Щековые дробилки с простым (ШДП) и сложным (ШДС) движением щеки

Параметры	ШДП-9X12	ШДП-12X15	ШДП-15X21	ШДС-2,5X4	ШДС-2,5X9	ШДС-4X9	ШДС-6X9	ШДС-12X15
Размеры загрузочного отверстия, мм:								
ширина	900	1200	1500	250	250	400	600	1200
длина	1200	1500	2100	400	800	900	900	1500
Наибольший размер кусков в питании, мм	750	1000	1300	210	210	340	500	1000
Ширина разгрузочной щели, мм	130—180	150—250	180—280	20—60	20—60	40—90	75—125	150
Число оборотов главного вала, об/мин	200±10	150	125	275	325	290	250	150
Производительность при дроблении руды средней твердости, м³/ч	180	310	550	3,5—14	7—35	14,5—38	35—120	280
Мощность электродвигателя, кВт	90	160	250	17	40	40	25	160
Масса дробилки без электрооборудования, т	74	142	249	2,5	5,1	5	16,2	142
Завод-изготовитель	2	2	2	16	6	6	6	2
Цена, тыс. руб.	57,5	98	164	1,6	3	5	8,4	96,6

Конусные дробилки для крупного дробления

Параметры	Типоразмеры дробилок с гидравлическим регулированием разгрузочного отверстия						
	с нижней опорой					редукционных	
	ККД-500/75	ККД-900/140	ККД-1200/150	ККД-1500/160	ККД-1500/180	КРД-700/75	КРД-900/100
Ширина загрузочного отверстия, мм	500	900	1200	1500	1500	700	900
Наибольший размер кусков в питании, мм	200	750	1000	1200	1300	550	750
Номинальная ширина разгрузочного отверстия (при разомкнутом положении), мм	75	140	150	180	180	75	100
Число качаний конуса в минуту	200	140	120	90	110	135	110
Производительность при дроблении руд средней твердости, м³/ч	200	420	680	1650	1450	400	680
Мощность электродвигателя, кВт	110	250	320	2x320	400	250	400
Масса дробилки без электродвигателя и смазочной системы, т	412,0	148	240	520	403	145	259
Завод-изготовитель	14	14	14	14	14	14	14
Цена, тыс. руб.	48,7	153,0	228	426	347	122	200

Конусные дробилки для среднего и мелкого дробления

Параметры	КСД-1750Т	КСД-1750Тр	КСД-2200Т	КСД-2200Тр	КСД-3000Т	КСД-1750Т	КСД-1750Тр	КСД-2200Т	КСД-2200Тр	КСД-3000Т
Номинальный диаметр подвижного конуса, мм	1750	1750	2200	2200	3000	1750	1750	2200	2200	3000
Ширина загрузочного отверстия, мм:										
на открытой стороне	200	250	275	350	475	80	130	100	140	120
в сомкнутом положении	15—30	25—60	15—30	30—60	25—50	5—15	9—20	5—15	10—20	6—20
Число качаний конуса в минуту	260	260	242	242	185	260	260	242	242	185
Наибольший размер куска в питании, мм	160	200	250	300	380	70	100	85	110	100
Производительность при дроблении руды средней твердости (при работе дробилки в открытом цикле), м ³ /ч	100—190	170—320	180—360	360—610	425—850	85	95	160 *	220—260	350
Мощность электродвигателя, кВт	160	160	250	250	400	160	160	250	250	400
Масса дробилки без электрооборудования, т	49	49	89	89	208	49	49	91	90,5	212
Завод-изготовитель	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14
Цена, тыс. руб.	57,5	57,5	79	79	—	58	58	77	77	—

* При минимальном разгрузочном отверстии.

Валковые дробилки с гладкими и зубчатыми валками

Показатели	Дробилки с гладкими валками					Дробилки двухвалковые с зубчатыми валками				
	ДГ-40X25	ДГ-60X40	ДГ-100X55	ДГ-150X60	ДГЗ-4	ДГЗ-6	ДГЗ-10	ДГЗ-16	ДГЗ-9X9	ДГЗ-15X12
Размер валков (диаметр и длина), мм	400X250	600X400	1000X550	1500X600	400X500	630X800	1000X1250	1600X2000	900X900	1500X1200
Скорость вращения валков, об/мин	148; 212; 276	134; 160; 187	112; 89; 63	75, 8; 59; 44; 24	66	50	35	41	42	40
Наибольший размер кусков в питании, мм	20	30	50	75	100X200X300	400X500X600	400X600X1000	1200X1300X1400	250; 360	900; 700
Пределы регулировки ширины отверстия, мм	2→12	2—14	4—18	4—20	—	—	—	—	—	—
Максимальная крупность кусков дробленого продукта, мм	—	—	—	—	25; 75; 125	50; 100; 150	100; 150; 300	200; 300	40; 75; 100	100; 150
Производительность*, м ³ /ч (для дробилки ДГЗ→7/ч)	1,4→15,6	3,0→29,4	11,9→53,5	13→65	20—100	60→150	125→525	800; 1300	70; 120	До 1500
Мощность электродвигателя, кВт	4	10	40	55	13	22	40	250	40	55
Масса дробилки без электрооборудования, т	1,9	5,3	16,7	34	4,7	9,9	24,3	114	13	32
Завод-изготовитель	12	12	18	18	24	24	24	24	18	2
Цена, тыс. руб.	2,3	3,2	—	—	6	11,7	19,5	112	12,8	23,1

* Для дробилок ДГ производительность указана при наименьшей в наибольшей ширине отверстия, максимальной окружной скорости валков (6 м/с) и коэффициенте разрахаения K = 0,25, а для дробилок ДГЗ — при дроблении угла.

Молотковые и роторно-бильные дробилки

Параметры	Нереверсивные дробилки		Реверсивные дробилки		Роторно-бильные дробилки	
	СМ-170Б	М-20-30	ДМРЭ-10Х10	ДМРИЭ-14,5Х13	ДРК-8Х6	ДРК-16Х12
Размеры ротора, мм: диаметр длина	1300 1600 735	2000 3000 600	1000 1000 1470	1450 1300 985	800 630 20	1600 1250 26,5
Частота вращения, об/мин						
Размер, мм: наибольших кусков питания (не связше) отверстия колосниковой решетки или отбойной плиты	400	600	80	80	400	800
Крупность дробленого продукта, мм	—	—	—	—	16—100	22—320
Производительность, т/ч	До 10	20	5; 3; 2	3	—	—
Мощность электродвигателя, кВт	150—200	900—1200	100; 90; 80	До 250	—	160
Масса дробилки без электрооборудования, т	125	1250	250	630	40	160
Завод-изготовитель	12,7	53,8	9,08	18,5	6	29,8
Цена, тыс. руб.	6	2	18	18	6	9
	8	30	7,1	14,1	5,7	23

Приложение 7

Стержневые и шаровые мельницы

Тип мельницы	Внутренний диаметр (без футеровки), мм	Длина бара-фланцам, мм	Рабочий объем бара, м³	Номинальная частота вращения бара, об/мин	Максимальный размер загружаемых кусков, мм	Размер частиц продукта, мм	Масса мельницы с реактором (без электродвигателя), т	Максимальная масса шаров или стержней, т	Мощность электродвигателя, кВт (не более)	Завод-изготовитель	Цена, тыс. руб.
МСЦ-12Х24	1200	2400	2	28	До 40	0,2—2,36	14	5,2	40	12	9,5

МЦЛ-15×30	1500	3000	4,2	25	—	—	—	—	23	10,5	100	24	22
МЦЛ-21×22	2100	2200	6,3	18,7	—	—	—	—	51,2	16	200	14	52,1
МЦЛ-21×30	2100	3000	8,5	19,7	—	—	—	—	50	22	400	14	47,7
МЦЛ-27×36	2700	3600	18	15,6	—	—	—	—	81	45,5	400	14	87,7
МЦЛ-32×45	3200	4500	32	14,16	—	—	—	—	140	83	900	13	77,9
МЦЛ-36×55	3600	5500	49	13,7	—	—	—	—	170	127	1000	13	91,3
МЦЛ-40×55	4000	5500	60	13,02	—	—	—	—	241	150	2000	13	128
МЦЛ-45×60	4500	6000	82	12,5	—	—	—	—	276	220	2500	13	147
МШЛ-9×18	900	1800	0,9	42	—	—	15	2,8	5,2	1,7	22	14	5,8
МШЛ-15×30	1500	3000	4,2	28	—	—	—	—	23	8	180	14	22
МШЛ-21×30	2100	3000	8,5	24	—	—	—	—	50	16,5	200	14	45
МШЛ-27×36	2700	3600	17,5	21	—	—	—	—	81	34	400	14	85,4
МШЛ-32×45	3200	4500	32	19,8	—	—	—	—	140	61	900	13	75,9
МШЛ-36×55	3600	5500	49	18,2	—	—	—	—	170	94	1250	13	84,9
МШЛ-40×55	4000	5500	60	17,18	—	—	—	—	241	115	2000	13	125
МШЛ-45×60	4500	6000	82	16,7	—	—	—	—	276	164	2500	13	137,7
МШЛ-55×60	5500	6000	130	14,7	—	—	—	—	572,6	240	3200	13	—
МШЛ-55×65	5500	6500	140	13,69	—	—	—	—	656	275	4000	13	—
МШП-9×9	900	900	0,45	41	—	—	—	—	—	—	—	12	5,4
МШП-12×12	1200	1200	1	36	—	—	До 60	0,83—0,16	—	1	13	12	7,7
МШП-15×16	1500	1600	2,2	38	—	—	До 60	0,83—0,07	—	2,2	30	12	17,3
МШП-21×15	2100	1500	4,3	24,3	—	—	25	—	13,5	4,8	55	14	36,5
МШП-21×22	2100	2200	6,3	24,6	—	—	—	—	35	10	132	14	44
МШП-21×30	2100	3000	8,5	24,6	—	—	—	—	43	15	160	14	47,7
МШП-27×21	2700	2100	10	21	—	—	—	—	48	20	200	14	82
МШП-27×36	2700	3600	17,5	21	—	—	—	—	67	24	315	14	89
МШП-32×31	3200	3100	22	19,8	—	—	—	—	80	42	380	14	92,3
МШП-36×40	3600	4000	36	18	—	—	—	—	97	52	600	14	87,4
МШП-36×50	3600	5000	45	18	—	—	—	—	155	82	1000	14	91,4
МШП-40×16	4000	1600	18	17,6	—	—	—	—	165	100	1250	13	197
МШП-40×50	4000	5000	55	17,18	—	—	—	—	227,3	43	630	13	141
МШП-45×50	4500	5000	68	16,17	—	—	—	—	250	120	2000	13	162
					—	—	—	—	264	150	2500	13	

