

# МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

634050, г. Томск,  
пр. Ленина, 30, ТПУ  
Россия



Tomsk Polytechnic University  
30, Lenin Avenue,  
Tomsk, 634050, Russia

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего профессионального образования

**«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ  
ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**



Физико-технический институт  
Кафедра химической технологии редких, рассеянных и  
радиоактивных элементов

Кантаев Александр Сергеевич

## **Курс лекций**

**по дисциплине**

**«ОБОРУДОВАНИЕ ЗАВОДОВ РМП»**

## Оглавление

|                                                                                                     |    |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Лекция 1 .....                                                                                      | 6  |
| ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ СЫРЬЯ И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ К<br>ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ ПЕРЕДЕЛУ ..... | 6  |
| Назначение и классификация процессов дробления и измельчения .....                                  | 6  |
| Законы дробления, измельчения и принципы избирательного раскрытия минералов .....                   | 9  |
| Характеристика процессов дробления и конструкции аппаратов .....                                    | 13 |
| Дробление в щековых дробилках .....                                                                 | 13 |
| Дробление на конусных дробилках .....                                                               | 18 |
| Дробление в валковых дробилках .....                                                                | 22 |
| Дробление в дробилках ударного действия .....                                                       | 24 |
| Электрогидравлическое и электроимпульсное дробление .....                                           | 30 |
| Характеристика процессов измельчения и конструкции аппаратов .....                                  | 32 |
| Измельчение во вращающихся барабанных мельницах .....                                               | 32 |
| Измельчение в вибрационных мельницах .....                                                          | 42 |
| Измельчение в центробежных мельницах .....                                                          | 44 |
| Измельчение в струйных мельницах .....                                                              | 45 |
| Взрывоструйное измельчение .....                                                                    | 48 |
| Характеристика вспомогательного оборудования при дроблении и измельчении .....                      | 49 |
| Лекция 2 .....                                                                                      | 50 |
| ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ .....                                                              | 50 |
| 1.4.1. Общая характеристика и классификация гравитационных методов обогащения .....                 | 50 |
| Обогащение в тяжелых средах .....                                                                   | 51 |
| Обогащение в тяжелых жидкостях .....                                                                | 52 |
| Обогащение в тяжелых суспензиях .....                                                               | 53 |
| Обогащение в аэросуспензиях .....                                                                   | 59 |
| Лекция 3 .....                                                                                      | 61 |
| Магнитогидростатическая (МГС) и Феррогидростатическая (ФГС) сепарации .....                         | 61 |
| Лекция 4 .....                                                                                      | 63 |
| 1.5.1. Обогащение в потоках постоянного и переменного направления .....                             | 63 |
| Отсадка .....                                                                                       | 63 |
| Противоточная сепарация .....                                                                       | 80 |
| Обогащение в центробежных концентраторах .....                                                      | 84 |
| Лекция 5 .....                                                                                      | 87 |
| Обогащение в потоках на наклонной плоскости .....                                                   | 87 |

|                                                                            |     |
|----------------------------------------------------------------------------|-----|
| Процесс разделения частиц в потоке на наклонной плоскости .....            | 87  |
| Обогащение на стационарных и подвижных механизированных шлюзах.....        | 89  |
| Обогащение на СТРУЙНЫХ желобах и концентраторах .....                      | 92  |
| Обогащение на винтовых сепараторах и шлюзах .....                          | 94  |
| Обогащение на концентрационных столах и пневматических сепараторах .....   | 97  |
| Обогащение на орбитальных шлюзах и концентраторах .....                    | 104 |
| Лекция 6 .....                                                             | 107 |
| МАГНИТНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ .....                                          | 107 |
| 1.6.1. Физические основы магнитных методов обогащения.....                 | 107 |
| Сущность магнитных методов обогащения.....                                 | 107 |
| Магнитные системы сепараторов.....                                         | 110 |
| Режимы магнитной сепарации .....                                           | 112 |
| Селективность магнитной сепарации.....                                     | 114 |
| Классификация и общая характеристика магнитных сепараторов.....            | 116 |
| Лекция 7 .....                                                             | 120 |
| Магнитная сепарация сильномагнитных РУД и материалов .....                 | 120 |
| Общая характеристика процесса .....                                        | 120 |
| Сухая магнитная сепарация .....                                            | 120 |
| Мокрая магнитная сепарация .....                                           | 124 |
| Лекция 8 .....                                                             | 128 |
| Магнитная сепарация слабомагнитных руд и материалов .....                  | 128 |
| Общая характеристика процесса .....                                        | 128 |
| 1.6.7.1. Сухая магнитная сепарация .....                                   | 128 |
| Мокрая магнитная сепарация .....                                           | 131 |
| ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ .....                                      | 134 |
| 1.7.1. Физические основы электрических методов обогащения .....            | 134 |
| Сущность электрических методов обогащения.....                             | 134 |
| 1.7.2. Методы улучшения селективности электрической сепарации.....         | 138 |
| 1.7.3. Электрические сепараторы и принципы их работы.....                  | 139 |
| 1.7.4. Основные Факторы, влияющие на процесс электрической сепарации ..... | 143 |
| 1.7.5. Трибоэлектрическая сепарация .....                                  | 144 |
| Общая характеристика трибоэлектрической сепарации.....                     | 144 |
| 1.7.5.1. Способы электризации частиц ПРИ сепарации.....                    | 145 |
| 1.7.5.2. Сепараторы и принципы их работы.....                              | 146 |
| Лекция 9 .....                                                             | 149 |

|                                                                                                                                          |     |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Пироэлектрическая и диэлектрическая сепарация.....                                                                                       | 149 |
| 1.8.1. Пироэлектрическая сепарация.....                                                                                                  | 149 |
| 1.8.2. Диэлектрическая сепарация.....                                                                                                    | 150 |
| Лекция 10 .....                                                                                                                          | 152 |
| ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ .....                                                                                                     | 152 |
| Сущность и разновидности Флотационных процессов разделения минералов .....                                                               | 152 |
| 1.9.1. Зависимость смачиваемости поверхности минералов от значений удельных<br>поверхностных энергий на границе соприкасающихся Фаз..... | 152 |
| 1.9.2. Разновидности Флотационных процессов разделения минералов .....                                                                   | 154 |
| 1.9.2.1. Разделение минералов на поверхности раздела жидкость — газ .....                                                                | 154 |
| 1.9.2.2. Разделение минералов на поверхности раздела жидкость — жидкость .....                                                           | 156 |
| 1.9.3. Флотационные реагенты и их действие при Флотации .....                                                                            | 158 |
| 1.9.3.1. Назначение и классификация Флотационных реагентов .....                                                                         | 158 |
| 1.9.4. Собиратели.....                                                                                                                   | 160 |
| 1.9.4.1. Строение молекул и классификация собирателей .....                                                                              | 160 |
| 1.9.4.2. Характеристика действия собирателей и область их применения.....                                                                | 164 |
| Лекция 11 .....                                                                                                                          | 167 |
| 1.9.5. Регуляторы среды.....                                                                                                             | 167 |
| Пенообразователи .....                                                                                                                   | 168 |
| Пневмомеханические Флотационные машины .....                                                                                             | 173 |
| Пневматические Флотационные машины .....                                                                                                 | 175 |
| Лекция 12 .....                                                                                                                          | 177 |
| ПРОЦЕССЫ ХЛОРИРОВАНИЯ.....                                                                                                               | 177 |
| Хлорирование титановых шлаков в «КИПЯЩЕМ СЛОЕ».....                                                                                      | 177 |
| Хлорирование гранулированных титановых шлаков.....                                                                                       | 181 |
| Процессы хлорирования лопарита .....                                                                                                     | 199 |
| 2.2.1. Хлорирование пирохлоровых концентратов. ....                                                                                      | 203 |
| 2.2.2. Очистка технического хлорида ниобия. ....                                                                                         | 203 |
| Процессы хлорирования цирконийсодержащих материалов .....                                                                                | 205 |
| Лекция 13 .....                                                                                                                          | 212 |
| ОБОРУДОВАНИЕ СОРБЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ .....                                                                                                 | 212 |
| 3.1. Классификация процессов и аппаратов очистки газовых выбросов .....                                                                  | 213 |
| 3.2. ИОНООБМЕННОЕ ОБОРУДОВАНИЕ.....                                                                                                      | 216 |
| 3.3. Устройство и принцип действия адсорберов.....                                                                                       | 224 |
| 3.3.1. Адсорберы периодического действия .....                                                                                           | 224 |

|                                                                                                             |     |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 3.3.2. Адсорберы непрерывного действия.....                                                                 | 236 |
| Лекция 14 .....                                                                                             | 243 |
| АВТОКЛАВЫ.....                                                                                              | 243 |
| Автоклавы, работающие на остром и глухом паре .....                                                         | 243 |
| Аппараты, работающие при давлении более 0,07 МПа (0,7 кгс/см <sup>2</sup> ).....                            | 244 |
| Горизонтальные цельносварные аппараты с эллиптическими днищами .....                                        | 244 |
| Горизонтальные цельносварные аппараты, с эллиптическими днищами и трубным пачуком .....                     | 246 |
| Вертикальные цельносварные аппараты с эллиптическими днищами .....                                          | 247 |
| Аппараты, работающие при атмосферном давлении и давлении не более 0.07 МПа (0.7 кгс/см <sup>2</sup> ) ..... | 248 |
| Горизонтальные цельносварные аппараты с коническими неотбортованными днищами.....                           | 248 |
| Горизонтальные цельносварные аппараты с коническими неотбортованными днищами и погружным насосом. ....      | 249 |
| Лекция 15 .....                                                                                             | 250 |
| АППАРАТЫ ДЛЯ МАГНИЕТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ <b>TiCl<sub>4</sub></b> И СЕПАРАЦИИ ТИТАНОВОЙ ГУБКИ .....    | 250 |
| Технология процесса восстановления.....                                                                     | 250 |
| Аппаратура процесса восстановления .....                                                                    | 257 |
| Основы расчета аппарата восстановления .....                                                                | 263 |
| Методы переработки губчатого титана.....                                                                    | 264 |
| Лекция 16 .....                                                                                             | 279 |
| АППАРАТ ДЛЯ ИОДИДНОГО РАФИНИРОВАНИЯ .....                                                                   | 279 |
| Иодидное рафинирование титана .....                                                                         | 279 |
| Иодидные процессы .....                                                                                     | 281 |
| Принцип устройства аппарата.....                                                                            | 286 |
| Аппаратурное оформление процесса. ....                                                                      | 287 |
| Лекция 17 .....                                                                                             | 291 |
| УСТАНОВКИ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОЙ ПЛАЗМЫ И ИХ ПРИМЕНЕНИЕ В ПРОМЫШЛЕННОСТИ.....                                   | 291 |
| НИЗКОТЕМПЕРАТУРНАЯ ПЛАЗМА .....                                                                             | 291 |
| В ПРОЦЕССАХ ПОЛУЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ .....                                                                        | 291 |
| ПХ процессы восстановления в черной металлургии .....                                                       | 296 |
| Лекция 18 .....                                                                                             | 306 |
| ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПРОМЫШЛЕННОСТИ .....                                                                  | 306 |
| ОБЩИЕ ТРЕБОВАНИЯ И РЕКОМЕНДАЦИИ ПО РАСЧЕТУ И КОНСТРУИРОВАНИЮ.....                                           | 306 |
| 8.1.1. ТРЕБОВАНИЯ К МАШИНАМ И АППАРАТАМ. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ.....                                            | 306 |

|                                                                                          |     |
|------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| НОРМАТИВНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ХИМИЧЕСКОГО<br>ОБОРУДОВАНИЯ ..... | 311 |
| ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ ХИМИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ .....                      | 316 |
| ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА КОНСТРУКЦИОННОГО МАТЕРИАЛА .....                                      | 321 |
| Лекция 19 .....                                                                          | 323 |
| 9. ОПИСАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ .....                                                  | 323 |
| Сгущение, выщелачивание и противоточная декантация.....                                  | 323 |
| 9.1. РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....                                                                | 325 |
| 9.1.1. Материальный баланс стадии цианирования .....                                     | 325 |

## Лекция 1

### ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ СЫРЬЯ И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ К ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ ПЕРЕДЕЛУ

#### Назначение и классификация процессов дробления и измельчения

Дроблением и измельчением называются процессы уменьшения размеров кусков или зерен полезных ископаемых путем разрушения их под действием внешних сил.

В зависимости от *характера внешних сил* различают следующие применяемые в промышленности процессы:

- *обычное* дробление и измельчение, осуществляемое за счет использования обычных механических сил;
- *самоизмельчение* при взаимном воздействии зерен друг на друга;
- *электрогидравлическое* дробление под действием ударных волн, возникающих при прохождении электрического заряда через жидкость;
- *взрывное* дробление или измельчение, основанное на распаде пород под действием внутренних сил растяжения при быстром снятии с них внешнего давления;
- *вибрационное* измельчение в поле вибрационных сил;
- *центробежное* измельчение в центробежном поле;
- *струйное* измельчение за счет кинетической энергии движущихся с высокой скоростью навстречу друг другу частиц.

Наиболее широко из них используется на предприятиях цветной, черной, угольной, горно-химической, строительной и других отраслей промышленности обычное дробление, измельчение и самоизмельчение.

Принципиальной разницы между процессами дробления и измельчения нет. Условно считают, что при дроблении получают продукты крупнее, а при измельчении мельче 5 мм. Для дробления применяют *дробилки*, а для измельчения — *мельницы*.