Мельницы самоизмельчения

Параметры	ММС-70—23	ММС-90	МРГ-40—75	МРГ-55—75А
Внутренний диаметр барабана, мм	7000	9000	4000	5500
Длина его, мм	2300		7500	7500
Внутренний объем барабана, м ³	80		83	160
Частота вращения, об/мин	13		17,8	14,88
Масса рудной загрузки, т	—		110	230
Максимальная крупность загружаемой руды, мм	350—400		100—150	100—150
Тип привода	Редукторный		Безредукторный	
Мощность электродвигателя, кВт	1600	3930	2000	3150
Масса мельницы, т	382,5		304,6	
Завод-изготовитель	18	18	13	13
Цена, тыс. руб.	240		—	—

Грохоты типа ГЦЛ

Параметры	ГЦЛ-1	ГЦЛ-3
Максимальная производительность, т/ч	400	1000
Наибольшая ширина щели, мм	100	200
Диаметр барабана (внутренний), мм	1200	1700
Длина его (рабочая), мм	1500	2840
Частота вращения барабана, об/мин	11	9,26
Мощность электродвигателя, кВт	4	10
Габаритные размеры грохота, мм:		
длина	3750	5760
ширина	1850	2520
высота	2400	3400
Масса (с электродвигателем), т	3,1	9,5
Завод-изготовитель	10	10
Цена, тыс. руб.	3,4	7,9

Некоторые типы инерционных грохотов

Параметр	Легкий тип				Средний тип				Тяжелый тип			
	ГИЛ-32	ГИСЛ-62	ГИСЛ-72	ГИСЛ-82	ГИС-42	ГИС-52	ГИТ-32Н	ГИТ-42Н	ГИТ-51Н	ГИТ-52Н	Т-71Н	
Размеры сита (решета), мм:												
ширина	1250	2000	2500	3000	1500	1750	1250	1500	1750	1750	2500	
длина	2500	5000	6000	7000	3750	4500	2500	3000	3500	3500	5000	
Площадь одного сита, м ²	3,1	10	15	21	5,5	8	3,1	4,5	6	6	12,5	
Количество сит	2	2	2	2	2	2	2	2	1	2	1	
Размеры отверстий сит, мм:												
верхнего	50×50	—	—	—	40×40	40×40	25×25	80×80	20—200	20—200	20—200	
нижнего	6—25	—	—	—	12×12	12×12	12×12	12—25	15—25	12—25	12—25	
Наибольший размер кусков в питании, мм	100	—	—	—	150	150	300	200	400	400	1500	
Угол наклона короба, град	10—25	—	—	—	10—25	10—25	10—30	10—30	10—30	10—30	10—30	
Производительность (каталожная), т/ч	100	—	—	—	70	100	360	850	1000	100	1200	
Мощность электродвигателя, кВт	4	34	2×22	2×40	10	10	10	13	18,5	22	30	
Масса грохота (без электродвигателя), т	1,4	9,285	10,60 ^б	18,9	3,5	1	3,9	3,9	6,7	7,7	13,1	
Завод-изготовитель	10	4	4	—	17	17	3	3	3	3	3	
Цена, тыс. руб.	1,2	—	12,8	—	2,6	2,8	4,9	6	8,2	9,5	11,2	

Самобалансные грохоты

Параметры	Легкий тип	Средний тип		Тяжелый тип				
		ФСЛ-42	ГСС-22	ГСС-32	ГСТ-42	ГСТ-51	ГСТ-61	ГСТ-81
Количество сит	2	2	2	2	2, 1	1	1	1
Размеры сита (решета), мм:								
ширина	1500	1000	1250		1500	1750	2000	3000
длина	5000	2500	3000		3000	4500	5000	6400
Площадь одного сита, м ²	7,5	2,5	—			—	—	—
Размер отверстий сита, мм:								
верхнего	12—30	26×26	11×11	10×10	10×10	30×30	12; 16; 20	5
нижнего	0,5—2	5×20	5×20	4×4	4×4	—	—	—
Наибольший размер кусков в пидании, мм	300×300×600	100	100	40	40	120	200	200
Угол наклона короба, град	0—8	—	—	—	—	—	—	—
Мощность электродвигателя, кВт	10	5,5	5,5	2×4	2×4	10	2×13	55
Производительность (ориентировочная), т/ч	78—127	40	60	90	90	200	100	450
Масса грохота (без электрооборудования), т	6,7	1,9	2,2	2,9	2,9	4,9	10	27,9
Завод-изготовитель	4	17	17	3	3	15	4	14
Цена, тыс. руб.	6,6	1,3	1,6	2,5	2,5	—	—	—

Резонансные грохоты

Параметры	ГРЛ-62 (ГРД-62)	ГРЛ-72 (ГРД-72)
Производительность, т/ч	130—160	220—250
Крупность кусков питания, мм (не более)	300×300×600	300×300×600
Размеры просеивающей поверхности, мм:		
длина	5000	6000
ширина	2000	2500
Тип применяемых сит, мм:		
штампованные с отверстиями	6; 10; 13; 20; 25; 50; 80; 100	
проволочные с отверстиями	6; 8; 13; 16; 25; 40	
щелевые с шириной щели	0,5; 1	1,6; 2
Количество ярусов сит	2	2
Частота колебаний короба, л/мин	510	550
Амплитуда (полуразмах) колебаний, мм	10	10
Мощность электродвигателя, кВт	13	17
Масса грохота, кг	13 900	17 000
Завод-изготовитель	4	4
Цена, тыс. руб.	11,7	13,2

Приложение 13

Дуговые сита

Параметры	СД-1	СД-2А	СДО-3
Максимальная производительность по питанию, м ³ /ч	200	400	500
Максимальная крупность исходного материала, мм	6	6	60
Ширина щели, мм	0,5—3,0	0,5—2,0	0,5
Полезная площадь сита, м ²	0,95	1,9	3
Масса, кг	300	500	832
Завод-изготовитель	9	9	9
Цена, тыс. руб.	8,1	1,7	1,5

Приложение 14

Комплекс подготовки угля КПУ-800

Параметры	Значения
Производительность при разделении пограничной крупности 10—13 мм, т/ч	До 800
Крупность кусков питания, мм	До 200
Площадь сит, м ²	9,5
Ширина щели между колосниками сита, мм	10; 13; 18
Удельный расход воды, м ³ /т·ч	До 2
Напор воды, м вод. ст.	10
Габаритные размеры, мм:	
длина	7700
ширина	2950
высота	6550
Масса, кг	13 800
Завод-изготовитель	4
Цена, руб.	15 430

Классификаторы с погруженной спиралью

Параметры	1КСП-1E	1КСП-15	1КСП-20	2КСП-24	2КСП-12	2КСП-15	2КСП-20	2КСП-24
Производительность, т/сут:								
— по пескам *	4,1/960; 8,13/1940	3,5/1600; 7/3200	2,5/2700; 5,02/5430	1,96/3500; 3,84/7000	4,1/1900; 8,15/3800	3,5/3000; 7/6000	2,48/5000; 5/10 000	2/1000; 4/14 000
— по сливу (при крупности), мм:	— 120	— 183,5	— 282	— 390	— 228	— 367	— 640	— 892
0,147								
0,075								
Характеристика спирали:								
— диаметр, мм	1200	1500	2000	2400	1200	1500	2000	2400
— количество	1	1	1	1	2	2	2	2
— шаг, мм	600	750	1250	1500	1600	750	1250	1500
Мощность электродвигателя привода спирали, кВт	3,2; 6	3,8; 7,5	6,4; 11	8,3; 15	3,2; 6	6,4; 11	12,5; 20	18; 28
Габаритные размеры классификатора, мм:								
— длина	9980	12 030	15 200	16 670	9980	12 080	15 400	16 670
— ширина	1924	2245	2880	3280	3150	3830	4970	5780
— высота	4380	5510	6500	7050	4380	5700	6380	7250
Масса, кг	9150	17 935	31 180	37 803	16 100	31 470	55390	64 180
Завод-изготовитель	8	8	8	8	8	8	8	8
Цена, тыс. руб.	52	98	16,5	20	91	16,2	28,5	30

* Числитель — скорость вращения спирали (об/мин), знаменатель — производительность при плотности материала 2,7 т/м³ (т/сут).

Классификаторы с непогруженной спиралью

Параметры	КСН-12	КСН-15	КСН-20	КСН-24	КСН-30	2КСН-24	2КСН-24А	2КСН-30
Производительность, т/сут:								
— по пескам *	4,1/960; 8,15/1940	3,9/1750	4,1/4000	3,5/6200	1,5/3740; 3/7500	25/9000 5,2/18 500	2,5/12 900 5,2/25 850	1,5/6250; 3/12 500
— по сливу (при крупности), мм:								
0,147	155	240	400	580	780	1100	2430	1500
0,075	—	—	—	—	—	—	—	—
Характеристика спиралей:								
— диаметр, мм	1200	1500	2000	2400	3000	2400	2400	3000
— количество, шт.	1	1	1	1	1	2	2	2
— шаг, мм	600	750	1250	1500	1800	1500	1500	1800
Мощность электродвигателя привода спирали, кВт	3,2; 6	7	10	10	19; 28	14; 28	20; 40	28; 40
Габаритные размеры классификатора, мм:								
— длина	8140	9855	10 510	11 252	15 020	11 580	15 925	15 150
— ширина	1595	1933	2570	3040	3740	5400	5696	6760
— высота	2910	3550	4720	4850	5800	4850	5750	7100
Масса, кг	6540	12 680	18 010	21 600	40 800	36 990	36 733	71,930
Завод-изготовитель	8	8	8	8	8	7	7	7
Цена, тыс. руб.	4,1	6,95	9,15	10,8	14,4	14,4	20,7	30,2

* Числитель — частота вращения спирали (об/мин), знаменатель — производительность при плотности материала 2,7 т/м³ (т/сут).

Параметры	ГЦ-50	ГЦ-75	ГЦ-150	ГЦ-250	ГЦ-360	ГЦ-500	ГЦ-710	ГЦ-1000
Диаметр, мм:								
— гидrocиклона	50	75	150	250	360	500	710	1000
— отверстий:								
питающего ($d_{п.}$) *	10—20	15—30	24—40	40—60	50—70	60—100	155—175	175—200
сливного	10—25	15—38	40—70	50—100	70—150	100—220	150—300	200—400
пескового	6—12	8—17	12—24	17—35	24—50	34—180	48—200	80—250
Угол конусности, град	10	10	20	20	20	20	20	20
Производительность при напоре 1 кгс/см ² , м ³ /ч	1—8	3—16	12—40	20—64	35—125	65—250	250—500	280—1000
Габаритные размеры, мм (не бо- лее):								
длина	200	300	400	600	700	800	1100	1500
ширина	250	350	450	650	750	900	1200	1600
высота	400	600	1000	1400	1800	2500	3500	4500
Масса гидроциклона, кг (не более):								
литого	30	50	150	300	500	700	1500	3000
футерованого каменным литьем	—	—	110	220	360	600	1250	1900
футерованного резиной	—	—	70	131	200	327	655	1200
Завод-изготовитель	21	21	21	21	21	21	21	21

* Эквивалентный диаметр вычисляется по следующей формуле: $d_{\text{Д}} = \sqrt{\frac{4}{\pi} bh}$, где b — ширина и h — высота питающего отверстия в наиболее узком сечении.

Спирально-лопастные классификаторы (гидросепараторы)

Параметры	Д-5М	СГ-6	СГ-9
Диаметр чана, мм	5000	6000	9000
Поверхность осаждения, м ²	19,6	23,2	65,5
Производительность по твердому (ориентировочно), т/ч	15—30	25—50	60—120
Частота вращения спиралей, об/мин	1,4	0,5—2,0	0,5—1,65
Высота подъема спиралей, мм	250	400	400
Мощность электродвигателя, кВт	2,8	2,5	14
Масса классификатора, кг	9815	9540	17 954

Барабанные тяжелосредние сепараторы типа СБЭ

Параметры	СБЭ-1,8	СБЭ-2,5	СБЭ-3,0
Крупность обогащаемого материала, мм	150—4	150—4	150—4
Производительность, т/ч	18—90	32—160	50—250
Размеры барабана, мм:			
диаметр	1800	2500	3000
длина	1800	2500	3000
Частота вращения барабана, об/мин	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6
Мощность электродвигателя привода, кВт	7	10	14
Габаритные размеры сепаратора, мм:			
длина	3160	3970	4695
ширина	2420	3720	3620
высота	3080	3910	4410
Масса, т	9,9	16,6	21,1

Корытные сепараторы

Параметры	СКВ-20	СКВ-32	СТТ-20
Максимальная производительность (т/ч) при крупности питания, мм:			
6—300	160	250	150
13—300	190	300	190
25—300	240	380	240
Ширина ванны, мм	2000	3200	2000
Объем суспензии в ванне, м ³	8	18	16
Характеристика элеваторного колеса:			
диаметр, мм	4000	5450	4000
частота вращения, об/мин	2,1	—	—
Габаритные размеры сепаратора, мм:			
длина	4277	5355	7800
ширина	4490	5825	4800
высота	4160	5700	4500
Масса, кг	16 500	27 500	39 750
Завод-изготовитель	4	4	4
Цена, тыс. руб.	13,5	23	62,7

Сепараторы для регенерации магнетитовых суспензий

Параметры	ЭБМ-80/170	ЭБМ-80/250
Диаметр рабочей части барабана, мм	800	800
Длина барабана, мм	1700	2500
Напряженность магнитного поля на поверхности барабана, кА/м (не менее)	70	70
Габаритные размеры сепаратора, мм:		
длина	3000	3750
ширина	2000	2000
высота	2200	2200
Масса, кг	4980	7100
Производительность по суспензии (м ³ /ч) при содержании магнетита в твердой фазе питания (%):		
70—90	До 180	До 270
35—50	100—130	160—190
Максимальная производительность по магнетиту, т/ч	60	90
Рекомендуемое содержание магнетита в питании, г/л	130—180	130—180
Содержание магнетита в хвостах (г/л) при содержании шлама в питании (г/л):		
до 150	До 0,5	До 0,5
от 150 до 180	» 1,0	» 1,0
от 180 до 200	» 1,5	» 1,5
от 200 до 250	» 2,0	» 2,0
Плотность магнитного продукта (г/см ³) при содержании шлама в питании до 150 г/л	2,1—2,3	2,1—2,3
Завод-изготовитель	4	4
Цена, тыс. руб.	6	10

Приложение 22

Гидроциклонные комплексы тяжелосредных установок

Параметры	КГ-2/50	КГ-2/100	ГТ-3/80
Максимальная производительность: *			
— по твердому, т/ч	50	100	80
— по пульпе, м ³ /ч	200	400	260
Крупность обогащаемого материала, мм	0,5—25	0,5—25	0,5—25
Внутренний диаметр, мм:			
— гидроциклона	500	500	—
» I ступени	—	—	630
» II ступени	—	—	500
Диаметр разгрузочных отверстий, мм:			
— верхнего	220	220	—
— нижнего	150—180	150—180	—
— верхнего (I ступень)	—	—	200—320
» (II ступень)	—	—	160—180
— нижнего (II ступень)	—	—	90—180
Геометрическая высота подачи питания, м	4—6	4—6	6
Расход суспензии на 1 т обогащаемого материала, м ³	4—6	4—6	6
Масса гидроциклона, кг	5800	8250	—
Завод-изготовитель	4	4	4
Цена, тыс. руб.	9	10,5	12

* Относится к нагрузке по обесшламленному углю.

Комплекс КАПТС

Параметры	Значения
Производительность по суспензии, м ³ /ч (не менее)	1,2
Плотность суспензии, кг/м ³ (не более)	2100 (±5%)
Наибольшая высота транспортировки при плотности суспензии 2100 кг/м ³ и давлении воздуха 5,5 кгс/см ² , м (не более)	24 (±5%)
Емкость бункера, м ³ (не более)	4 (±10%)
Давление в воздушной сети при высоте транспортировки 24 м, кгс/см ² (не менее)	5,5 (±5%)
Влажность магнетита, % (не более)	7,5
Масса спецоборудования, кг	5535
Завод-изготовитель	4
Цена, тыс. руб.	14,3

Приложение 24

Диафрагмовые отсадочные машины

Параметры	МОД-2	МОД-3	МОД-4
Размеры камеры, м	1×1,06	1×1,06	1,06×1,06
Полезная площадь ее, м ²	2	3	4
Количество камер	2	3	4
Частота качаний конуса (диафрагмы) в минуту	130; 294	197; 348	130; 350
Амплитуда этих качаний, мм	2—40	2—40	До 75
Крупность исходной руды, мм	0,5—15	0,5—15	До 30
Производительность (максимальная), т/ч	10—25 *	15—30 *	20—40 *
Мощность электродвигателей, кВт	2,2	2×2,2	2×2,2
Габаритные размеры машины, м	2,4×1,3×2	3,7×1,3×2	3,2×2,5×1,9
Масса, т	1,46	2,44	3,36
Завод-изготовитель	19	19	19

* При извлечении золота из россыпей.

Приложение 25

Воздушно-золотниковые отсадочные машины для обогащения руд

Параметры	ОПМ-25	ОПМ-35	ОП-14К
Количество секций	5	5	5
Производительность, т/ч (не более)	75	130	70
Крупность обогащаемого материала, мм	0,2—3,0	0,2—5,0	4—50
Площадь отсадки (общая), м ²	10	15	5

Параметры	ОПМ-25	ОПМ-35	ОП-14К
Размер решета камеры, мм:			
длина	1000	1000	1000
ширина	2000	3000	1250
Частота пульсаций воды в минуту	160—300	50—300	50—300
Амплитуда этих пульсаций, мм	2—25	До 60	До 150
Рабочее давление воздуха, кгс/см ²	0,3	0,3	0,35
Средний расход воздуха, м ³ /ч	4000	4000	2200
Рабочее давление подрешетной воды в коллекторе, кгс/см ² (не менее)	1,5	0,8	0,8
Расход этой воды, м ³ /ч (не более)	250	300	200
Мощность электродвигателя, кВт	2,8	1,5	1,5
Габаритные размеры машины, мм:			
длина	6300	6500	5090
ширина	3230	4320	2530
высота	4200	3240	3340
Масса, т	11,5	17,5	20
Завод-изготовитель	19	15	15

Отсадочные машины для обогащения углей

Параметры	ОМ-8-1	ОМ-12-1	ОМ-18-1	ОМА-10
Производительность, т/ч:				
по исходному материалу	80—220	120—320	180—500	100—250
по отходам обогащения (не более)	40	75	115	71
Крупность обогащаемого угля, мм	0,5—13; 0,5—150;	0,5—13; 0,5—150;	0,5—13; 0,5—150;	0,5—13; 0,5—150;
Количество:	13—150	13—150	13—150	13—150
секций (отсеков)	4	6	6	5
отделений	2	3	3	2
Характеристика отсадочного отделения:				
ширина, мм	2000	2000	3000	2000
площадь решет (рабочая), м ²	8	12	18	10
Ширина щелей в решетке при обогащении угля, мм:				
мелкого	4	4	4	—
ширококласифицированного и крупного	6 и 7×20	6 и 7×20	6 и 7×20	—
мелкого (для работы с искусственной постелью)	20×20	20×20	20×20	—
Рабочее давление воздуха, кгс/см ²	0,2—0,5	0,2—0,5	0,2—0,5	0,4—0,5
Расход воздуха, м ³ /с	0,5—0,6	0,7—0,8	1,1—1,3	0,9—1,0
Частота пульсаций в минуту	30—80	30—80	30—80	43—51
Их амплитуда, мм (не свыше)	150	150	150	250