Процессы дробления и измельчения по своему назначению могут быть подготовительными и самостоятельными.

Целью *подготовительного* дробления и измельчения полезных ископаемых перед их обогащением является раскрытие (разъединение) минералов при минимальном их переизмельчении в результате разрушения минеральных сростков. Конечная крупность дробления или измельчения определяется крупностью вкрапленности извлекаемых минералов. Чем полнее раскрыты зерна разделяемых минералов, тем эффективнее последующий процесс обогащения. В некоторых случаях, даже при достаточно полном раскрытии минералов, необходимость подготовительного дробления или измельчения обусловлена технико-экономическими соображениями или ограничениями по крупности, свойственными применяемому методу обогащения. Например, максимальная крупность материала при сухом магнитном обогащении не должна превышать 50 мм.

Если минералы обладают резко различными физико-механическими свойствами, то в результате дробления или измельчения более твердые и прочные из них будут представлены более крупными кусками и зернами, чем хрупкие и менее твердые минералы. Такое дробление или измельчение называется *избирательным* и применяется перед обогащением по крупности.

Дробление и измельчение называются *самостоятельными*, если получаемый продукт не подвергается обогащению, является товарным и подлежит непосредственному использованию (угли перед их коксованием; известняки и доломиты, используемые в качестве флюсов; камень при изготовлении щебня и др.). Крупность дробленых или измельченных продуктов в этом случае определяется предъявляемыми к ним кондициями (ТУ, ГОСТами).

Размер максимальных кусков руды или угля, поступающих с горных цехов на обогатительные фабрики, достигает 1000—1500 мм, тогда как необходимая крупность материала, поступающего на обогащение, обычно менее 10 мм, а при использовании флотационных методов она может быть меньше 0,1 мм. Добиться сокращения размера кусков с 1500 до 0,1 мм за один прием практически невозможно, поэтому дробление и измельчение осуществляются стадийно.

$$i_i = \frac{D_{\max}}{i_n}$$
$$i_{\text{общ}} = i_1 i_2 i_3 \dots i_n$$



Интенсивность процесса дробления в каждой стадии характеризуется степенью

Общая степень дробления равна произведению

степеней дробления всех стадий:  
дробления  $i$ , равной отношению размеров максимальных кусков в исходном  $D$   
дробленом  $\sigma_{\max}$  продуктах, т. е.:

В зависимости от крупности дробимого материала и дробленого продукта различают:

- *крупное дробление* (от 1500—300 до 350—100 мм), или первая стадия дробления ( $i$  обычно не более 5);
- *среднее дробление* (от 350—100 до 100—40 мм), или вторая стадия дробления ( $i$  не более 8—10);
- *мелкое дробление* (от 100—40 до 30—5 мм), или третья стадия дробления ( $i$  не более 10).

Измельчение также осуществляется обычно в несколько стадий. Степень измельчения при этом оценивают или соотношением размеров максимальных зерен в исходном и измельченном продуктах, или процентным содержанием определенного класса крупности (+0,100 мм; -0,074 или -0,044 мм) в измельченном продукте. Измельчение считают *грубым*, если содержание класса -0,074 мм в измельченном продукте со-

ставляет 20—40 %<sub>t</sub> и *топким*, если его содержание превышает 75 %. Дробление и особенно измельчение являются весьма энергоемкими процессами, потребляющими более половины всей энергии, расходуемой на обогатительной фабрике. Поэтому при осуществлении их на практике всегда руководствуются принципом: «*Не дробить ничего лишнего*», И если в исходном продукте содержится достаточное количество готового класса, то его выделяют перед дроблением или измельчением путем грохочения или классификации по одной из схем, приведенных на рис. 4.1.

Совокупность операций дробления и грохочения или измельчения и классификации составляет *цикл дробления* или *измельчения*, который может быть *открытым* или *замкнутым*. В открытом цикле (рис. 4.1, а) каждый кусок или зерно проходит через дробилку или мельницу только один раз; в замкнутом цикле выделяемые при грохочении или классификации крупные куски или зерна

возвращаются в виде циркулирующей нагрузки еще раз на дораблывание или доизмельчение в тот же самый аппарат (рис. АЛ, б, в).

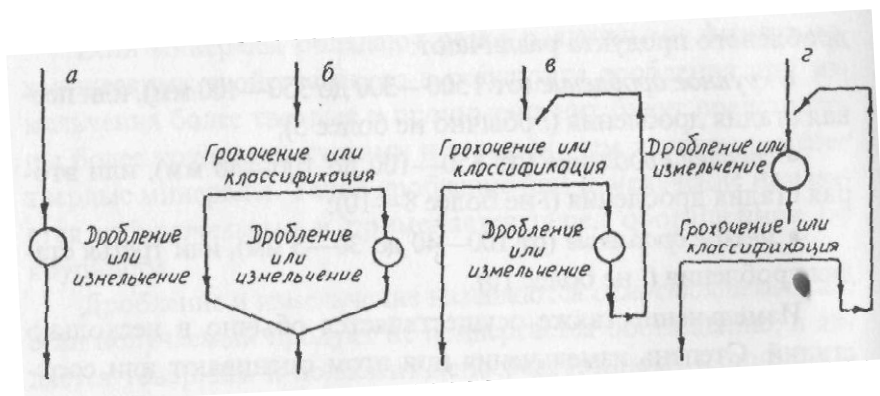


Рис. 4.1. Схемы открытых (а, б) и замкнутых (в, г) циклов дробления и измельчения с предварительным (б), поверочным или контрольным (в) и совмещенным предварительным и поверочным (г) грохочением или классификацией

116

### Законы дробления, измельчения и принципы избирательного раскрытия минералов

Раскрытие минералов при дроблении и измельчении полезных ископаемых происходит в результате разрушения кусков или зерен. К основным способам разрушения относятся (рис. 4.2): раздавливание, раскалывание, разламывание, резание, распиливание, истирание, стесненный и свободный удар. В работе современных дробилок и мельниц наиболее широко используются способы раздавливания, раскалывания и удара, а также сочетание этих способов с разламыванием и истиранием.

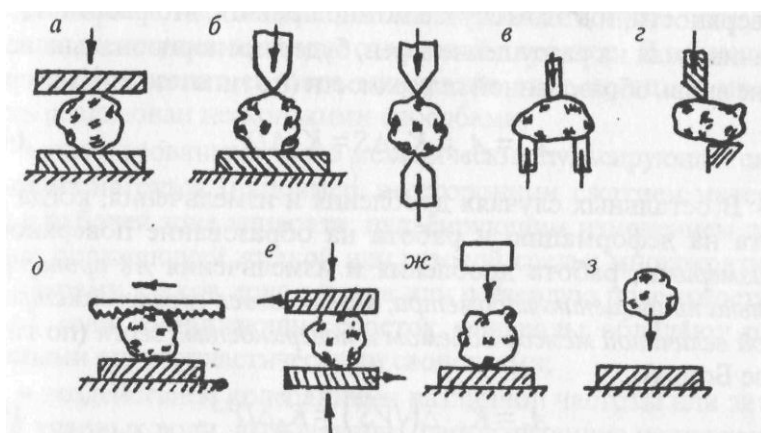


Рис. 4.2. Способы дробления и измельчения:

а — раздавливание; б — раскалывание; в — разламывание; г — резание; д — распиливание; е — истирание; ж — стесненный удар; з — свободный удар

При любом способе разрушения затрачиваемая энергия  $A_p$  частично расходуется на деформацию (упругую и пластическую) разрушаемых кусков  $A_R$  и рассеивается в окружающее пространство в виде тепла, а частично — на образование новой поверхности  $A_n$ , превращаясь в свободную энергию тела. Принимая, что работа деформации кусков или зерен пропорциональна их объему ДИ, а работа образования поверхности — ее величине Д5, получим (по П.А. Ребиндеру):

$$A_p = A_d + A_n = K_k \Delta V + K_R \Delta S, \quad (4.3)$$

где  $K_k$  и  $K_R$  — коэффициенты пропорциональности.

При крупном дроблении величина вновь образованной поверхности сравнительно мала и работой на ее образование можно пренебречь. В этом случае работа дробления  $A_k$  пропорциональна объему или массе дробимых тел (по гипотезе Кирпичева—Кика):

$$A_k = A_d = K_k \Delta V = K'_k \Delta D^3, \quad (4.4)$$

где  $\Delta D$  — изменение диаметра дробимого куска.

При тонком измельчении, наоборот, работа на деформацию будет значительно меньше работы на образование новой поверхности, и в этом случае можно принять, что работа  $A_R$ , затрачиваемая на разрушение зерен, будет пропорциональна величине вновь образованной поверхности (по гипотезе Риттингера):

$$A_R = A_n = K_R \Delta S = K'_R \Delta D^2. \quad (4.5)$$

В остальных случаях дробления и измельчения, когда работа на деформацию и работа на образование поверхности *соизмеримы*, работа дробления и измельчения *Ль пропорциональна приращению параметра, являющегося среднегеометрической величиной между объемом и поверхностью зерен* (по гипотезе Бонда):

$$A_6 = K_6 \cdot \Delta(\sqrt{VS}) = K_6 \Delta D^{2.5}. \quad (4.6)$$

Законы Кирпичева — Кика, Риттингера и Бонда применимы для приближенного определения работы.

Минимальные значения работы дробления и измельчения при максимальном раскрытии минералов могут быть получены только при избирательном (селективном) разрушении их сростков по границам контакта минералов. В соответствии с теорией Гриффитса—Орована—Ребинде-ра процесс разрушения твердого тела начинается в дефектных местах (в основном в дислокациях) кристаллической решетки. В своем развитии он проходит последовательные стадии: скопления дефектов, приводящего к локальной концентрации напряжений; образования зародышевых микротрещин; развития и объединения их в магистральную макротрещину разрушения и, наконец, образования поверхности разрушения. Границы контакта минералов в сростках вследствие несоответствия параметров их кристаллических решеток, приводящего к появлению неизбежных дислокаций, являются именно теми дефектными зонами, которые созданы природой для образования зародышевых микротрещин и развитие которых может обеспечить избирательное раскрытие минералов.

Чтобы обеспечить эффективность протекания стадий концентрации дефектов, образования микротрещин и развития их в магистральные макротрещины разрушения, составляющих *процесс разупрочнения границ срастания минералов*, необходимо соблюдение следующих принципов.

*Во-первых*, необходимо, чтобы деформационные нагрузки носили растягивающий или сдвиговой характер. В зависимости от физических свойств минералов этот принцип может быть реализован несколькими способами:

- использованием чисто механических пульсирующих сжимающих нагрузок (например, всесторонним сжатием материала в рабочей зоне аппарата; пульсирующим изменением давления окружающей жидкой или газовой среды; многократными ударами кусков друг о друга или о твердую поверхность и т. д.), если составляющие сросток минералы обладают различными упругопластическими свойствами;
- воздействием колебаниями различной частоты или энергией ударных волн, вызывающих растягивающие напряжения на границах зерен минералов, обладающих различной пропускной способностью по отношению к ним;
- термической обработкой материала, минералы которого значительно отличаются термическими коэффициентами объемного или линейного расширения (сжатия) или анизотропией тепловых свойств;

- обработкой электрическими, магнитными или электромагнитными полями, если минеральные компоненты кусков или зерен обладают различными свойствами, приводящими к селективному поглощению электромагнитных колебаний поля (явления электрострикции, магнестрикции, электрического пробоя по электропроводящим поверхностям и др.);
- другими приемами, основанными на использовании каких-либо специфических свойств минералов и текстурных особенностей того или иного полезного ископаемого.

*Во-вторых*, мощность энергетического воздействия на каждый кусок или полиминеральное зерно (независимо от вида энергии, вызывающей деформацию) должна быть достаточной для образования микротрещин на межзерновых границах, но не в объеме кристалла. Этого можно достигнуть, например, подвергая кусок многократному воздействию малыми импульсами энергии, вызывающими накопление необратимых напряжений на межзерновых границах.

*В-третьих*, частота и скорость деформаций должны быть достаточно высокими, чтобы снизить потери энергии на пластическую деформацию материала. В то же время скорость деформации должна быть такой, чтобы края возникающей трещины находились под действием растягивающих напряжений достаточное время для диффузии в нее поверхностно-активных веществ и проявления механического эффекта, интенсифицирующего развитие микротрещин.

Непосредственный процесс разрушения предварительно разупрочненных зерен также должен осуществляться с соблюдением ряда принципов:

- уровень энергетических воздействий должен быть выше энергетических импульсов в процессе разупрочнения, но не превышать предела, при котором начинается разрушение самих кристаллов;
- при необходимости особо высокой селективности раскрытия материал должен подвергаться постепенно нарастающему уровню энергетического воздействия (с выведением из процесса раскрытых зерен), поскольку прочность межзерновых границ для различных кусков всегда будет колебаться в определенном диапазоне;
- плотность энергии должна быть высокой, чтобы в каждой разрушаемой частице создать необходимую концентрацию напряжений. При этом желательно, чтобы так же, как и при разупрочнении, это были в основном растягивающие и

касательные напряжения, либо ударные импульсного характера со строго дозированной силой удара.