Параметры	ОМ-8—1	ОМ-12—1	ОМ-18—1	ОМА-10
Мощность, потребляемая электропневматической системой управления, Вт	50	50	50	—
Мощность двигателя привода разгрузочного устройства, кВт	1,6	1,6	1,6	3
Количество двигателей	2	3	3	2
Габаритные размеры машины, мм:				
длина	4975	7300	7300	6160
ширина	3230	3230	3750	3500
высота	4540	4540	4540	4510
Масса, кг:				
с электрооборудованием	15 260	22 750	27 800	17 350
в рабочем состоянии	37 000	56 000	76 000	44 000
Завод-изготовитель	4	4	4	4

Приложение 27

Конусные сепараторы

Параметры	Одноярусные		Двухъярусные		Трехъярусные
	КС-2М	КС-3	КС-2—2	КС-3—2	КС-2—3
Условный диаметр основания конуса, мм	2000	2880	2000	2880	2000
Наружный диаметр, мм	2160	3060	2160	3060	2160
Длина образующей, мм	800	1190	770	1100	770
Угол наклона образующей к горизонтали, град	14—20	14—20	14—20	14—20	14—20
Рабочая поверхность одного конуса (без клиньев), м ²	2,95	6,3	2,88	6,08	2,85
Характеристика пульпораспределителя:					
количество расходных труб	12	12	12	12	12
частота их вращения, об/мин	18	24	18	24	24
Весовое содержание твердого в питании, %	45—60	45—60	45—60	45—60	45—60
Производительность, т/ч	20—40	40—80	25—45	45—90	20—40
Габаритные размеры сепаратора, мм:					
длина	2160	3100	2500	3100	2160
ширина	2160	3100	2480	3100	2250
высота	2290	2300	2650	3250	3450
Масса, т	1,46	2,5	2,9	5	3,4
Завод-изготовитель	19; 20	19; 20	19; 20	19; 20	19; 20

Винтовые сепараторы и винтовые шлюзы

Параметры	Сепараторы					Шлюзы		
	СВ2-500	СВ2-750	СВ2-1000	СВМ-750	СВМ-1200	ШВ2-500	ШВ2-1000	ШВ2-1250
Диаметр желоба (внутренний), мм	500	750	1000	750	1200	500	1000	1250
Шаг витка, мм	350	500	600	450—550	650—750	350	600	620
Количество:								
желобов (заходов)	2	2	2	1	1	2	2	2
витков	4—5	4	4	4	4	4	4	4
Пределная крупность обогащаемого материала, мм	0,1—2,0	0,1—3,0	0,2—2,0	0,2—2,0	0,2—3,0	0,02—0,5	0,02—0,5	0,02—0,5
Содержание твердого в питании, %	15—40	15—40	20—40	15—40	20—40	20—40	20—40	20—40
Расход смывной воды, л/с	0,1	0,1—0,2	0,2—0,3	0,2—0,4	0,3—0,6	0,1—0,15	0,15—0,25	0,2—0,3
Производительность (т/ч) при крупности (мм):								
1—2 (3)	—	4—5	6—10	4—5	8—12	—	—	—
0,5—1	1,0—1,2	2—3	3—5	2—3	6—8	—	—	—
0,2—0,5	0,7—0,9	1,2—2,0	2—4	1—2	4—6	1,0—1,4	1,5—2,0	3,0—4,5
0,07—0,2	0,3—0,5	0,5—1,0	—	—	—	0,5—0,7	1—1,5	1,5—2,0
0,02—0,07	—	—	—	—	—	0,15—0,2	0,3—0,5	0,5—0,7
Габаритные размеры, мм:								
высота	2700	3750	4000	4000	4300	2500	3600	3860
длина (ширина)	600	900	1100	800	1500	1090	1250	1300
Масса, кг	200	300	600	370	670	545	640	800
Завод-изготовитель	—	—	—	20	—	—	—	—

Концентрационные столы

Параметры	СКМ-1А	СКО-15М	СКО-22	СКО-30	СКО-45	СКПМ-6
Размеры дек, мм:						
ширина	1800	1937	1937	1937	1937	1800
длина	4500	3970	3970	3970	3970	3400
Площадь деки, м ²	7,7	7,5	7,5	7,5	7,5	6,1
Общая площадь дек, м ²	7,7	15	22,5	30	45	36,5
Количество их	1	2	3	4	6	6
Частота качаний, мин ⁻¹	200—300	280—350	280—350	280—350	280—350	280—350
Длина хода деки, мм	12—30	10—30	10—20	10—20	10—20	10—20
Угол ее крена, град:						
поперечного	2—8	0—8	0—8	0—8	0—8	0—10
продольного	—	0±2	0±2	0±2	0±2	0±3
Производительность столов, т/ч:						
песковых	0,8—2,2	2,5—7,0	3—10	4,0—13,5	6—20	До 40
шламовых	0,5—0,8	0,7—1,1	1—3	1,3—4,0	2—6	До 20
Мощность электродвигателя, кВт	1,7	2,2	2,2	2,2	2×2,2	2,8
Габаритные размеры столов, мм:						
длина	5700	5240	5360	5380	5400	5100
ширина	1800	220	2200	2250	2300	2400
высота	1220	1500	1900	2360	3700	3800
Масса, кг	1340	2300	2950	4100	6350	3300
Завод-изготовитель	19	19	19	19	19	19

Флотационные машины механического типа

Параметры	ФМР-2	ФМР-4	ФМР-25	ФМР-63	ФМР-25Р	ФКМ-63
Производительность по потоку, м ³ /мин (не более)	0,25	0,6	6	12	5	12
Крупность обрабатываемого материала, мм (не более)	1	1	1	1	1	1
Содержание твердого в пульпе, %	50	50	50	50	40	40
Объем камеры, м ³	0,16	0,4	2,5	6,3	8,5	6,3
Глубина ее, мм	550	700	1100	1200	1000	1200
Характеристика импеллера (ротора):						
диаметр, мм	200	300	600	750	420	750
окружная скорость, м/с	7,4	7,4	—	9,4	8	9,4
Установленная мощность электродвигателя, кВт:						
блока импеллера	1,1	2,2	10	22	13	30
привода пеногонов	0,8	0,6	1,1	1,1	1,1	1,1
привода шибера	—	—	0,8	0,8	0,8	0,8
Габаритные размеры двухкамерной секции, мм (не более):						
длина	1020	1730	3855	4755	3500	4400

Параметры	ФМР-2	ФМР-4	ФМР-25	ФМР-63	ФРМ-25Р	ФКМ-63
ширина	1060	1215	2386	3325	2530	3020
высота	1140	1355	2395	2632	2260	2800
Масса этой секции, кг (не свыше)	472	580	5180	8660	4900	9000
Завод-изготовитель	7	7	7	7	7	7
Цена двухкамерной секции, руб.	142	204	3655	5465	—	6580

Приложение 31

Флотационные машины, применяемые для обогащения углей

Параметры	ФМУ-63	ФМУ-2—63
Максимальная производительности		
по твердому, т/ч	40	50
по пульпе, м ³ /ч	350	450
Количество:		
камер	6	6
блоков-импеллеров	6	12
импеллеров	6	24
Объем камеры, м ³	6,3	6,3
Частота вращения импеллера, об/мин	735	575
Установочная мощность электродвигателей, кВт	6×28	6×17
Габаритные размеры машины, мм:		
длина	13 090	16 320
ширина	3000	3320
высота	3260	3340
Масса, кг	23 450	27 800
Завод-изготовитель	—	7
Цена, тыс. руб.	—	26,3

Приложение 32

Пневмомеханические флотомашины

Параметры	ФПМ-1,2	ФПМ-1,6	ФПР-40	ФПР-60
Производительность по потоку, м ³ /мин (не более)	4	6	8	14
Крупность исходного материала в питании, мм (не более)	1	1	1	1
Содержание твердого в пульпе, %	До 40	40	40	40
Геометрический объем камеры, м ³	1	1,6	3,2	6
Глубина ее, мм	750	750	1100	1200
Диаметр импеллера, мм:				
механического	600	—	—	—
пневмомеханического	680	680	750	900
Окружная скорость импеллера, м/с:				
механического	8,8	—	—	—
пневмомеханического	6,5	—	7,5	9,4
Установленная мощность электродвигателей, кВт:				
механического блока	5,5; 10	—	—	—
пневмомеханического блока	5,5	—	10	22
регулятора уровня пульпы				
привода пеногона	0,8	0,75	—	—

Параметры	ФПМ-1,2	ФПМ-1,6	ФПР-40	ФПР-60
Габаритные размеры двухкамерной секции, мм:				
длина	2450	3000	—	—
ширина	1605	1790	—	—
высота	2460	2460	—	—
Масса этой секции, кг	3340	3570	—	—
Завод-изготовитель	7	7	20	20
Цена двухкамерной секции, руб.	3540	3760	—	—

Приложение 33

Машины пенной сепарации

Параметры	ФПС-16	ФП-16 *
Производительность по твердому в исходной пульпе, т/ч (не более)	50	50
Содержание твердого в исходном питании, % (не более)	70	40
Крупность флотуемого материала, мм (не более)	1 **	1 **
Базовая длина порога съема пенного продукта, м	1,6	
Расход сжатого воздуха на камеру, м ³ /мин	2	7,8
Давление сжатого воздуха в аэраторах, кгс/см ² (не более)	1,2	2
Установленная мощность электродвигателей, кВт (не более):		
привода пеногона	1	
регулятора уровня	0,8	
Габаритные размеры машины, мм (не более):		
длина	2100	3500
ширина	1800	2200
высота	3100	3500
Масса, кг (не свыше)	2000	4000
Завод-изготовитель	7	7

* Двухкамерная секция.

** Для калийных солей верхний предел крупности составляет 3 мм

Приложение 34

Основные технические параметры барабанных сепараторов для сухого обогащения сильномагнитных руд

Параметры	ЭБС-900/100	4ПБС-63/200	ЗЭБС-90/100	ПБСЦ-63/50
Производительность, т/ч	60	400—500	120	До 20
Крупность обогащаемой руды, мм	8—50	0—50	0—40	0—3
Напряженность поля на поверхности барабанов, кА/м:				
основных	112—120	80—88	56—64	104
перечистных	—	112—120	112—120	—

Параметры	ЭБС-900/100	4ПБС-63/200	ЗЭБС-90/100	ПБСЦ-63/50
Размеры барабана, мм:				
диаметр	900	600	900	600
длина	1000	2000	1000	500
Число барабанов:				
основных	1	2	2	1
перечистных	—	2	1	—
Частота вращения барабанов, об/мин:				
основных	25	49—102	43	55—300
перечистных	—	31—49	25	—
Тип магнитной системы	Электромагнитная	Магнитная	Электромагнитная	Магнитная
Мощность, кВт:				
на возбуждение	5,5	—	8,3	—
на привод	1	5,6	3	3
Габаритные размеры сепаратора, мм:				
длина	2280	2710	2280	1260
ширина	2440	2895	3650	880
высота	2790	2720	4550	1700
Масса, т	4,7	10	12,6	2,6
Завод-изготовитель	3	3	3	3

Приложение 35

Сепараторы для регенерации ферромагнитных утяжелителей

Параметры	ЭБМ-80/170	ЭБМ-80/250
Производительность при регенерации утяжелителей:		
по суспензии, м ³ /ч	180	310
по магнетиту, т/ч	50	200
Крупность обогащаемого материала, мм:		
при регенерации утяжелителей	—1 + 0	—1 + 0
при обогащении полуокисленных руд	—2 + 0	—2 + 0
Напряженность магнитного поля на поверхности барабана, кА/м	110	110
Размеры барабана, мм:		
диаметр	800	800
длина	1700	2500
Частота вращения барабана, об/мин	10	6,5—10,8
Тип ванны	Противоточная	Противоточная
Мощность, кВт:		
на возбуждение	До 6,6	9,7
на привод	2,2	4
Габаритные размеры сепаратора, мм:		
длина	2700	3750
ширина	2100	1095
высота	2100	2200
Масса, т	4,4	7,5
Завод-изготовитель	4	4

Барабанные магнитные сепараторы для мокрого обогащения сильномагнитных руд

Параметры	ПБМ-90/250	ПБМ-Л1-90/250	ПБМ-ПП-90/250	ПБМ-4ПА	ПБМ-4АПТА	ПБМ-2*	ПБМ-2П*	ПБМ-2ПП*	ПБМ-КП-120/300	ПБМ-ППК-120/300
Производительность, т/ч	130—180	160—250	40—90	140—200	15—17	До 35	До 60	До 15	250*	250**
Крупность обогащаемой руды, мм	—6+0	—1,5+0	—0,15+0	—0,15+0	—0,15+6	—6+0	—1,5+0	—0,15+0	—4+0	—0,5+0
Напряженность поля на поверхности барабана (кА/м) при системе из магнитов:										
никель-кобальтовых	88—96	88—96	88—96	88	88	80—88	80—88	80—88	—	—
феррито-бариевых	96—104	96—104	96—104	94	94	95	94	94	135	135
Размеры барабана, мм										
диаметр	900	900	900	800	800	600	600	600	1200	1200
длина	2500	2500	2500	2500	2500	1500	1500	1500	3030	3030
Частота вращения, об/мин	26	26	26	29	29	39	39	39	19	19
Тип ванны	Прямотонная	Прямотонная	Полупротивотонная	Противотонная	Полупротивотонная	Прямотонная	Противотонная	Полупротивотонная	Противотонная	Полупротивотонная
тонная	4	4	4	3	3	1,1	3,2	1,1	7,5	7,5
Мощность привода, кВт										
Габаритные размеры сепаратора, мм:										
длина	3030	3030	3630	3320	3320	2080	2080	2080	4300	4300
ширина	1700	1700	1700	1510	1510	1330	1330	1330	2425	2425
высота	1880	1880	1880	1650	1650	1470	1470	1470	2320	2320
Масса сепаратора (т) при системе из магнитов:										
никель-кобальтовых	3,6	3,6	3,7	3	—	1,2	1,2	1,2	—	—
феррито-бариевых	3,3	3,3	3,3	—	2,9	—	—	—	—	—
Завод-изготовитель	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3

* В настоящее время не выпускаются.

** Производительность этих сепараторов дана для крупности исходного —4+0 мм на первом приеме сепарации при плотности пульпы 40—50%.

Электромагнитные сепараторы для сухого обогащения слабомагнитных руд

Параметры	4ЭВС-36/100	6ЭВС-10/80	2ЭДС-60/40
Производительность, т/ч	До 7	1,6—3	До 0,5
Крупность обогащаемого материала, мм (не более)	5	2	2
Напряженность поля на зубцах валка (диска), кА/м	1350	1300	1300
Размеры валка, мм:			
диаметр	360	100	576
длина	1000	800	—
Число валков	4	6	2
Частота вращения валков, об/мин	80—170	58	39
Мощность, кВт:			
на возбуждение	До 8	0,7	1,3
на привод	16	3	3
Габаритные размеры сепаратора, мм:			
длина	2170	1900	2300
ширина	2050	2050	840
высота	2100	2360	1130
Масса, т	11	6,34	1,7
Завод-изготовитель	3	3	3

Электромагнитные валковые сепараторы для мокрого обогащения слабомагнитных руд

Параметры	2ЭВМ-30/100	4ЭВМ-30/100	2ЭВМ-38/50	1ЭВМ-38/250
Производительность, т/ч	До 4	До 5	До 16	16—22
Крупность обогащаемого материала, мм (не более)	5	5	5	5
Напряженность поля на зубцах валка, кА/м	800—900	1200—1300	1300—1400	1350—1400
Размеры валка, мм:				
диаметр	270	300	375	375
длина	1000	1000	2500	2500
Число валков	2	4	2	4
Частота вращения валков (верхних—нижних), об/мин	50	50—25	40	45—22
Содержание твердого в питании, %	70—80	70—80	70—80	70—80
Расход воды, м ³ /ч	8—10	10—16	10—12	40—50
Мощность, кВт:				
на возбуждение	3	5,5	7,7	13,2
на привод	4,5	9	16,2	24,2
Габаритные размеры сепаратора, мм:				
длина	2300	2860	4870	4940
ширина	1600	1970	2120	2400
высота	1650	2150	2310	2770
Масса, т	4	10,9	18,6	34,4
Завод-изготовитель	3	3	3	3

Полиградентные сепараторы

Параметры	230-СЭ	ЭШБ-2	242-СЭ	ПШБ-1	ЭШМ-1	С-2БЩ	4ЭВМФ-45/250
Производительность, т/ч	15—25	30—25	20—25	15—25	40	15—20	50
Крупность обогащаемого материала, мм	0,5—0	0,5—0	0,5—0	0,5—0	0,5—0	0,5—0	0,5—0
Индукция в шариковой зоне, Тл	0,25—0,5	0,4—0,5	0,4—0,6	0,4—0,5	0,6—0,7	1,0—1,2	0,8—0,85
Размеры барабана, мм: диаметр	630	900	980	630	1200	620	450
длина	2500	3500	2500	2500	2500	600	2500
Число барабанов	1	1	1	1	1	2	4
Частота вращения барабана, об/мин	6; 8; 10	3,1; 5,3; 9,5	3,25; 6,5	4,6; 7,6; 13,6	2,8	—	2,7; 4
Тип магнитной системы	Магнитная	Электромгнитная	Электромгнитная и магнитная	Магнитная (с дополнительной магнитной системой)	Электромгнитная	Электромгнитная и магнитная	Электромагнитная
Диаметр шаров полиградентной среды, мм	5—9	5—10	5—10	5—10	5—10	5—9	6—10
Масса шаровой загрузки, кг	650	1000	1000	650	—	300	—
Мощность, кВт: на возбуждение	—	42	13,2	—	24,7	—	29
на привод	2,2	4	5,5	4	7,5	2	4
Габаритные размеры сепаратора, мм: длина	3462	3740	3620	2534	3225	—	5245
ширина	1710	2204	2200	2290	4120	—	2604
высота	1750	1845	2200	1617	2600	—	2440
Масса, т	4,3	12,1	6,2	5,8	19,4	1,8	149
Институт-разработчик	«Механобр» (г. Ленинград)	«Механобрчермет» (г. Кривой Рог)	«Механобр»	НИИКМА (г. Белгород)	ДТИ (г. Днепродзержинск)	НИИКМА	«Механобрчермет», «Гипрошахтпрома» (г. Днепропетровск)

Размагничивающие аппараты

Параметры	Ду-100	Ду-150	Ду-200	Ду-450	АРВИ-В-100	АРВИ-В-150	АРВИ-В-200	АРВИ-В-250
Диаметр трубы пультпровода, мм	100	150	200	450	100	150	200	250
Максимальная напряженность магнитного поля на оси трубы, кА/м	40	38	40	36	100	100	100	100
Частота магнитного поля при прохождении пульты, Гц	50	50	50	50	600	600	600	600
То же при отсутствии пульты, Гц	50	50	50	50	700	700	700	700
Емкость конденсаторной батареи, мкФ	—	—	—	—	90	210	400	600
Установленная мощность, кВА	5,1	6,3	11	70	10	10	10	10
Объемная производительность, м ³ /ч	85	180	300	1500	70	160	280	440
Габаритные размеры аппарата, мм:								
длина	1050	1080	1440	1600	650	850	850	850
ширина	574	635	635	1600	435	585	585	585
высота	608	670	670	980	520	170	670	670
Масса, кг	266	309	345	475	27,2	38,4	60,4	67,3
Завод-изготовитель	22	22	22	22	—	—	—	—

Намагничивающие аппараты

Параметры	Ду-50	Ду-75	Ду-100	Ду-150	Ду-200
Диаметр трубы, мм	50	75	100	150	200
Максимальная напряженность магнитного поля на оси трубы, кА/м	40	40	38	36	34
Объемная производительность по пульпе, м ³ /ч	До 20	До 40	До 70	До 185	До 300
Габаритные размеры аппарата, мм:					
длина	400	450	500	600	700
ширина	170	200	220	270	320
высота	150	190	210	270	320
Масса, кг	15	22	31	61	79
Завод-изготовитель	22	22	22	22	22