### Характеристика процессов дробления и конструкции аппаратов

К основным процессам относятся: дробление в щековых, конусных, валковых, молотковых, роторных дробилках, дезинтеграторах, дисмембраторах и электрогидравлическое или электроимпульсное дробление. Выбор типа дробильного аппарата зависит от физических свойств (прочности, вязкости, хрупкости, трещиноватости и др.) и крупности исходного материала, требуемой степени дробления и гранулометрического состава дробленого продукта, необходимой производительности.

### Дробление в щековых дробилках

Щековые дробилки применяют для крупного и среднего дробления преимущественно твердых невязких руд. Дробление производится в рабочем пространстве, образованном неподвижной и подвижной — качающейся — щеками (рис. 4.3), в результате раздавливания, раскалывания и разламывания кусков при сближении щек. Дробленый материал разгружается через щель во время отхода подвижной щеки от неподвижной. Чтобы предотвратить выброс материала из приемного отверстия дробилки при ее работе, максимальное значение угла между щеками, называемого *углом захвата*  $\alpha$ , не должно превышать двойного угла трения дробимого материала.

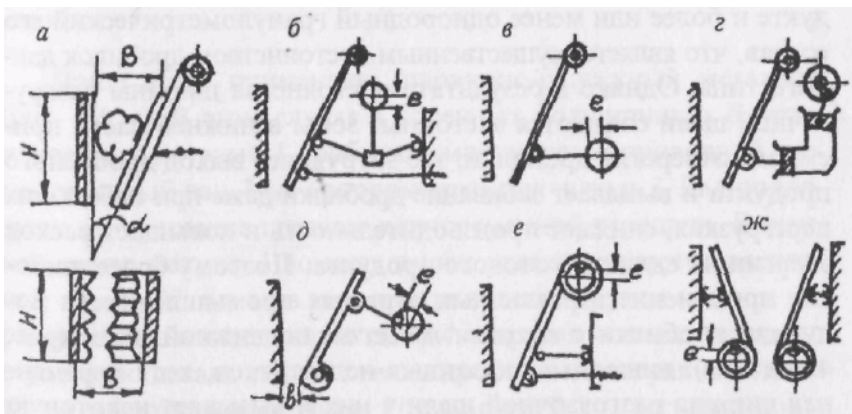


Рис. 4.3. Принцип действия (а) и кинематические схемы щековых дробилок с простым (б — д) и сложным (е, ж) движением щеки

Типоразмеры щековых дробилок характеризуются шириной  $B$  и длиной  $Z$  их приемного отверстия — пасти ( $B \times Z$ ). Максимальная крупность кусков исходного материала не должна превышать 85 % ширины приемного отверстия. Крупность дробленого продукта зависит от величины разгрузочной щели  $b$ , измеряемой расстоянием от крайней точки выступа на нижнем конце футеровочной плиты одной щеки до наиболее удаленной точки во впадине футеровочной плиты другой щеки при разомкнутом их положении (см. рис. 4.3).

Футеровочные плиты, защищающие неподвижную и подвижную щеки, делают из прочных износостойких материалов рифлеными. При этом выступ на плите неподвижной щеки располагают против впадин на плите подвижной щеки, чтобы заменить раздавливание менее энергоемкими видами деформации (изгибом, сдвигом). Боковые стенки рабочего пространства дробилки футеруются гладкими плитами.

Щековые дробилки различаются между собой способом крепления подвижной щеки и устройством приводного механизма.

В зависимости от расположения оси подвижной щеки различают щековые дробилки с верхним и нижним подвесами.

При *нижнем* подвесе подвижной щеки (рис. 4.3, д — ж) ширина разгрузочной щели постоянна. Это гарантирует определенную крупность максимального куска в дробленом продукте и более или менее однородный гранулометрический его состав, что является существенным достоинством дробилок данного типа. Однако в результате постоянства ширины разгрузочной щели создаются застойные зоны в нижней части приемного отверстия дробилки; это затрудняет выход дробленого продукта и вызывает забивание дробилки даже при небольших перегрузках, снижает производительность и повышает расход энергии на единицу готового продукта. Поэтому более широкое применение в различных отраслях промышленности получили дробилки с *верхним* подвесом подвижной щеки (рис. 4.3, а — г), лишенные указанных недостатков, хотя переменная ширина

разгрузочной щели у них и вызывает некоторую неоднородность гранулометрического состава дробленого продукта.

В зависимости от кинематической схемы привода дробилки с верхним и нижним подвесом щеки могут быть двух типов: с простым и сложным движением щеки.

В дробилках с *простым движением щеки* (типа ЩДП) подвижная щека имеет одну неподвижную точку — центр вращения; все остальные точки ее описывают вокруг него дуги окружностей разного радиуса (см. рис. 4.3, а — д). Они выпускаются с различными приводными механизмами.

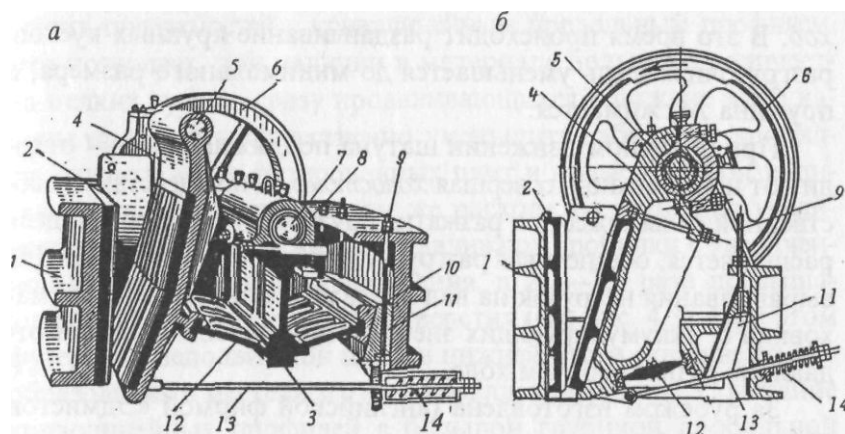


Рис. 4.4. Щековые дробилки с простым (а) и сложным (б) движением щеки

**Чаще** всего применяют шарнирно-рычажный механизм (рис. 4.4, а). В этом случае в коренных подшипниках  $\delta$  установленных на раме 1 дробилки, монтируется приводной эксцентриковый вал 7, на котором крепится шатун 3. Вал приводится во вращение шкивом клиноременной передачи. В нижней части шатуна 3 во вкладышах устанавливаются распорные плиты 12, одна из которых упирается другим концом через вкладыш в подвижную щеку 4, а другая — через вкладыш в упорную деталь задней стенки дробилки, которая снабжена также устройством (клином // с винтом 9) для регулирования ширины разгрузочной щели. Распорные плиты удерживаются в гнездах вкладышей за счет составляющей массы подвижной щеки 4, установленной на оси 5, и горизонтальной штангой 13 с опорной пружиной 14, оттягивающей нижний конец подвижной щеки. При вращении эксцентрикового вала 7 ось подвеса шатуна перемещается по круговой траектории, а нижний его конец совершает возвратно-поступательное движение в вертикальном направлении с амплитудой, равной удвоенному радиусу эксцентриситета вала. При движении шатуна вверх угол между распорными плитами 12 увеличивается и подвижная щека приближается к неподвижной 2, совершая *рабочий ход*. В это время происходит раздавливание крупных кусков,



разгрузочная щель уменьшается до минимального размера, а пружина 14 сжимается.

При обратном движении шатуна подвижная щека 4 отходит от неподвижной, совершая *холостой* ход под действием собственной силы тяжести и разжатия пружины; разгрузочная щель расширяется, обеспечивая разгрузку дробленого продукта. Для выравнивания нагрузок на вал надеваются два массивных маховика б, аккумулирующих энергию при холостом ходе и отдающих ее при рабочем ходе.

За рубежом изготовлена (английской фирмой «Эдмистон Браун») дробилка, в которой вместо распорных плит применены два цилиндрических ролика, опирающихся на подшипники, а нижний конец шатуна, находящегося между роликами, имеет клинообразную форму. Рабочий ход подвижной щеки обеспечивается при движении шатуна вниз, холостой ход — при его движении вверх.

Помимо дробилок с шарнирно-рычажным механизмом привода, имеются, но гораздо реже используются дробилки с кривошипно-шатунным (рис. 4.3, в, д) и кулачковым приводом. Канадской фирмой «Голди» изготовлены опытные щековые гидрокинетические дробилки с гидравлическим приводом (рис. 4.3, г), а в США запатентована щековая дробилка с гидравлическим приводом высокой частоты. Гидравлический приводной механизм при этом имеет форму поршневого двигателя двойного действия, работающего со сравнительно высокой частотой, обеспечиваемой гидравлическим электродинамическим управляющим устройством. Вибрационная дробилка резонансного типа предложена в ФРГ (фирмой «Зибтехник»). Дробилка имеет две симметрично расположенные щеки, приводимые в движение с помощью дебалансных вибраторов, вращаемых от отдельных электродвигателей. Гидрокинетические и резонансные дробилки пока не получили широкого применения.

Характерной особенностью современных щековых дробилок с простым движением щеки является использование дробящих поверхностей с криволинейным продольным профилем. Это позволяет, при наличии в материале большого количества мелких кусков, сразу проваливающихся в нижние зоны камеры дробления, существенно уменьшить забивание дробилки, снизить износ футеровочных плит и повысить производительность дробилки при том же расходе энергии. Для увеличения степени дробления изготавливают дробилки с увеличенной высотой  $H$  камеры дробления, в 2,0—2,3 раза превышающей ширину  $B$

приемного отверстия (см. рис. 4.3). При этом футеровку неподвижной щеки в нижней части скашивают для образования в месте разгрузки параллельной зоны. Сочетание криволинейных профилей с большой глубиной дробильной камеры и увеличенной длиной параллельной зоны предопределяет более эффективную работу дробилки.

В дробилках со сложным движением щеки (типа ЩДС) привод осуществляется непосредственно от приводного эксцентрикового вала, на котором подвешивается щека (см. рис. 4.3, е и 4.4, б); другой конец щеки опирается на распорную плиту, устанавливаемую во вкладышах щеки и регулировочного клина упорного устройства задней стенки дробилки. При вращении приводного вала все точки рабочей поверхности щеки описывают траекторию овального вида. При этом холостой ход подвижной щеки составляет не более  $1/5$  оборота; остальные  $4/5$  оборота занимает рабочий ход, в течение которого дробление всей щекой идет примерно, в продолжение  $1/5$  оборота, а в течение  $3/5$  оборота материал дробится попеременно верхней и нижней частями подвижной щеки.

Имеются дробилки ЩДС с двумя подвижными щеками. Так, дробилка «Цемаг» (ФРГ) имеет две подвижных щеки, приводимые от одного и того же эксцентрикового вала, расположенного между ними. Другой вариант двухщековой дробилки (см. рис. 4.3, ж) изготавливает фирма «Ведаг» (ФРГ). Подвижные щеки в ней подвешиваются за нижнюю часть и совершают около 600 качаний в минуту. Направление движения обеих щек может быть выбрано любое. В случае движения щек в момент сближения вниз достигается повышенная производительность, при движении вверх — особо мелкое дробление (до -5 мм). В случае дробления глинистых руд для самоочистки полости щеки могут двигаться в противоположные стороны. Предложенные дробилки ЩДС с двумя парами щек для параллельного или последовательного дробления весьма сложны, неудобны для наблюдения и регулировки.

Дробилки со сложным движением щеки позволяют получать более равномерный по крупности конечный продукт и работают с большей степенью дробления, чем дробилки с простым движением щеки. Недостатком дробилок является то, что усилия дробления передаются непосредственно эксцентрику приводного вала, а это затрудняет создание дробилок больших размеров и применение их для крупного дробления. Кроме того, подвижная щека при дроблении движется не только в горизонтальном, но и в вертикальном направлении по отношению к неподвижной щеке, поэтому материал в дробилке подвергается не только

раздавливанию и разламыванию, но и истиранию и резанию, что приводит к образованию большого количества мелочи и вызывает повышенный износ дробящих плит. По этим причинам дробилки со сложным движением щеки применяют преимущественно для среднего дробления малоабразивных руд и в тех случаях, когда не противопоказано переизмельчение их при достаточно высокой степени дробления.

Производительность щековых дробилок зависит в основном от физических свойств руды, размеров загрузочного и разгрузочного отверстий, степени дробления (изменяющейся обычно от 3 до 5), скорости вращения эксцентрикового вала  $n$ , характера поверхности и движения щек, угла захвата и амплитуды движения подвижной щеки. Приблизительно объемную производительность  $Q$  дробилки,  $\text{м}^3/\text{ч}$ , в зависимости от конструктивных параметров определяют по формуле

$$Q = Z\sqrt{B}(1479b - 40B), \quad (4.7)$$

а потребляемую при этом мощность  $N$ , кВт, — по формуле

$$N = 5ZHSn. \quad (4.8)$$

Простота конструкции, обслуживания и ремонта щековых дробилок привела к довольно широкому использованию их на обогатительных фабриках средней производительности, несмотря на существенные недостатки: сильную вибрацию при работе, забивку рудой при неравномерной загрузке, неоднородной крупности дробленого продукта.