Гидросепаратор МД-5000

Параметры	Значения
Диаметр гидросепаратора, мм	5000
Крупность исходного питания, мм	—0,1+0
Содержание твердого в питании, %	—18—20
Содержание класса 0—0,074 мм, %	—90—92
Производительность, т/ч	—45—50
Установленная мощность привода, кВт	2,8
Габаритные размеры гидросепаратора, мм:	
длина	5400
ширина	4700
высота	5300
Масса, т	9,8

Электрические сепараторы СЭС по некоторым вариантам сборок

Параметры	СЭС-1000М-11	СЭС-1000М-15	СЭС-1000М-22	СЭС-2000-11	СЭС-2000-17
Производительность, т/ч	3	8	6	12	12
Установленная мощность, кВт	8,8	12	14,2	12	14,2
Количество комплектующих элементов:					
— питателей	1	2	2	2	2
— блоков	6	8	10	8	10
— рам:					
двухсекционных	1	—	—	—	—
трехсекционных	—	1	1	1	1
— выпрямительных установок ВС-20-10	2	3	3	3	3

Параметры	СЭС-1000М-11	СЭС-1000М-15	СЭС-1000М-22	СЭС-2000-11	СЭС-2000-17
Габаритные размеры сепаратора, мм:					
длина	2625	2625	2625	3615	3615
ширина	1344	2160	2160	2160	2160
высота	4660	3920	4660	3920	4660
Масса сепаратора с электрооборудованием, кг	5390	7130	8540	9560	11 525
Завод-изготовитель	3	3	3	3	3
Цена, тыс. руб.	26,4	38,4	44,6	47,6	55,1

Приложение 44

Электросепаратор СТЭ

Параметры	Значения
Производительность сепаратора по исходному материалу, т/ч	6
Ширина питания, мм	2×2000
Предел регулирования ширины щели питания, мм	0—15
Рабочая длина электрода, мм	2000
Расстояние между электродами, мм	0—200
Угол наклона подготовительных плоскостей, град	35—45
Рабочее напряжение на электроде, кВ	До 20
Установленная мощность высоковольтной установки, кВт	0,8
Напряжение, В	220
Габаритные размеры сепаратора, мм:	
длина	2890
ширина	2120
высота	4610
Масса, кг	5450
Завод-изготовитель	15

Приложение 45

Фильтрующие центрифуги для обезвоживания угля

Параметры	НВШ-1000	ЦВП-1120
Производительность по исходному материалу, т/ч	80—100	До 110
Содержание влаги, %:		
в исходном материале	20—25	20—30
в обезвоженном осадке (при содержании класса 0—1 мм в исходном угле 15—20%)	7—9	До 8,5
Выход угля в осадок, %	96—97	97—98
Частота вращения, об/мин:		
ротора	594	
шнека	584	

Параметры	НВШ-1000	ЦВП-1120
Мощность электродвигателей привода, кВт:		
на вращение ротора	40	22
на его колебание	—	3
Габаритные размеры центрифуги, мм:		
длина	2450	2900
ширина	1680	2150
высота (на амортизаторах)	1600	1500
Масса, кг	3690	3570
Завод-изготовитель	4	4
Цена, тыс. руб.	7,6	12

Приложение 46

Осадительные шнековые центрифуги

Параметры	НОГШ-1350	НОГШ-1120Ф
Производительность (не более):		
по пульпе, м ³ /ч	300	130
по обезвоженному углю, т/ч	50	30
Содержание влаги в обезвоженном осадке, % (не более)	32	50
Граничное зерно разделения, мкм	40	—
Диаметр ротора, мм:		
осадительного	1350	1120
фильтрующего	—	1120
Ширина щели фильтрующего ротора, мм	—	0,35±0,05
Частота вращения ротора, об/мин:		
осадительного	600—700	500—750
фильтрующего		480—730
Установленная мощность электродвигателя, кВт	160	110
Габаритные размеры центрифуги, мм:		
длина	4100	5200
ширина	3700	3750
высота	1830	1600
Масса, кг	12 500	12 250
Завод-изготовитель	11	11
Цена, тыс. руб.	22,9	30

Приложение 47

Цилиндрические сгустители с центральным (Ц) и периферическим (П) приводами

Параметры	Ц-9	Ц-18	П-25	П-40	П-50
Размеры чана, мм:					
диам. тр.	000	18 000	25 000	40 000	50 000
глубина	3000	3600	4600	4000	4500
Площадь осаждения, м ²	60	250	500	1250	1963
Время одного оборота приводной фермы, мин	4,7	8,3	18—10	25,6—10,0	32—13
Масса сгустителя (без чана, но с электрооборудованием), т	5,5	13,4	31,9	62,8	71,9
Потребляемая мощность, кВт	2,2	3	8	11	18
Завод-изготовитель	19	19	3	8	3

Дисковые вакуум-фильтры

Приложение 48

Параметры	ДУ-34-2,5	ДУ-60-2,7	ДУ-80-2,7	ДУ-100-2,5	ДУ-140-3,57	ДУ-250-3,7
Площадь фильтрования, м ²	34	60	80	100	140	250
Диаметр дисков, м	2,5	2,7	2,7	2,5		3,75
Количество дисков, шт.	4	6	8	12		14
Частота вращения дисков, об/мин	0,22—0,97	0,22—0,97	0,22—0,97	0,22—0,97	1,0—2,5	0,3—1,2
Вакуум, мм рт. ст.	400—600	400—600	400—600	400—600	550—600	500—600
Давление отдувки, кгс/см ² (не менее)	0,5	0,5	0,5	0,5	0,8	0,6
Габаритные размеры вакуум-фильтра, мм:						
длина	3550	4350	5900	7575	6150	9200
ширина	3750	3260	3260	3750	4080	4400
высота	2840	2940	2940	2840	3790	4500
Масса, кг	8500	9200	11 100	16 900	30 000	35 000
Завод-изготовитель	1	1	1	1	—	—
Цена, тыс. руб. (без вакуум-насоса, воздухоподводки, ресивера и ловушки)	—	—	9.50	—	—	—

Ситовой анализатор

Параметры	Значения
Максимальная масса пробы, г	300
Количество сит в комплекте, шт.	10
Размер отверстий сеток, мм	1,6; 1,25; 0,8; 0,56; 0,4; 0,2; 0,1; 0,071
Наибольшее количество одновременно устанавливаемых сит, шт.	6
Частота их колебаний, мин ⁻¹	1565
Габаритные размеры анализатора, мм:	
длина	400
ширина	360
высота	670
Масса, кг	44
Завод-изготовитель	9
Цена, руб.	350

Приложение 50

Измельчительная установка

Параметры	Значения
Максимальная крупность питания мельниц, мм	6—10
Производительность по питанию каждой мельницы, кг/ч	90
Крупность измельченного продукта в зависимости от производительности и характеристики руды, мм	До 95% класса — 0,074
Установленная мощность электродвигателя (общая), кВт	6,5
Габаритные размеры установки, мм:	
длина	2075
ширина	1605
высота	1750
Масса, кг	1523
Завод-изготовитель	9
Цена, тыс. руб.	3,1

Приложение 51

Гидроциклонная установка

Параметры	Значения
Производительность по твердому при непрерывной загрузке, кг/ч	10
Рекомендуемое соотношение твердого и жидкого в питании	1 : 8 ± 1 : 12
Диаметры, мм:	
гидроциклона	25
сливных насадок	6; 8; 10; 12
песковых	2; 3; 4; 5; 6
Габаритные размеры установки, мм:	
длина	510
ширина	400
высота	540
Масса, кг	27

Изготовитель — Отделение экспериментальных исследований ЦНИГРИ, г. Тула.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Программа Коммунистической партии Советского Союза. М., Политиздат, 1976.
2. О дальнейшем развитии высшей школы и повышении качества подготовки специалистов. Постановление ЦК КПСС и Совета Министров СССР.— Правда 1979, 12 июля.
3. Ангелов А. И., Набиулин Ю. Н. Электростатические сепараторы свободного падения. М., Недра, 1970. 159 с.
4. Андреев С. Е., Зверевич В. В., Перов В. А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М., Недра, 1966. 320 с.
5. Аникин М. Ф., Иванов В. Д., Певзнер М. Г. Винтовые сепараторы для обогащения руд. М., Недра, 1970. 180 с.
6. Ахлюстин В. К. Электрификация обогатительных фабрик М., Недра, 1973. 424 с.
7. Бахмут Н. С., Новиков С. А., Литвяков С. А. Автоматическое регулирование режимов работы отсадочных машин / НИИинформтяжмаш М., 1976. 40 с.
8. Барабашкин В. П. Молотковые и роторные дробилки. М. Недра, 1973. 142 с.
9. Барский Л. Н., Плаксин И. Н. Критерии оптимизации разделительных процессов. М., Наука, 1967. 118 с.
10. Бауман В. А., Стрельцов В. Н., Косарев А. И. Роторные дробилки. М., Машиностроение, 1973. 271 с.
11. Бедрань Н. Г. Жандринский А. П. Эжекторная флотационная машина. М., Госгортехиздат, 1962. 45 с.
12. Бедрань Н. Г. Флотационные машины для обогащения угля. М. Недра, 1968. 125 с.
13. Бедрань Н. Г. Распределение воздушных пузырьков по крупности во флотационной машине ФМУ-63.— В кн.: Обогащение полезных ископаемых. Киев, Техника, 1971, вып. 7, с. 16—17.
14. Бедрань Н. Г., Христов А. А. Математическая модель многокамерной флотационной машины.— В кн.: Обогащение полезных ископаемых. Киев, Техника, 1974, вып. 19, с. 21—23.
15. Бедрань Н. Г. Обогащение углей. М., Недра, 1978. 220 с.
16. Белоусов А. М., Бергер Г. Е. Обратное водоснабжение на обогатительных фабриках цветной металлургии М., Недра, 1977. 232 с.
17. Бельских А. А. Новые материалы для постоянных магнитов.— Обогащение руд, 1975, № 4, с. 35—37
18. Берлинский А. И. Разделение минералов. М., Недра. 1975. 176 с.
19. Благоев И. С. Обогащение углей на концентрационных столах М., Недра, 1967. 140 с.
20. Болдырев В. Е. Повышение износоустойчивости оборудования обогатительных фабрик. М., Недра, 1970. 208 с.
21. Болошин Н. Н., Гашичев В. И. Надежность работы технологических узлов и оборудования обогатительных фабрик. М., Недра, 1974. 137 с.
22. Борц М. А., Гупало Ю. П. Обезвоживание хвостов флотации угольных шламов. М., Недра, 1972. 140 с.