### Дробление на конусных дробилках

Конусные дробилки получили широкое распространение в горнорудной промышленности для крупного, среднего и мелкого дробления руд, горнохимического сырья и строительных горных пород. Дробление осуществляется в кольцевом пространстве между неподвижным и подвижным (дробящим) конусами (рис. 4.5). Подвижный конус, как бы обкатывая внутреннюю поверхность неподвижного конуса, производит дробление крупных кусков в результате их раздавливания, а также частично истирания и разламывания вследствие криволинейной формы дробящих поверхностей. Исходный материал (рис. 4.5, а)

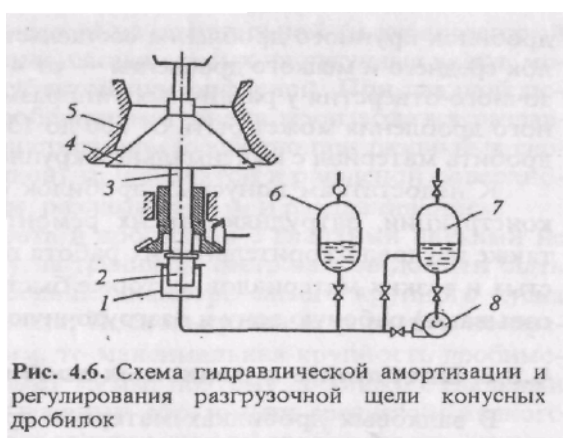
загружается сверху в пространство 4 между подвижным 3 и неподвижным 2 конусами, а разгрузка дробленого продукта производится вниз под дробилку 1 через щель во время отхода подвижного конуса от неподвижного.

Неподвижный конус образован внутренней поверхностью верхней части корпуса дробилки. Подвижный конус насажен на вал и его движение по неподвижному конусу обеспечивается несколькими способами. По основному из них нижний конец вала крепят эксцентрично в стакане. При вращении эксцентрикового стакана через зубчатую передачу ось вала описывает коническую поверхность (см. рис. 4.5, а, е). В других Дробилки для крупного дробления (ККД) имеют обычно подвесной вал, закрепленный на верхнем шарнире (см. рис. 4.5, а, б). Ширину разгрузочной щели (от 75 до 300 мм) и крупность дробленого продукта при этом регулируют (см. рис. 4.5, а) вручную навинчиванием специальной гайки 5 на резьбу верхнего конца вала б в шарнире, вызывающем подъем или опускание его вместе с дробящим конусом 3. Предотвращение поломок при попадании в дробилку недробимых (например, металлических) предметов достигается установкой на приводном валу 7 четырех пальцев (шпонок), которые при резком возрастании нагрузки на привод срезаются, что приводит к немедленной остановке дробилки.

Дробилки для среднего дробления или стандартные (КСД) и для мелкого дробления или короткоконусные (КМД) имеют консольный вал 2, опирающийся дробящим конусом внизу на сферический подпятник 7 (см. рис. 4.5, г).

Регулирование ширины параллельной зоны разгрузочной щели дробилок производят поворотом наружного (неподвижного) конуса б с помощью домкратов по винтовой нарезке 5 между ним и установочным кольцом 4 дробилки У, что приводит к уменьшению или увеличению зазора между конусами. Для предохранения дробилки от поломок при попадании в нее недробимых предметов болты, крепящие установочное кольцо к верхнему фланцу станины, снабжены системой амортизирующих пружин 3. В новых конструкциях дробилок Уралмашзавода прижатие конусов, амортизация и регулирование ширины разгрузочной щели осуществляются с помощью гидропневматической системы. Вместо пружин применяются пневматические цилиндры, наполненные азотом, а между установочным кольцом и неподвижным конусом расположена резиновая кольцевая камера, заполняемая жидкостью. Регулировка разгрузочной щели производится изменением давления жидкости в гидроцилиндрах, соединенных с кольцевой камерой.

В современных крупных конусных дробилках для крупного, среднего и мелкого дробления (например, КРД, КСД-ГРЦ, «Гидрокон» и др.) используют гидравлическую амортизацию и регулирование ширины разгрузочной щели. В этом случае (рис. 4.6) вал 3 опирается на плунжер 2, цилиндр 1, который заполнен маслом и соединен маслопроводом с газовым аккумулятором б, насосом 8 и сборником масла 7. Регулирование разгрузочной щели осуществляется подъемом или опусканием дробящего конуса и при нагнетании в цилиндр 1 или выпуска из него масла. При попадании в зону дробления недробящегося тела конус 4 опускается,



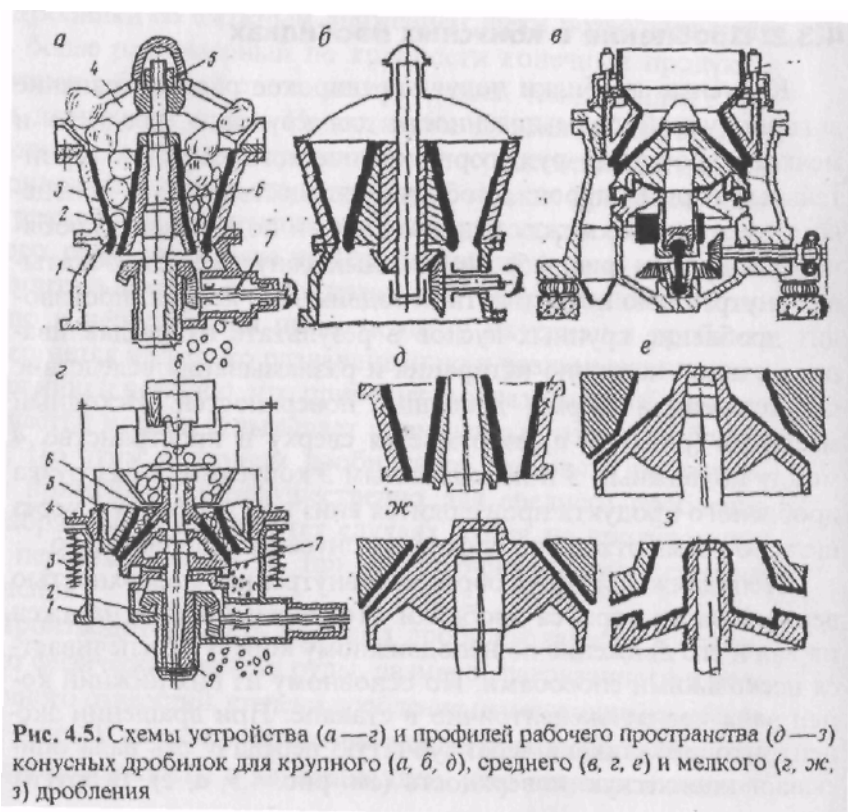
нажимая на плунжер 2, который будет передавливать масло из цилиндра 1 в газовый аккумулятор б до тех пор, пока между конусами 4 и 5 не образуется щель, по ширине достаточная для прохождения недробящегося тела. Поскольку под действием поступающего в аккумулятор б масла находящийся в нем газ сжимается, то как только зона дробления освободится от недробящегося тела, сжатый газ снова передавит масло из аккумулятора в цилиндр У, плунжер 2 поднимется и конус 4 займет прежнее положение.

Дробилки с гидравлической амортизацией и регулированием разгрузочной щели пригодны для работы в автоматическом режиме.

Конусные дробилки характеризуются высокой производительностью, сравнительно низким удельным расходом электроэнергии и достаточно равномерным по крупности дробленным продуктом. Типоразмеры их определяются диаметром подвижного конуса, у дробилок типа КМД он может быть более 3000 мм. В зависимости от типоразмера дробилок, физических свойств (крепости, влажности, крупности) руды, степени Дробления и других факторов

производительность дробилок крупного дробления колеблется от 150 до 2300 м<sup>3</sup>/ч, дробилок среднего дробления — от 20 до 2000 т/ч, дробилок мелкого дробления — от 20 до 1000 т/ч. Степень дробления у конусных конструкций крепление вала осуществляется в соосных подшипниках с эксцентриситетом относительно оси неподвижного конуса (рис. 4.5, б). В конструкции инерционной безэксцентриковой конусной дробилки (рис. 4.5, в), разработанной сотрудниками Механообра, подвижный конус приводится во вращение приводом с дебалансным (неуравновешенным) грузом на нижнем конце вала. Передача вращения от редуктора электродвигателя к валу осуществляется через шарнирный шпindel, на верхнюю головку которого опирается стакан с деба-лансом (одетый на нижний конец вала).

Помимо привода, конструкции дробилок различаются профилем рабочего пространства, конструкцией опорного устройства, конструкцией и принципом действия защитного устройства от поломок, способом регулирования разгрузочной щели.



Главным различием конусных дробилок для крупного, среднего и мелкого дробления является профиль их рабочего пространства. У дробилок для крупного дробления (см. рис. 4.5, а, д) оно приспособлено к приему крупных кусков и кольцевое пространство между подвижным и неподвижным конусами расширяется в верхней части. Максимальный диаметр дробящего конуса примерно в

1,5 раза превышает ширину приемного от верстия дробилки, а ширина разгрузочной щели составляет около  $0,2$  от его размера. Криволинейные очертания футеровки в нижней ее части уменьшают возможность забивания дробилки (см. рис. 4.5, а, б). Профиль рабочего пространства конусных дробилок для среднего (см. рис. 4.5, в, г, ё) и мелко (см. рис. 4.5, г, ж, з) дробления предусматривает прием более мелкого материала и позволяет выдавать относительно равномерный по крупности кусков дробленый продукт. Дробилки среднего дробления по сравнению с дробилками средней дробления имеют большую длину «параллельной зоны» между конусами и меньшую высоту дробящего конуса, поэтому их называют еще короткоконусными.

Производительность дробилок среднего и мелко дробления пропорциональна площади разгрузочной щели. Учитывая небольшую ее ширину стремятся увеличивать ее длину за счет применения пологой дробящих конусов.

Разгрузке дробленого продукта при этом способствует увеличение эксцентриситета качания конуса. Если у дробилок крупного дробления эксцентриситет стакана меньше  $25$  мм, то у дробилок среднего и мелко дробления его значение превышает  $100$  мм. Весьма пологий конус (диск) имеют дробилки «Жиродиск» (см. рис. 4.5, з) для весьма мелко дробления (диск  $6$  мм и мельче). Профиль футеровки диска и камеры дробления создают условия для самодробления материала. Конус диск имеет высокую частоту качаний, и разрушение материала происходит в результате быстрого нажатия-удара и истирания в многослойной массе зерен. Зерна получают преимущественно изометрической (кубической) формы, что имеет важное значение для повышения качества песка, получаемого дроблением горных пород — гранита, базальта, известняка дробилок крупного дробления составляет обычно  $3—5$ , дробилок среднего и мелко дробления — от  $4$  до  $7$ . Ширина загрузочного отверстия у различных типоразмеров дробилок крупного дробления может быть от  $500$  до  $1500$  мм, что позволяет дробить материал с максимальной крупностью кусков  $1200$  мм. К недостаткам конусных дробилок относится сложность конструкции, затрудняющая их ремонт и обслуживание, а также неудовлетворительная их работа при дроблении глинистых и вязких материалов, которые быстро забивают (запрессовывают) рабочую зону и разгрузочную щель дробилки.

#### Дробление в валковых дробилках

В валковых дробилках материал дробится между двумя валками, вращающимися навстречу друг другу (рис. 4.7, а). Один из них обычно вращается в неподвижно закрепленных подшипниках, другой — в подвижных, удерживаемых в направляющих спиральными амортизирующими пружинами, предохраняющими дробилку от поломки при попадании в нее недробимых предметов. Ширина щели между валками изменяется регулировочным болтом или специальными прокладками между корпусами подвижного и неподвижного подшипников валков.

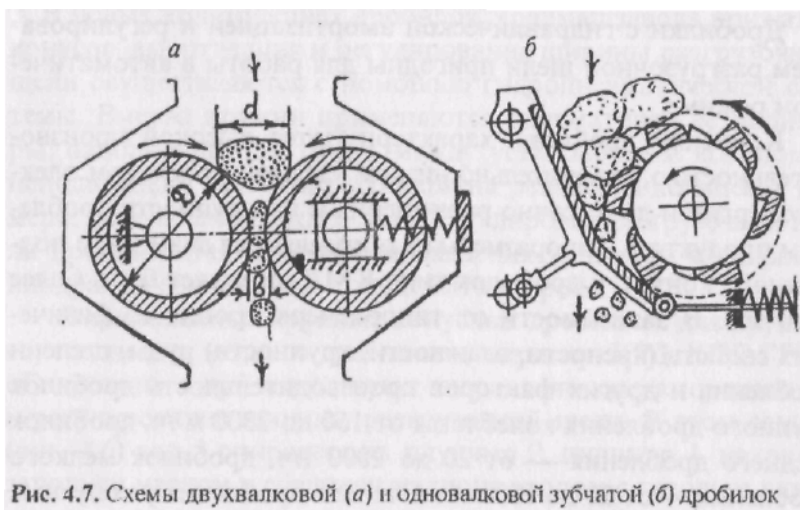


Рис. 4.7. Схемы двухвалковой (а) и одновалковой зубчатой (б) дробилок

Поверхность бандажей из специальной (марганцовистой или углеродистой) стали, насаживаемых на чугунные валки, может быть гладкой, зубчатой или рифленой. При гладкой поверхности валков дробление материала производится раздавливанием и частично истиранием (особенно при различных скоростях вращения валков), при зубчатой и рифленой поверхности — раскалыванием, разламыванием и раздавливанием.