23. Борц М. А., Вахрамеев Б. И. Новые сгустительные устройства и методы обогащения шламов за рубежом / ЦНИЭИуголь, М., 1978. 41 с.
24. Виницкий К. Е., Дригат Б. Т. Инерционные щековые дробилки / ЦНИЭИуголь, М., 1974. 43 с.
25. Виноградов Н. Н., Рафалес-Ламарка Э. Э., Коллодий К. К. Новые направления теории и технологии процесса отсадки полезных ископаемых.— В кн.: VIII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых, т. 1 / Механообр. Л., 1969, с. 348—354.
26. Вишневский Е. Н., Кизевальтер Б. В., Курова Н. Н. Орбитальный шлюз для обогащения гравитационных шламов / Цветметинформация, М., 1978. 57 с.
27. Вовк Н. Е. Обратное водоснабжение и подготовка хвостов к складированию, М., Недра, 1977. 160 с.
28. Волошин А. П., Семишко В. М., Стрелкин Н. А. Исследование процесса сгущения хвостовых пульп в тонком слое суспензии.— В кн.: Обогащение руд черных металлов, М., Недра, 1978, вып. 6, с. 63—68.
29. Ворбанов Р., Гайдаржиев С. Аэрофлотная флотационная машина со сверхзвуковой скоростью истечения воздуха.— В кн.: VIII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых, т. 1 / Механообр. Л., 1969, с. 273—279.
30. Глембоцкий В. А. Физико-химия флотационных процессов. М., Недра, 1972. 388 с.
31. Глембоцкий В. А., Клавеев В. И. Флотация, М., Недра, 1973. 383 с.
32. Голованов В. И., Желнин В. С., Котилевский В. И. Технология обогащения апатитовых руд на обогатительных фабриках комбината «Апатит».— В кн.: VIII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых, т. 1 / Механообр. Л., 1969, с. 234—238.
33. Гольдберг Ю. С., Гонтаренко А. А., Баришполец В. Т. Процессы и оборудование для обезвоживания руд, М., Недра, 1977. 178 с.
34. Горобец В. И., Горобец Л. Ж. Новое направление работ по измельчению, М., Недра, 1977. 181 с.
35. Деркач В. Г. Специальные методы обогащения полезных ископаемых, М., Недра, 1966. 332 с.
36. Донченко А. С., Донченко В. А. Справочник механика рудообогатительной фабрики, М., Недра, 1975. 557 с.
37. Дьяков Г. И., Литвак А. Т., Тодоров В. С. Эксплуатация и ремонт углеобогатительного оборудования, М., Недра, 1973. 400 с.
38. Егоров В. Л. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения руд, М., Недра, 1977. 199 с.
39. Ельяшевич М. Г., Зозуля Е. И. Применение пенной сепарации для обогащения угольных шламов.— В кн.: Обогащение полезных ископаемых. Киев, Техника, 1976, вып. 19, с. 49—50.
40. Еремеева К. Н. Подготовка руд к доменной плавке за рубежом / Черметинформация, М., 1968, № 21 (593). 80 с.
41. Замыцкий В. С., Великий М. И. Эксплуатация и ремонт магнитных сепараторов, М., Недра, 1977. 200 с.
42. Зарайский В. Н., Николаев К. П., Казанский К. В. Усреднение руд, М., Недра, 1975. 295 с.
43. Кабаев А. Л. Использование колесных погрузчиков на рудных усреднительных складах.— В кн.: Горнорудное производство / Свердловск. ин-т горн. дела. Свердловск, 1975, вып. 47, с. 134—140.
44. Каминский В. С. Основные направления по усовершенствованию центрифуг, применяемых в угольной промышленности.— В кн.: VII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых, т. 1 / Механообр. Л., 1969, с. 305—315.
45. Капранов Е. П., Финкильштейн Г. А., Иваненко А. Я. Разработка, испытание и внедрение обогатительного оборудования.— Обогащение руд, 1977, № 5, с. 28—35.
46. Кармазин В. И., Современные методы магнитного обогащения руд черных металлов, М., Госгортехиздат, 1962. 660 с.
47. Кармазин В. И., Денисенко А. И., Серго Е. Е. Бесшаровое измельчение руд, М., Недра, 1968. 184 с.

48. Кармазин В. И., Бебеш А. А. К вопросу электросепарации мелковернистых материалов в быстроходном режиме.— В кн.: Применение сил электрического поля для сепарации различных полезных ископаемых и минералов. М., Энергия, 1968, с. 48—50.
49. Кармазин В. И., Кармазин В. В. Магнитные методы обогащения полезных ископаемых. М., Недра, 1978. 220 с.
50. Классен В. И., Мокроусов В. А. Введение в теорию флотации. М., Госгортехиздат, 1959. 540 с.
51. Классен В. И. Магнитная обработка водных систем. М., Химия, 1979. 250 с.
52. Кнаус О. М., Гуревич Р. А., Уваров Ю. П. Процесс пенной сепарации и его отличия от флотации из объема пульпы.— Цветные металлы, 1968, № 8, с. 21—24.
53. Когановский Н. И., Кульский Л. А., Сотникова Е. В. Очистка промышленных сточных вод. Киев, Техника, 1974. 257 с.
54. Котляров В. Г., Волков В. А., Вишневский Е. Н. Промышленные испытания шлюзов Бартлис-Мозли на Солнечной обогатительной фабрике.— Обогащение руд, 1975, № 2, с. 36—39.
55. Коряков Савойский Б. А. Исследование эрлифтно-центробежного способа флотации угольного шлама. Автореф. дис. канд. техн. наук / Днепропетровский горн. ин-т. Днепропетровск, 1958. 22 с.
56. Косой Г. М., Ширяев А. А., Новиков Ю. Г. Обогащение железных и марганцевых руд в вихревом гидроциклоне.— Горный журнал, 1970, № 12, с. 27—28.
57. Лехтонен Е., Микконен А. Новый аппарат вакуумной флотации.— В кн.: VIII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых, т. I / Механобр., Л., 1969, с. 128—137.
58. Лященко П. В. Гравитационные методы обогащения. М.— Л., Гостехиздат, 1940. 370 с.
59. Макаров Ю. И. Аппараты для смещения сыпучих материалов. М., Машиностроение, 1973. 215 с.
60. Малиновский В. А., Шилаев В. П. Адгезионная сепарация / Цветметинформация. М., 1978. 64 с.
61. Мамаков А. А. Современное состояние и перспективы применения электролитической флотации веществ. Кишинев, Штиница, 1975. 245 с.
62. Маринин Б. Н., Гитиевский Е. М. Слесарь рудообогатительной фабрики. М., Недра, 1974. 319 с.
63. Марюта А. Н. Автоматическая оптимизация процесса обогащения руд на магнитообогатительных фабриках. М., Недра, 1975. 218 с.
64. Матвеев Н. В. Пенная сепарация полезных ископаемых. М., Недра, 1976. 80 с.
65. Мацнев А. И. Очистка сточных вод флотацией. Киев, Будівельник, 1976. 131 с.
66. Мельников Н. В., Трубецкой К. Н., Леонов Е. Р. Одноковшовые погрузчики на открытых горных разработках. М., Недра, 1971. 191 с.
67. Мещеряков Н. Ф. Флотационные машины. М., Недра, 1972. 250 с.
68. Митрофанов С. И. Селективная флотация. М., Недра, 1967. 584 с.
69. Митрофанов С. И., Барский А. А., Самыгин В. Д. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. М., Недра, 1974. 352 с.
70. Митрофанов С. И. О выборе размера флотационных камер.— Цветные металлы, 1976, № 7, с. 72—76.
71. Михайлов Ю. И., Кантович Л. И. Горные машины и комплексы. М., Недра, 1975. 424 с.
72. Научно-техническая терминология. Сб. стандартизованных и рекомендуемых терминов, т. 3. М., Изд-во стандартов, 1969. 340 с.
73. Непомнящий Е. А. Расчет показателей грохочения и отсадки.— Обогащение руд, 1963, № 6, с. 28—30.
74. Новиков Л. Ф., Троицкий В. В. Обогащение в гидроциклонах. М., Недра, 1970. 86 с.
75. Новожилов М. Г., Ройзен Я. Ш., Эрперт А. М. Качество рудного сырья черной металлургии. М., Недра, 1977. 265 с.

76. Окопишников А. Л., Запсельский В. Я. Эксплуатация и ремонт оборудования на углеобогажительных фабриках. М., Недра, 1976. 288 с.
77. Олевский В. А. Размольное оборудование обогатительных фабрик. М., Госгортехиздат, 1963. 370 с.
78. Олофинский Н. Ф. Электрические методы обогащения. М., Недра, 1977. 517 с.
79. Остапенко П. Е. Обогащение железных руд. М., Недра, 1977. 272 с.
80. Поваров А. И. Гидроциклоны. М., Недра, 1978. 285 с.
81. Польшкин С. Н. Обогащение руд и россыпей редких металлов. М., Недра, 1976. 616 с.
82. Рафалес-Ламарка Э. Э., Сулига В. И., Носарев Л. Г. Влияние соотношения периодов впуска и выпуска воздуха на гидродинамические параметры циклов отсадки при обогащении угля.— Кокс и химия, 1962, № 7, с. 15—20.
83. Рафалес-Ламарка Э. Э. Применение методов теории вероятностных процессов при исследовании расслоения постели отсадочных машин.— Научн. труды УкрНИИуголеобогащение, т. 3. М., Наука, 1964, с. 50—68.
84. Ревнивцев В. И. Обогащение полевых шпатов и кварца. М., Недра, 1970. 120 с.
85. Руденко К. Г., Шемаханов М. М. Обезвоживание и пылеулавливание на обогатительных фабриках. М., Недра, 1979. 370 с.
86. Рудых Б. К., Кизевальтер Б. В., Даниель Д. Е. Промышленные испытания тонкого гидравлического грохочения оловосодержащих руд.— Обогащение руд, 1977, № 1, с. 23—26.
87. Самылин Н. А., Золотко А. А., Починок В. В. Отсадка. М., Недра, 1976. 318 с.
88. Серго Е. Е. Промывка руд черных металлов. М., Госгортехиздат, 1963. 144 с.
89. Серго Е. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. Киев, Вища школа, 1975. 240 с.
90. Синельникова Л. Н. Пути повышения надежности оборудования зарубежных обогатительных фабрик / Цветметинформация. М., 1975. 71 с.
91. Синельникова Л. Н. Новые флотационные машины за рубежом / Цветметинформация. М., 1975. 32 с.
92. Систематизированный словарь к проекту стандарта «Обогатительное оборудование. Термины» / Механобр. Л., 1971. 89 с.
93. Соколов В. И. Центрифугирование. М., Химия, 1976. 406 с.
94. Справочник по обогащению руд, т. 1. М., Недра, 1972. 447 с.
95. Справочник по обогащению руд, т. 2. М., Недра, 1974. 445 с.
96. Справочник по обогащению угля. М., Недра, 1974. 487 с.
97. Тихонов О. Н. Введение в динамику массопереноса процессов обогатительной технологии. М., Недра, 1973. 238 с.
98. Федосов Ю. К., Синеев А. П., Иванов Е. В. Современное усреднительное оборудование в СССР и за рубежом / НИИинформтяжмаш. М., 1976. 59 с.
99. Фейгин Л. А. Дробильные, сортировочные и транспортирующие машины. М., Высшая школа, 1977. 240 с.
100. Филиппов В. А. Техника и технология сушки угля. М., Недра, 1975. 280 с.
101. Финкельштейн Г. А. Процесс дезинтеграции Снайдера и его перспективы.— Обогащение руд, 1973, № 6, с. 35—40.
102. Фоменко Т. Г. Гравитационные процессы обогащения полезных ископаемых. М., Недра, 1966. 329 с.
103. Франчук В. И. Конструкции и динамический расчет вибрационных мельниц.— В кн.: Техника и технология обогащения руд. М., Недра, 1975, с. 143—161.
104. Хабаров О. Е. Очистка сточных вод в металлургии. М., Металлургия, 1976. 224 с.
105. Шохин В. Н. Новое в теории и технологии обогащения руд в суспензиях. М., Недра, 1977. 129 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Введение	5
§ 1. Технология обогащения и переработки полезных ископаемых . . .	5
§ 2. Структура современного горно-обогатительного предприятия . . .	8
§ 3. Условия эксплуатации и требования, предъявляемые к обогатительным машинам	13
§ 4. Общая классификация обогатительных машин и аппаратов	17
Раздел первый	
МАШИНЫ ДЛЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ	
ОБОГАЩЕНИЯ	
Глава I. Устройства и машины для усреднения полезных ископаемых перед обогащением	
§ 1. Эффективность усреднения в процессах добычи, складирования и обогащения	19
§ 2. Машины и оборудование для усреднения руд на открытых складах	21
§ 3. Бункерное усреднение полезных ископаемых	26
§ 4. Усреднительные машины для смешения непрерывных потоков материалов	27
Глава II. Машины для дробления полезных ископаемых	
§ 1. Назначение, классификация и области применения дробильных машин	28
§ 2. Щековые дробилки	30
§ 3. Конусные дробилки для крупного дробления	36
§ 4. Конусные дробилки для среднего и мелкого дробления	42
§ 5. Валковые дробилки	49
§ 6. Молотковые и роторно-бильные дробилки	52
§ 7. Специальные методы дробления	58
Глава III. Машины для измельчения полезных ископаемых	
§ 1. Назначение, классификация и области применения мельниц	58
§ 2. Конструкции барабанных шаровых и стержневых мельниц	60
§ 3. Конструкции барабанных мельниц самоизмельчения	64
§ 4. Элементы механики барабанных мельниц	68
§ 5. Эксплуатация барабанных мельниц	73
§ 6. Новые машины и устройства для измельчения	76
Глава IV. Машины для разделения полезных ископаемых по крупности (грохоты)	
§ 1. Назначение и классификация грохотов	80
§ 2. Цилиндрические грохоты	83
§ 3. Полувибрационные (гирационные) грохоты	84

§ 4. Инерционные грохоты	85
§ 5. Самобалансные грохоты	90
§ 6. Резонансные грохоты	93
§ 7. Специальные конструкции грохотов	95
§ 8. Технологические параметры работы грохотов (эффективность, производительность)	99
§ 9. Эксплуатация грохотов	103

Раздел второй

МАШИНЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Глава V. Машины и аппараты для гидравлической классификации

§ 1. Назначение гидравлической классификации. Типы применяемых машин и аппаратов	106
§ 2. Спиральные классификаторы	107
§ 3. Спирально-лопастные классификаторы (гидросепараторы)	112
§ 4. Элеваторные классификаторы (багер-зумпфы)	114
§ 5. Конусные классификаторы	115
§ 6. Гидроциклоны	116

Глава VI. Машины и аппараты для промывки руд и нерудных ископаемых

§ 1. Назначение и классификация промывочных машин и аппаратов	124
§ 2. Конструктивные особенности промывочных машин и показатели их работы	127

Глава VII. Машины для обогащения в тяжелых средах

§ 1. Назначение и классификация тяжелосредных сепараторов	134
§ 2. Свойства минеральных суспензий	137
§ 3. Конструктивные и технологические особенности тяжелосредных сепараторов для обогащения руд	139
§ 4. Конструктивные и технологические особенности тяжелосредных сепараторов для обогащения углей	145
§ 5. Тяжелосредные гидроциклоны	151
§ 6. Приготовление суспензий и регулирование параметров тяжелосредного обогащения	157

Глава VIII. Отсадочные машины

§ 1. Назначение и классификация	161
§ 2. Основы механизма расслоения материала в отсадочной машине	165
§ 3. Диафрагмовые отсадочные машины	168
§ 4. Воздушно-золотниковые отсадочные машины для обогащения руд	172
§ 5. Воздушно-золотниковые отсадочные машины для обогащения углей	177
§ 6. Параметры регулирования процесса отсадки	185

Глава IX. Машины и аппараты для обогащения во вращающемся и наклонно текущем потоке воды

§ 1. Назначение и классификация	192
§ 2. Шлюзы	192
§ 3. Суживающиеся желоба	196
§ 4. Винтовые сепараторы	199
§ 5. Шнековые сепараторы	205
§ 6. Крутонаклонный сепаратор типа КНС	206
§ 7. Концентрационные столы	208

Глава X. Машины для флотационного обогащения

§ 1. Назначение и классификация флотомашин	214
§ 2. Аэрация пульпы, минерализация воздушных пузырьков и кинетика флотации	218
§ 3. Основы теории действия и расчета флотомашин механического типа	223
§ 4. Конструкции флотационных машин механического типа	230
§ 5. Флотационные машины пневмомеханического типа	239

§ 6.	Флотационные машины пневматического типа	243
§ 7.	Пневмогидравлические флотационные машины	246
§ 8.	Вакуумные, компрессионные и электрофлотационные машины	250
§ 9.	Машины пенной сепарации	251
§ 10.	Вспомогательное флотационное оборудование	255
§ 11.	Выбор и эксплуатация флотационных машин	258
Г л а в а XI. Машины и аппараты для магнитного обогащения		
§ 1.	Основы магнитного разделения	260
§ 2.	Классификация магнитных сепараторов и вспомогательного оборудования	263
§ 3.	Барабанные сепараторы для сухого обогащения сильномагнитных руд	264
§ 4.	Барабанные сепараторы для мокрого обогащения сильномагнитных руд	270
§ 5.	Сепараторы для сухого обогащения слабомагнитных руд	277
§ 6.	Сепараторы для мокрого обогащения слабомагнитных руд	281
§ 7.	Эксплуатация магнитных сепараторов	285
§ 8.	Надежность работы и автоматизация магнитных сепараторов	288
§ 9.	Вспомогательные аппараты при магнитном обогащении	290
Г л а в а XII. Машины для электрической сепарации		
§ 1.	Назначение и классификация электрических сепараторов	292
§ 2.	Свойства электрического поля и способы зарядки минеральных частиц	293
§ 3.	Силы, действующие на частицы в электрическом поле	298
§ 4.	Электростатические сепараторы	299
§ 5.	Коронные и коронно-электростатические сепараторы	301
§ 6.	Трибоэлектрические сепараторы	304
§ 7.	Эксплуатация и автоматизация электрических сепараторов	306
Р а з д е л т р е т ь й		
МАШИНЫ И АППАРАТЫ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ		
Г л а в а XIII. Машины и аппараты для механического обезвоживания и сушки продуктов обогащения		
§ 1.	Общие сведения о процессах обезвоживания	309
§ 2.	Устройства и аппараты для обезвоживания дренированнем	311
§ 3.	Фильтрующие центрифуги	316
§ 4.	Осадительные шнековые центрифуги	324
§ 5.	Аппараты для сгущения пульпы	327
§ 6.	Машины и аппараты для фильтрования	333
§ 7.	Машины и аппараты для термической сушки	347
Г л а в а XIV. Машины и аппараты для очистки сточных вод и дымовых газов		
§ 1.	Источники загрязнения водного и воздушного бассейнов на обогатительных фабриках	353
§ 2.	Очистка сточных и оборотных вод от твердых взвесей	354
§ 3.	Очистка сточных вод экстракцией и адсорбцией	358
§ 4.	Физико-химическая нейтрализация и очистка сточных вод	360
§ 5.	Ионообменная очистка сточных вод	362
§ 6.	Биохимическая очистка стоков	363
§ 7.	Пылеулавливающие устройства	365
Г л а в а XV. Лабораторное оборудование для проведения исследований процессов обогащения		
§ 1.	Оборудование для грохочения, дробления и измельчения	368
§ 2.	Оборудование для гравитационного обогащения	370
§ 3.	Флотационные машины	373
§ 4.	Малогабаритная механизированная обогатительная лаборатория	375
П р и л о ж е н и я		377
С п и с о к л и т е р а т у р ы		409