Чтобы угол захвата в дробилках с гладкими валками не превышал двойного угла трения, диаметр валков должен быть примерно в 20 раз больше диаметра самого крупного куска загружаемого материала. Поскольку диаметр валков не превышает 1500—1800 мм, то максимальная крупность дробимого материала составляет 75 мм, поэтому дробилки с гладкими валками используют главным образом для среднего и мелкого дробления твердых пород или мелкого дробления угля и кокса при средней степени дробления 3—4. Однократность сжатия дробимого материала позволяет избежать переизмельчения полезных минералов, что является причиной широкого применения валковых дробилок с гладкими валками при дроблении твердых руд, содержащих хрупкие полезные минералы (например,



оловянных, вольфрамовых и др.), перед их последующим обогащением гравитационными методами.

Дробление хрупких и мягких пород производят в валковых дробилках с зубчатой и рифленой поверхностью валков. Максимальная крупность кусков дробимого материала при этом может быть в 4—5 раз больше, чем при дроблении на гладковалковой дробилке, и достигать 300—400 мм. Дробилки применяют исключительно для крупного и среднего дробления таких материалов, как уголь, кокс, соль, высокоглинистые и влажные железные и марганцевые руды при степени Дробления 4—6.

Для дробления антрацита, агломерата и угля могут использоваться одновалковые зубчатые дробилки (рис. 4.7, б), в которых дробимый материал подается в пространство между колосниковой решеткой и вращающимся зубчатым валком. Крупные куски придавливаются к решетке и раскалываются или раздавливаются зубьями. Дробленный продукт удаляется из дробилки через отверстия в колосниковой решетке. Производительность валковых дробилок пропорциональна длине, диаметру, скорости вращения валков и ширине разгрузочной щели между ними. Длина валков обычно в 1,5—3,0 раза меньше диаметра. Окружная скорость у быстроходных валков составляет 4—6 м/с (40—180 об/мин), тихоходных — около 0,5 м/с (3,2—4,6 об/мин).

Достоинствами валковых дробилок являются простота и компактность конструкции, надежность в эксплуатации, незначительное переизмельчение материала; недостатками — малая единичная производительность и непригодность для дробления очень твердых руд.

### **Дробление в дробилках ударного действия**

В дробилках ударного действия материал разрушается ударом стержней, молотков или бил вращающегося ротора. В зависимости от устройства основного дробящего органа они разделяются на дезинтеграторы, молотковые и роторные дробилки.

*Дезинтегратор* (рис. 4.8, а) состоит из двух входящих один в другой, но вращающихся в разные стороны стержневых роторов (корзин), каждый из которых

насажен на отдельный вал. Свободные концы стержней для жесткости связаны кольцами. Дробимый материал подают в центральную часть дезинтегратора.

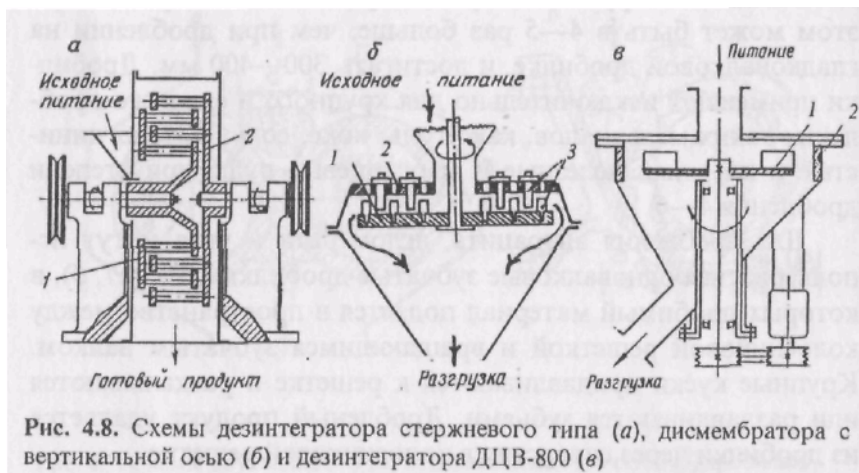


Рис. 4.8. Схемы дезинтегратора стержневого типа (а), дисмембратора с вертикальной осью (б) и дезинтегратора ДЦВ-800 (в)

Получив удар от внутреннего ряда стержней ротора, куски материала дробятся и отбрасываются на следующий ряд стержней второго ротора, вращающегося в противоположном направлении. Под ударами стержней второго ряда происходит дальнейшее дробление и отбрасывание кусков на третий ряд и т. д. Дробленный продукт разгружается вниз под дезинтегратор. Наряду с дроблением в дезинтеграторах происходит хорошее перемешивание всех компонентов дробимого материала; поэтому их часто используют для дробления угольной шихты перед коксованием.

В дисмембраторах с горизонтальным или вертикальным (рис. 4.8, б) расположением вала ротора вращается только один диск 1 с закрепленными на нем пальцами 3\ другой диск 2 с пальцами 3 — неподвижный. Исходный материал подается в центральную часть вращающегося диска; дробленный продукт разгружается по периферии дисков.

Дезинтеграторы типа ДЦВ (рис. 4.8, в) представляют собой центробежное устройство с безударным разгонным ротором. Наиболее широко они используются для переработки слю-досодержащих руд крупностью менее 50 мм с целью расслоения слюды, которое достигается с помощью свободного удара ориентированных торцами кристаллов о неподвижную поверхность статора 2. Разгон и ориентирование плоских кусков руды осуществляется на плоском вращающемся роторе 7, снабженном радиальными лопастями. Угол встречи кусков материала и сила удара их о поверхность статора регулируются частотой вращения ротора и формой используемой футеровки рабочих поверхностей..

В молотковых и роторных дробилках ударный ротор вращается в рабочем пространстве корпуса, футерованного специальными броневыми плитами. Удары по кускам материала в *молотковых* дробилках (рис. 4.9) наносятся молотками, укрепленными на роторе машины шарнирно. Ротор состоит из насаженных на вал дисков, по периферии которых через отверстия пропущены стержни, служащие осями дробящих молотков. Поскольку сила удара определяется массой молотка, то для крупного дробления устанавливается меньшее число рядов тяжелых молотков, а для

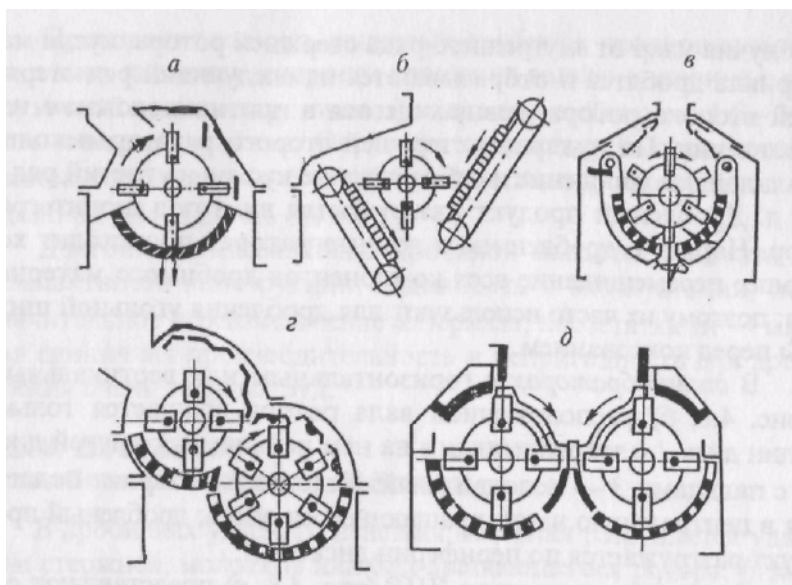


Рис. 4.9. Схемы однороторных (а—в) и двухроторных (г, д) молотковых дробилок

1

мелкого дробления — большее число рядов легких молотков. Наибольшая эффективность наблюдается при дроблении хрупких руд и материалов.

В *роторных* дробилках (рис. 4.10) удары по кускам дробимого материала производятся выступами ротора, или билами, жестко заделанными в роторе. Сила удара при этом определяется не только массой била, но и самого ротора. Это позволяет применять роторные дробилки для разрушения крупных кусков сравнительно прочных материалов.

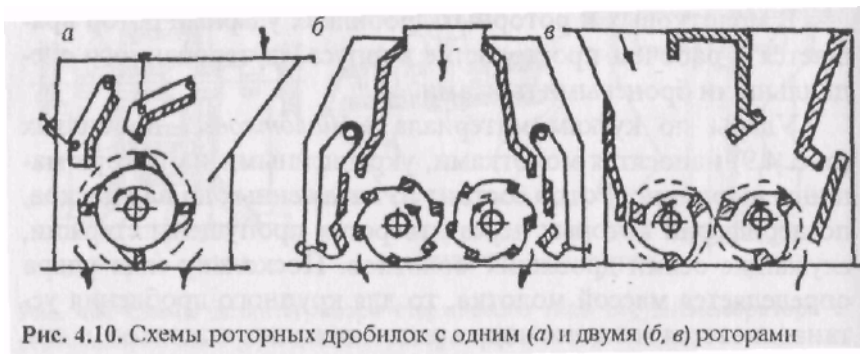


Рис. 4.10. Схемы роторных дробилок с одним (а) и двумя (б, в) роторами

i

Молотковые и роторные дробилки изготавливают с ротором диаметром до 2000 мм, длиной до 3000 мм и окружной скоростью до 117 м/с. Они пригодны для крупного, среднего и мелкого дробления.

Дробимый материал поступает в рабочее пространство дробилки через загрузочное отверстие. Разрушение кусков вызывается ударом молотков или бил, ударом кусков о специальные отбойные плиты или бронестержни и при взаимном их столкновении, раздавливанием и истиранием кусков молотками или билами на колосниковой решетке. Дробленый продукт разгружается вниз под дробилку.

Для предотвращения вылета кусков из приемного отверстия предусмотрены закрытые сверху коробки, вход материала в которые имеет штору из конвейерных лент или цепей. Эту же коробку используют и для отсоса пыли, образующейся при дроблении.

Отбойные плиты изготавливаются в виде массивных отливок волнистой или зубчатой формы, иногда с продольными или поперечными щелями. В молотковых дробилках они устанавливаются неподвижно, в роторных — или подвешиваются совершенно свободно, или снабжаются пружинными амортизаторами, что позволяет им поворачиваться вокруг своей оси, если сила удара превышает известную величину или при попадании в дробилку недробимого предмета.

В зависимости от назначения дробилок их изготавливают одно- и двухроторными, с колосниковыми решетками и без них, со встроенными в корпус тяжелыми конвейерами, реверсивными или нереверсивными.

Дробилки с колосниковой решеткой (см. рис. 4.9, в, д) предназначены для окончательного мелкого дробления материала. Колосниковые решетки занимают от 80 до 180 нижней части окружности ротора и позволяют получить более равномерный по крупности дробленый продукт. Однако они часто забиваются, ломаются, и для дробления глинистых и вязких руд обычно применяются молотковые или роторные дробилки без колосниковых решеток. Получение равномерного по крупности дробленого продукта при этом обеспечивается по-

вышенной скоростью вращения ротора, при которой куски дробимого материала подвергаются многократному ударному воздействию молотков или бил за время их прохождения через дробилку.

Применение двухроторных дробилок с последовательным или параллельным расположением в них роторов (см. рис. 4.9, *з, д*) позволяет существенно увеличить производительность. Наличие двух вращающихся навстречу друг другу роторов обуславливает сокращение до минимума возможности залипания в дробилке материалов с критическим пределом влажности, равной 6—10 % для молотковых и 15 % для роторных дробилок.

Дробилки со встроенными в корпус тяжелыми пластинчатыми конвейерами (см. рис. 4.9, *б*), играющими роль подвижных отбойных плит, обеспечивающих самоочистку дробилки, применяют для дробления более влажных (до 30—40 % влажности), вязких глинистых, склонных к забиванию липких руд, например, бокситов и аналогичных им глинистых полезных ископаемых. Реверсивность дробилок, позволяющая менять направление вращения их ротора, обеспечивает двухстороннее использование молотков или бил без разборки дробилок для их поворота. Молотки и била для их износостойкости обычно наплавливают твердыми сплавами.

Используемый принцип дробления, простота, компактность и малая масса конструкции дробилок ударного действия определяют ряд их достоинств:

- *высокую степень дробления* в результате многократного ударного воздействия молотков, бил или стержней на куски материала при прохождении его через дробящее пространство. Степень дробления у однороторных дробилок достигает 15, у дезинтеграторов и двухроторных дробилок — 40. Вследствие заметного снижения производительности дробилок при большой степени дробления ее значение редко превышает 10. Регулировка степени дробления осуществляется изменением скорости вращения ротора, размера отверстий колосниковой решетки, величины зазора между ней и молотками или билами ротора;
- *высокую производительность* на единицу массы машины и занимаемого ею объема. Стоимость их на единицу производительности 1,5—2 и в 3,5—5,5 раза ниже, чем валковых и щековых дробилок, а масса соответственно в 4 и в 4,5—5 раз меньше. Общая производительность дробилок зависит от диаметра, длины и скорости вращения

ротора, физических свойств руды, степени дробления, влажности, конструктивных особенностей и может достигать 500 т/г при дроблении руды средней твердости;

- *более низкий*, по сравнению со щековыми, конусными и валковыми дробилками, *удельный расход электроэнергии* при меньшей в 1,1—2,0 раза установочной мощности электродвигателей у дробилок ударного действия;
- возможность применения их для дробления вязкого глинистого материала с повышенной влажностью, который в дробилках с качающимися рабочими поверхностями прессуется;
- возможность осуществления в них избирательного дробления, например, алмаз- и изумрудсодержащих руд, углей и других полезных ископаемых.

Недостатком дробилок ударного действия, по сравнению со щековыми и конусными, является более высокий износ дробящих тел и футеровочных плит при дроблении абразивных и прочных материалов. Если при дроблении мягких известняков, углей, сланцев расход стали в молотковых и роторных дробилках составляет всего 1,5—15 г/т, то при дроблении материалов высокой крепости он возрастает до 150—200 г/т. Для конусных дробилок при той же степени дробления (в сумме по всем стадиям) расход стали, даже на более крепких рудах, обычно составляет от 30 до 70 г/т.

Преимущества ударных дробилок тем больше, чем меньше прочность дробимого материала, поскольку увеличение прочности материала, резко снижающее производительность и надежность работы ударных дробилок, оказывает значительно меньшее влияние на щековые и конусные дробилки, производительность которых в основном определяется скоростью разгрузки материала. Поэтому дробилки ударного действия применяют для дробления и измельчения материалов низкой и средней прочности: углей, известняков, доломитов, гипса, барита, мела, мергеля, асбестовых руд, каменных солей и т. п. Применение их в этих случаях, вместо более дорогих конусных и щековых дробилок, может дать существенный экономический эффект, особенно по капитальным затратам.

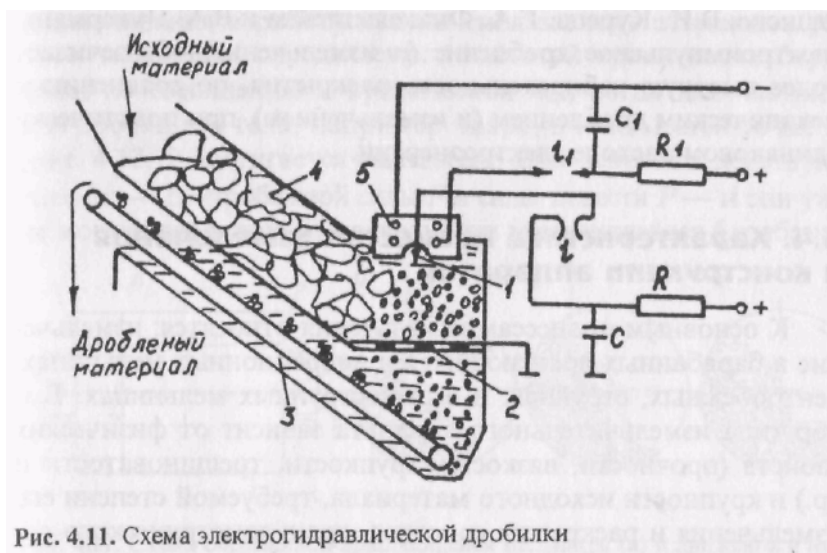
Молотковые и роторные дробилки устанавливают на фундаментах, масса которых примерно в три раза превышает массу дробилок. Между корпусом дробилки и фундаментом устанавливают амортизирующие прокладки из деревянных брусьев и толстой резины. Большие скорости вращения роторов и значительные центробежные силы, возникающие при этом, требуют тщательной балансировки всех вращающихся деталей.

Во время работы дробилки следует обеспечивать: равномерное поступление дробимого материала и удаление дробленого продукта; улавливание недробимых тел из материала, поступающего на дробление; исправную работу системы смазки. При дроблении материалов с высокой влажностью или большим содержанием мелочи необходимо периодически проверять и очищать колосниковую решетку.

### Электрогидравлическое и электроимпульсное дробление

В электрогидравлических дробилках (рис. 4.11) разрушение материала крупностью до 200 мм, поступающего по загрузочному устройству 4, происходит под действием ударной волны, образующейся между электродом 1 и решеткой-электродом 2 при кратковременном электрическом разряде с частотой примерно 5 имп/с. При этом осуществляется избирательное дробление преимущественно по плоскостям спайности минералов и трещинам в горной породе. Разрушенный материал до 5—25 мм проходит через отверстия решетки 2 и разгружается из нижней части дробилки устройством 3.

Электрическая схема дробилки включает, помимо электродов 1 и 2, катушку обратного тока 5 с элементами цепи задания частоты разрядов  $\{R_1, C_1, I\}$  и элементами цепи заряда-разряда  $(R, C, I)$ . Частота включения рабочих электродов 1 и 2 дробилки регулируется параметрами специальной разрядной цепи  $R_1, C_1$  и разрядником  $I_1$ . При включении разрядника  $I_1$  вызывается пробой воздушного промежутка  $I_1$ , ограниченного электродами рогообразной формы. Токи, протекающие по обратному проводнику, проложенному рядом с воздушным



промежутком, выдувают из него плазму и прерывают тем самым процесс разряда. Особенностью электрогидравлических дробилок для проводящих материалов является отсутствие контакта одного или обоих электродов с дробимым материалом, чтобы исключить возможное замыкание цепи через материал. Применение электрогидравлических дробилок затрудняется большим расходом электроэнергии, малым сроком службы электрооборудования и повышенной опасностью в связи с использованием высокого напряжения (до 40 кВ). Их применение является вполне эффективным в тех случаях, когда требуется полное исключение загрязнения материала примесями железа или высокая избирательность процесса раскрытия минералов (например, алмазов, изумрудов и др.) с минимальным переизмельчением хрупких ценных компонентов.

*Электроимпульсное* дробление (и измельчение) основано на разрушении материала путем использования электрических разрядов, пробивающих находящиеся в жидкости зерна материала. Прохождение траектории канала разряда через твердое тело обеспечивается использованием импульсов электрического напряжения определенной продолжительности и формы. Образующаяся при этом ударная волна вызывает растягивающие напряжения и разрывает тело. По данным И.И. Каляцкого, В.И. Куреца, Г.А. Финкельштейна и В.А. Цукермана, электроимпульсное дробление (и измельчение) обеспечивает более высокую избирательность раскрытия, по сравнению с механическим дроблением (и измельчением), при практически одинаковом расходе электроэнергии.



## Характеристика процессов измельчения и конструкции аппаратов

К основным процессам измельчения относятся: измельчение в барабанных вращающихся и вибрационных мельницах, центробежных, струйных и взрывоструйных мельницах. Выбор типа измельчительного аппарата зависит от физических свойств (прочности, вязкости, хрупкости, трещиноватости и др.) и крупности исходного материала, требуемой степени его измельчения и раскрытия сростков, гранулометрического состава измельченного продукта, необходимой производительности.

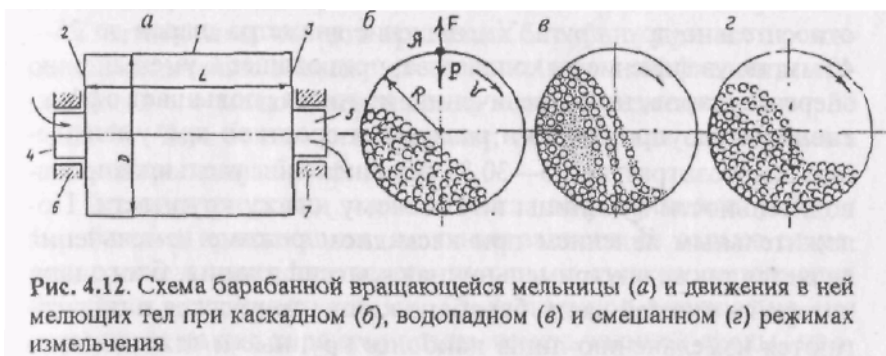
### Измельчение во вращающихся барабанных мельницах

Барабанная мельница (рис. 4.12, а) представляет собой обычно цилиндрический (иногда конический или цилиндроконический) барабан / с торцевыми крышками 2, 5 и пустотелыми цапфами 4, 5, опирающимися на подшипники 6, 7. Исходный материал загружается через одну цапфу, а измельченный продукт разгружается через другую. Движение материала вдоль оси барабана происходит за счет перепада уровней загрузки и разгрузки и напора в результате непрерывной загрузки исходного материала: при мокром измельчении материал транспортируется водой, а при сухом — воздушным потоком.

При вращении барабана измельчающая среда (стальные шары, стержни, куски руды или рудная галля) и измельчаемая руда благодаря трению поднимаются на некоторую высоту и затем сползают, скатываются или падают вниз. Измельчение происходит за счет удара падающей измельчающей среды, раздавливания и трения между частицами и перекатывающимися слоями содержимого мельницы.

Вклад удара, трения и

раздавливания в работу измельчения зависит от режима работы мельницы, определяемого частотой вращения ее барабана, по отношению к критической Икр, когда для частицы или дробящего тела, например шара, в наивысшей точке А (рис. 4.12, б) достигается равновесие двух основных действующих сил — центробежной силы  $F_n$  силы тяжести  $P$  — и они уже не могут оторваться от поверхности вращающегося барабана.



Для этих условий:

$$\begin{aligned}
 P = F = mV^2/R &= PV^2/(gR) = P(\pi D n_{кр}/60)^2/(gD/2) = \\
 &= P2\pi^2 D n_{кр}^2/60^2 g, \\
 n_{кр} &= \sqrt{60^2 g/(2\pi^2 D)} = \sqrt{60^2 \cdot 9,81/(2 \cdot 3,14^2 D)} = 42,4/\sqrt{D}, \text{ мин}^{-1},
 \end{aligned}$$

где  $D$  — внутренний диаметр барабана мельницы.

В промышленных условиях мельницы работают при частоте вращения барабана, равной 50—88 % критической, в каскадном, водопадном или смешанных режимах измельчения в зависимости от характера измельчаемого сырья, его исходной и необходимой конечной крупности.

*Каскадный* (некатарактный, перекатный) режим (см. рис. 4.12, б) наблюдается при небольшой частоте вращения барабана, составляющей 50—60 % критической. Мелющие тела, например шары, поднимаясь на некоторую высоту, затем скатываются «каскадом» или сползают вниз, измельчая материал главным образом раздавливанием и истиранием. Режим используется с целью: получения однородного по крупности продукта измельчения перед его, например, гравитационным обогащением; предотвращения ударных воздействий мелющих тел на материал и тем самым переизмельчения хрупких материалов или некрепких пород; разупрочнения сростков и улучшения степени их раскрытия при доизмельчении концентратов и промпродуктов обогащения. Разупрочнение сростков обусловлено множеством относительно слабых ударов, производимых мелющими телами при их каскадном перемещении относительно друг друга. Уменьшение диаметра шаров до 25—40 мм, но увеличение их количества, приводящее к уменьшению энергии ударов, но к увеличению их числа, повышает эффективность разупрочнения и раскрытия сростков при уменьшении

энергозатрат на 25—30 % без снижения удельной производительности мельницы по готовому классу крупности. Положительным явлением при каскадном режиме измельчения является также внутримельничная классификация, благодаря которой в нижней части барабана концентрируются и подвергаются измельчению лишь наиболее крупные и тяжелые сростки; более тонкие частицы, находясь в пульпе выше зоны, заполненной мелющими телами, не измельчаются и выносятся из мельницы потоком. Для обеспечения этой классификации измельчение проводится на относительно разбавленных пульпах (40—50 % твердого), что необходимо также и для обеспечения достаточной интенсивности измельчения при перекачивании мелющих тел, так как слишком густая пульпа чрезмерно смягчала бы их воздействие на измельчаемые зерна.

*Водопадный* (катарактный) режим (рис. 4.12, в) осуществляется при частоте вращения барабана 75—88 % критической, обеспечивающей переход всех или большинства слоев мелющих тел с круговой на параболическую траекторию. Измельчение материала при этом происходит главным образом за счет удара падающих тел и лишь незначительно за счет раздавливания и истирания. Эффективность измельчения возрастает с увеличением плотности пульпы до 65—80 % твердого за счет уменьшения гасящего действия жидкой фазы на силу удара мелющего тела. Однако слишком большая плотность пульпы приводит к переизмельчению материала и может стать причиной забивки мельницы.

Водопадный режим является наиболее оптимальным при измельчении крупнодробленых и трудноизмельчаемых материалов и широко используется в настоящее время в промышленной практике.

*Смешанный* режим (рис. 4.12, г) является промежуточным между каскадным и водопадным режимами измельчения и наблюдается при частоте вращения барабана 60—75 % критической. При этом внешние слои мелющих тел падают на внутренние слои материала, скатывающегося по склону вниз.

Оптимальная частота вращения барабана при всех режимах измельчения зависит от степени или коэффициента наполнения его мелющими телами, которые изменяются от 30 до 50 %. Чем больше их значение, тем меньше оптимальная частота вращения барабана.

Технологическая и экономическая эффективность работы барабанных вращающихся мельниц зависит не только от режима измельчения, плотности пульпы и степени заполнения барабана мелющими телами. Существенное

влияние на нее оказывают также характеристика измельчающей среды, профиль и качество футеровки барабана, исходная и конечная крупность измельчаемого материала, его измельчаемость, конструктивные особенности мельницы.

В качестве измельчающей среды наиболее часто используются стальные шары, стержни, куски руды или рудная галля. Максимальный размер мелющих тел, загружаемых в мельницу, в 13—33 раза больше максимального куска измельчаемого материала. Для измельчения крупных и твердых материалов применяются более крупные, а для измельчения мелких и мягких материалов— более мелкие мелющие тела. К примеру, размер загружаемых стальных шаров изменяется от 100—125 до 25—30 мм. С целью повышения эффективности воздействия мелющих тел на измельчение материала, раскрытие сrostков и снижение энергозатрат:

- производят рационализацию гранулометрического состава измельчающей среды догрузкой мелющих тел (например шаров) разного размера с учетом гранулометрической характеристики измельчаемого материала;
- применяют барабаны цилиндрической и конической формы, способствующие рациональному распределению мелющих тел и измельчаемого материала по их крупности вдоль барабана: там, где диаметр и окружная скорость барабана больше, т. е. в начале барабана, сосредотачиваются более крупные мелющие тела и куски руды; последующее уменьшение диаметра барабана в направлении движения материала сопровождается уменьшением крупности материала и мелющих тел;
- используют стальные тела нешарообразной формы, в том числе цельпечбс, представляющий собой тела в виде цилиндров или усеченных конусов, шары из материалов различной прочности или с изменяющейся твердостью по их радиусу.



Рис. 4.13. Профили ступенчатой брусчатой (а), каскадной (б), волнистой (с), гладкой (д), резиновой (е) футеровок

Для защиты барабана мельницы от износа внутренняя поверхность его футеруется (через каждые 6—15 мес.) плитами из марганцовистой, хромистой

стали или резины. Их профиль (рис. 4.13) существенно влияет на характер движения измельчающей среды. При ступенчатой, каскадной и волнистой футеровках (рис. 4.13, а — в) мелющие тела поднимаются выше и сила удара их больше, чем при гладкой (рис. 4.13, г) и резиновой (рис. 4.13, д), используемых обычно для измельчения более мелких или более мягких материалов. При этом применение резиновых футеровок является более эффективным, по сравнению с металлическими, так как позволяет увеличить срок их службы, уменьшить трудозатраты при перефутеровках барабана, а также энергозатраты и шум при работе мельницы. В последнее время начали применять магнитную футеровку, состоящую из керамических постоянных магнитов завулканизированных в резину (рис. 4.13, е). Магниты одной стороной прижимают футеровку к барабану, а другой — притягивают магнитный материал (измельчаемую магнетитовую руду, стальные мелющие тела), образуя постоянно восстанавливаемый защитный слой. Производительность  $Q$  и потребляемая полезная мощность // мельницы пропорциональны ее диаметру  $D$  в степени 2,5 ■\*■ 2,6 и длине!, а удельная производительность  $q$  (приходящаяся на 1 м<sup>3</sup> объема барабана) пропорциональна диаметру барабана в степени 0,5 ■\* 0,6:

$$Q = kN = k' D^{2,5+2,6}L; q = k' D^{2,5+2,6}L/(\pi D^2 L/4) = k'' D^{0,5+0,6},$$

где  $k, k', k''$  — коэффициенты пропорциональности i ( $k' = 0,5—3$ ).

Значения  $Q$  и  $q$  возрастают с уменьшением исходной и увеличением конечной крупности измельчения, повышением эффективности классификации продукта измельчения, оптимизацией величины циркулирующей нагрузки и плотности пульпы. Повышение эффективности классификации (применением, например, грохотов тонкого грохочения или эффективных режимов работы гидроциклонов) и оптимизация циркулирующей нагрузки, вызывающей увеличение скорости прохождения материала через мельницу, позволяют также резко снизить количество переизмельченного материала. Значение оптимальной циркулирующей нагрузки обычно возрастает с увеличением степени измельчения и падает с уменьшением длины барабана мельницы. Необходимость оптимизации плотности пульпы при этом обусловлено тем, что избыточное разжижение ее приводит к быстрому прохождению через мельницу и загрузлению помола, а

избыточное уплотнение — наоборот, к переизмельчению материала и иногда к забивке мельницы.

Кроме производительности и качества измельчения руды, эффективность работы мельницы определяется стоимостью измельчения 1 т руды, которая складывается из стоимости расходуемой энергии (15—40 кВт ■ ч/т), шаров (0,5—2,5 кг/т), стержней (0,2—0,5 кг/т) и футеровки (0,1—0,4 кг/т), износ которых возрастает с уменьшением собственной твердости и увеличением твердости измельчаемого материала исходной крупности, степени его измельчения.

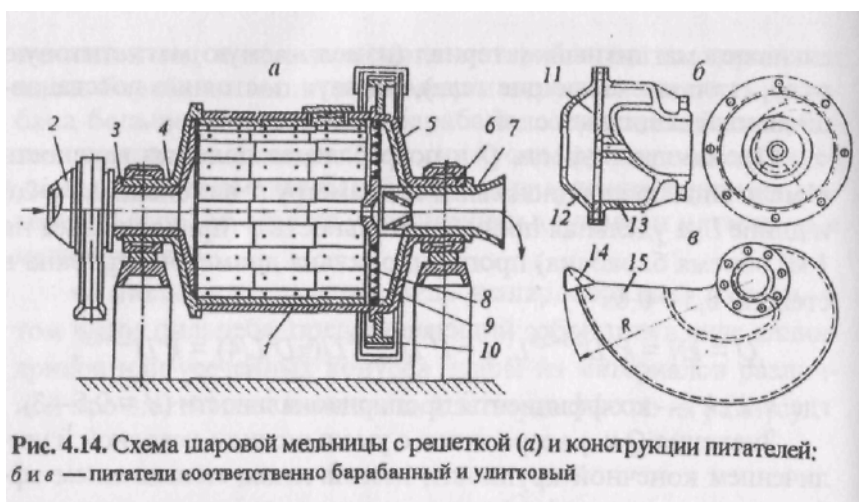


Рис. 4.14. Схема шаровой мельницы с решеткой (а) и конструкции питателей: б и в — питатели соответственно барабанный и улитковый

В зависимости от вида измельчающей среды различают мельницы шаровые, стержневые, галечные и рудногалечные, самоизмельчения и полусамоизмельчения, которые по способу разгрузки делят на мельницы с решеткой и с центральной разгрузкой.

*Шаровые мельницы с решеткой* (рис. 4.14, а) типа МШР диаметром 0,9—6 м, длиной 0,9—8 м и рабочим объемом барабана 0,45—208 м<sup>3</sup> используются обычно для измельчения мелкодробленых (до 30—5 мм) материалов с целью получения равномерного по крупности продукта менее 0,15 мм с небольшим количеством шламов. Оптимальная частота вращения барабана  $n$ , осуществляемого через венцовую шестерню 10, составляет 75—80 % критической при степени заполнения его шарами диаметром 40—! 20 мм 40—50 %.

Исходный материал поступает через питатель 2, закрепленный на фланце патрубка 3 загрузочной цапфы 4. Если мельница работает в открытом цикле, то применяется барабанный питатель (рис. 4.14, б), состоящий из цилиндрической камеры //, крышки 12 и диафрагмы с секторным затвором 13; если в замкнутом

цикле — то улитковый или комбинированный питатель (рис. 4.14, в), представляющий собой комбинацию барабанного питателя, улиткового черпака /5 со сменным козырьком 14 и крышки.

Разгрузка измельченного продукта производится через решетку S, установленную у разгрузочного конца мельницы. Пространство между решеткой 8 и торцевой крышкой 5 разделено перегородками — лифтерами 9 на секторные камеры, открытые в разгрузочную цапфу 6. Прошедшая через решетку пульпа зачерпывается лифтерами, поднимается до уровня разгрузочной цапфы, сливается в нее и удаляется самотеком через горловину 7.

Конструкция разгрузочного узла мельницы позволяет поддерживать в ней низкий уровень пульпы, что существенно повышает эффективность ударного воздействия мелющих тел на частицы материала и способствует более быстрому продвижению крупнозернистой пульпы вдоль оси барабана, но вызывает повышенный износ шаров и футеровки. Перекрывая отверстия решетки, можно регулировать уровень пульпы в барабане, изменяя тем самым крупность измельченного продукта, его гранулометрический состав и производительность мельницы.

Мельницы для сухого измельчения с разгрузкой через торцевую решетку типа ШБМ размером ( $D \times L$ ) от 2070 x 2650 до 3700 x 8500 мм аналогичны по конструкции шаровым мельницам мокрого измельчения МШР. Их применяют в основном для измельчения углей на пылевидное топливо в замкнутом цикле с воздушными сепараторами.

К недостаткам мельниц с решеткой относятся: сложность конструкции разгрузочного узла, большая стоимость мельницы, возможность забивки отверстий решетки щепой, изношенными шарами и рудой.

*Шаровые мельницы с центральной разгрузкой* типа МЩЦ диаметром 0,9—6 м, длиной 1,8—3,5 м и рабочим объемом барабана 0,9—221 м<sup>3</sup> используются для измельчения дробленой руды (до 30—5 мм) и продуктов обогащения до 0,05 мм. По конструкции они аналогичны мельницам МШР и отличаются тем, что в них нет решеток. Разгрузка пульпы происходит путем свободного слива через отверстие в разгрузочной Цапфе, диаметр которой несколько больше, чем загрузочной, чтобы создать необходимую для разгрузки разницу уровней пульпы у цапф. Для возврата в барабан случайно попавших в разгрузочную цапфу шаров и недоизмельченных кусков руды она снабжена спиралью с обратным вращению мельницы на правлении витков. Из-за более высокого уровня пульпы в барабане

и меньшей скорости перемещения материала вдоль барабана производительность мельниц МШЦ на 10—15 % меньше, чем мельниц МШР. *Стержневые мельницы с центральной разгрузкой* типа МСЦ диаметром 0,9—4,5 м, длиной 1,8—6 м и рабочим объемом барабана 0,9—85 м<sup>3</sup> используются чаще всего для открыто-циклового измельчения дробленых (до 50—12 мм) материалов перед их последующим измельчением в шаровых мельницах или для замкнуто-циклового измельчения крупновкрапленных руд при подготовке их к гравитационному обогащению.

Конструктивно они отличаются от мельниц МШЦ только большим диаметром разгрузочной цапфы с целью более резкого снижения уровня пульпы по направлению ее движения и увеличения скорости прохождения материала через мельницу. Мелющими телами являются стержни диаметром от 40 до 125 мм и длиной на 25—50 мм короче внутренней длины барабана. При степени заполнения 35—40 % оптимальная частота вращения барабана составляет 65—70 % критической.

Стержневые мельницы обеспечивают получение более равномерного по крупности измельченного продукта, чем шаровые. Крупные куски, попадая между стержнями, измельчаются сами, предохраняя мелкие зерна от переизмельчения, которые просеиваются между ними. Этому способствует также то, что удар стержня воспринимается одновременно несколькими кусками, причем удар большей силы получают куски более крупные. Считают, что при измельчении в пределах от 13 до 0,8 мм стержневые мельницы расходуют энергии на 25 % меньше, чем шаровые. Однако на вязких и твердых рудах они менее эффективны. Стержневые мельницы для сухого измельчения с разгрузкой через окна по периферии цилиндрической части барабана у разгрузочного конца (МСП) и с разгрузкой через окна на разгрузочной крышке применяют для измельчения в открытом цикле нерудных материалов вместо молотковых дробилок.

*Галечные и рудногалечные* мельницы с разгрузкой через решетку типа МГР или МШРГУ диаметром 4—6 м, длиной 6—12,5 м и рабочим объемом 83—320 м<sup>3</sup> используются для тонкого измельчения золотосодержащих, полиметаллических, железных руд и продуктов обогащения других полезных ископаемых крупностью менее 3—1 мм, особенно в тех случаях, когда необходимо исключить загрязнение измельчаемого материала железом, образующимся в результате износа шаров и футеровки. Конструктивно они аналогичны шаровым мельницам МШР, несколько отличаясь



от них только конструкцией решетки, формой и профилем футеровки, в связи с меньшей массой измельчающей среды, в качестве которой используется окатанная рудная галля (из мельниц самоизмельчения) или куски руды (после среднего дробления) крупностью от 20 до 120 мм. Оптимальная частота вращения барабана при степени его заполнения 45—50 % составляет 75—85 % критической. Применение галли и кусков руды плотностью около 3 г/см<sup>3</sup> вместо стальных шаров плотностью 7,8 г/см<sup>3</sup> приводит к снижению производительности мельницы в 2—2,5 раза и увеличению энергозатрат на каждую тонну измельченного материала, которые могут быть компенсированы исключением затрат на привозные стальные шары, повышением технологических показателей последующего обогащения и качества готовой продукции за счет улучшения раскрытия минералов при измельчении.

*Мельницы самоизмельчения* (рис. 4.15) предназначены для тонкого измельчения (до 0,3—0,07 мм) крупнокускового (от 300 до 600 мм) неклассифицированного или разделенного на

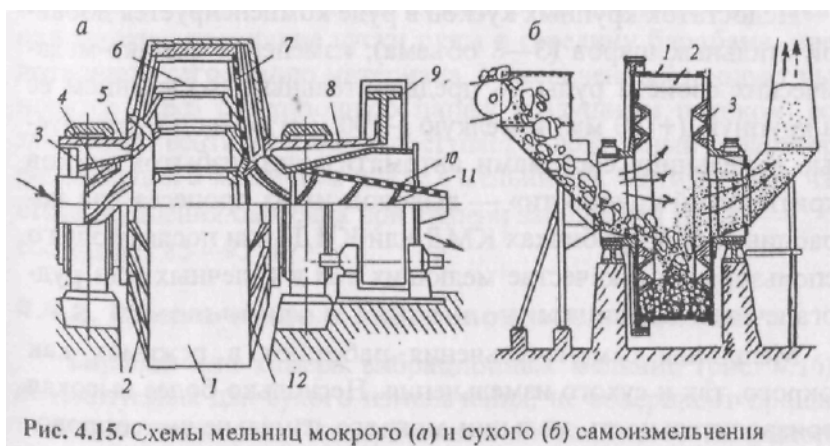


Рис. 4.15. Схемы мельниц мокрого (а) и сухого (б) самоизмельчения

два класса крупности (+100 и -100 мм) материала при переработке медно-молибденовых, железных, золотосодержащих и других типов руд. В процессе измельчения крупные куски измельчают более мелкие зерна руды и одновременно измельчаются сами. По своей конструкции мельницы подобны обычным; принципиальное отличие их состоит лишь в большом диаметре (до 11—13 м) при малой длине (0,3—0,5 диаметра). Большой диаметр обеспечивает необходимую силу удара кусков и увеличивает удельную производительность мельницы, которая растет пропорционально ее диаметру в степени 0,6. Применение мельниц самоизмельчения позволяет заменить две-три стадии дробления, одну-две стадии измельчения и увеличить, следовательно,

производительность труда, резко снизить расход стали шаров и футеровки, улучшить раскрытие сростков и повысить технологические показатели обогащения. Недостатком процесса и мельниц самоизмельчения является большая чувствительность их к изменению физико-механических свойств измельчаемых руд и особенно соотношения в них крупных и мелких фракций, образование в некоторых случаях избыточного количества кусков «критической крупности», которые не могут служить ни мелющими телами, ни измельчаемым материалом, более высокие энергозатраты (примерно на 10 %, а при плотных рудах — на 30 %) по сравнению с измельчением стальной средой.

Недостаток крупных кусков в руде компенсируется добавкой стальных шаров (3—8 объема); изменение физико-механических свойств руды — предварительным разделением ее на крупную (+100 мм) и мелкую (-100 мм) фракции, дозируемые в мельницу системами автоматизации; избыток кусков «критической крупности» — выводом их из процесса для до-драбливания (в дробилках КМД или КИД) или последующего использования в качестве мелющих тел в галечных или рудногалечных мельницах.

Мельницы самоизмельчения работают в режимах как мокрого, так и сухого измельчения. Несколько более высокая производительность мельниц мокрого измельчения сопровождается одновременным увеличением износа футеровки за счет более абразивного действия на нее пульпы.

Мельницы мокрого самоизмельчения (рис. 4.15, а) типа ММС (за рубежом — «Каскад») в цилиндрической части барабана 1 имеют лифтеры 6 для подачи руды, а на торцевых крышках 2 и 12 — выступы для уменьшения сегрегации материала. Горловина 3 загрузочной цапфы 5 имеет спирали 4 для ускорения подачи руды в мельницу. С разгрузочной стороны мельница снабжена решетками 7 и лифтерами-вычерпывателями. На разгрузочной цапфе 8 закреплена бутара 10 с обратной спиралью 11 для отделения и возврата в мельницу недоизмельченных кусков. На ее фланце монтируется зубчатый венец, получающий вращение от электродвигателя через редуктор. Оснащение мельниц больших размеров тихоходными низкочастотными электродвигателями и переход на безредукторный привод позволяют снизить капитальные затраты, повысить КПД установки на 6—8 % и обеспечить оптимальную частоту вращения барабана мельницы, составляющую 70—75 % критической при степени заполнения его 38—42 %.

Мельницы сухого самоизмельчения (рис. 4.15, б) типа МСС (за рубежом — «Аэрофол») по конструкции аналогичны мельницам ММС. Самоизмельчение руды происходит в результате подъема кусков под действием центробежной силы и с помощью лифтеров 2 на внутренней поверхности барабана 1 и падения их вниз. Отбойные кольца 3 на торцевых крышках направляют падающие куски руды в середину барабана, предотвращая сегрегацию материала. Измельченный продукт выносится через разгрузочную цапфу воздушным потоком, создаваемым вентилятором, и поступает в воздушный сепаратор, работающий в замкнутом цикле с мельницей. Оптимальная частота вращения барабана при степени заполнения его 35—42 % составляет 85—95 %.

### Измельчение в вибрационных мельницах

Барабан или камера вибрационных мельниц (рис. 4.16), используемых для сухого измельчения, не совершают вращательного движения. Под действием дебалансного инерционного пого (рис. 4.16, а) или гирационного (рис. 4.16, б) вибратора возбуждаются круговые колебания их в плоскости, перпендикулярной к оси вибратора, и обратное вращательное движение измельчающей среды, вызывающее измельчение материала в результате ударных и истирающих нагрузок. Меняя амплитуду колебаний (5—15 мм) и частоту вращения дебаланса (1000—3000 мин<sup>-1</sup>), можно оказывать дозированное воздействие разрушающих сил на измельчаемый материал, что улучшает раскрытие сростков минералов. В качестве мелющих тел используются обычно шары или стержни из стали, высокохромистого сплава или карбида вольфрама. Внутренняя поверхность барабана или камеры мельницы футеруется износостойкой резиной или сталью. Степень заполнения их мелющими телами составляет 60—70 %, а вместе с измельчаемым материалом — около 80—90 %. Мельницы могут работать в условиях повышенного давления или вакуума, при нагревании или охлаждении.

Преимущества вибрационных мельниц, по сравнению с обычными шаровыми, проявляются при тонком и особенно сверхтонком измельчении, для которого они и используются в

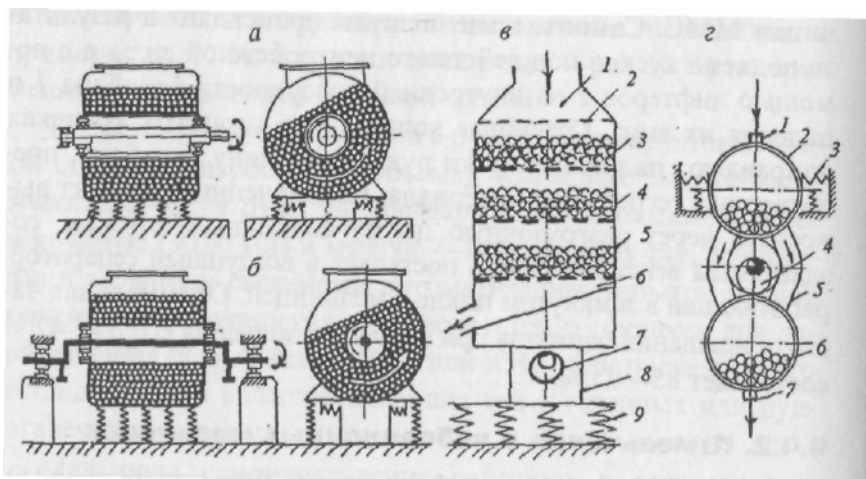


Рис. 4.16. Схемы вибрационных мельниц инерционного (а), гирационного | (б) типов, вертикальной типа МВВ-2 (в) и типа «Палла-У» (е)

металлургической промышленности, при измельчении золотосодержащих руд, кварцевого песка, доизмельчения оловянных концентратов. Исходная крупность при этом составляет обычно 2—5 мм, достигая в редких случаях 12 мм. Непрерывность процесса измельчения в вибрационных мельницах с внутренним вибратором (рис. 4.16, а, б) достигается в результате удаления измельченного продукта из барабана или камеры воздушным потоком при непрерывной подаче в зону измельчения исходного материала. Мельница работает в замкнутом цикле с воздушным сепаратором. Для подачи воздуха и вывода пылевоздушной смеси в корпусе мельницы имеются специальные штуцеры. Размещение вибратора внутри камеры или барабана является недостатком, затрудняющим как эффективную работу мелющих тел, так и эффективную «вентиляцию» мельницы с целью удаления измельченного продукта. Поэтому конструкции вибрационных мельниц с вынесенным вибратором (рис. 4.16, в, г) являются более перспективными.

В вертикальной вибрационной мельнице МВВ-2 (рис. 4.16, в) колебательные движения вдоль ее вертикальной оси обеспечиваются инерционным вибратором 7, размещенном в приводной секции 8, установленной на резиновых амортизаторах 9. Исходный материал поступает в камеру 1 на распределительное устройство 2 и подвергается последовательному измельчению в радиальных камерах 3—5. Готовый продукт разгружается через патрубок камеры 6.

Вибрационная мельница типа «Палла-У» (см. рис. 4.16, *в*) состоит из труб 2, 6 диаметром 0,55—0,65 м и длиной 2,1—4,3 м, расположенных на амортизаторах 3 горизонтально и заполненных примерно на 70 % мелющими телами (шарами или стержнями). Между ними точно по линии тяжести расположен вибратор 4 (дебалансовый вал). Исходный материал подается через штуцер 1 в начало верхней трубы 2, измельчается, проходит через отверстие решетки в конце ее и по переточным рукавам 5 попадает в начало нижней трубы 5, где доизмельчается и, проходя через заградительную решетку в конце ее, разгружается через штуцер 7. Мельницы изготовляют двух-, четырех- и шеститрубными, которые могут работать как параллельно, так и последовательно, выдавая продукт крупностью менее 0,04 мм при производительности до 35—50 т/ч (для четырехтрубной мельницы) при таком же расходе электроэнергии, как и при обычном измельчении.

#### Измельчение в центробежных мельницах

Для центробежного измельчения предложено большое число разнообразных конструкций машин, основные из которых приведены на рис. 4.17.

В одно- или многокамерных центробежных барабанных мельницах (рис. 4.17, *а*), используемых в керамической и других отраслях промышленности, сухое или мокрое измельчение производится раздавливанием зерен мелющими телами, движущимися под действием центробежных сил по внутренней неподвижной поверхности вертикального барабана. Движение мелющим телам сообщается вращающимся внутри барабана ротором — валом с водилами для шарнирно закрепленных роликов или свободно размещенных металлических шаров. Для весьма тонкого сухого измельчения материалов химической промышленности применяется бисерная мельница аналогичной конструкции, в которой в качестве мелющих тел используется металлическая дробь, керамические или минеральные износостойкие частицы размером от 1 до 6 мм.

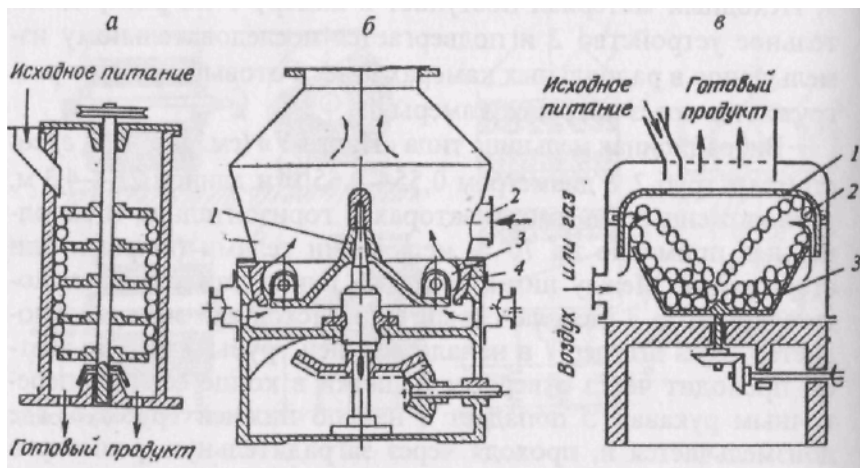


Рис. 4.17. Схемы центробежных барабанной (а), шарокольцевой (б) и цеп-тробежно-шаровой (в) мельниц

В центробежных шарокольцевых мельницах с горизонтальным расположением размольного кольца (рис. 4.17, б) исходный материал поступает через патрубок 2 на вращающееся водило 1, отбрасывается центробежной силой к размольному кольцу 4 и попадает под шары 3, где и измельчается. Снизу через кольцевую щель между размольным кольцом и водилом подается воздух, который выносит измельченный материал в воздушный сепаратор, работающий в замкнутом цикле с мельницей. Мельницы применяют для измельчения неабразивных материалов: мела, гипса, барита, угля, мрамора, клинкера, фосфатов и золотосодержащих руд. Производительность мельниц при крупности помола  $-0,075$  мм колеблется от 3 до 12 т/ч. Аналогичные показатели работы имеют центробежные шарокольцевые мельницы с вертикальным расположением размольного кольца.

В центробежно-шаровых мельницах (рис. 4.17, в), используемых в химической промышленности, при вращении чаши 3 находящиеся в ней шары 2 и материал крупностью до 25—30 мм отбрасываются центробежными силами к размольному кольцу 1, ударяются о него и возвращаются обратно в чашу. Измельченный материал удаляется из мельницы воздушным потоком.

Конструкция центробежных мельниц позволяет оказывать дозированное воздействие разрушающих сил на измельчаемый материал и, следовательно, повысить эффективность и степень раскрытия сростков минералов. Недостатками их являются значительный расход электроэнергии, износ измельчающих поверхностей и малая производительность.

#### Измельчение в струйных мельницах

Струйные мельницы производительностью до 30 т/ч используются для сухого тонкого (до 20—80 мкм) измельчения твердых и абразивных материалов (руд, углей, известняка, барита, кварцевого песка и др.) исходной крупностью до 30 мм. Измельчение осуществляется в результате соударения частиц или их удара о твердую стенку, когда кинетическая энергия частиц превращается практически в энергию их разрушения; поэтому измельчение эластичных и вязких материалов в струйных мельницах малоэффективно.

Кинетическая энергия измельчаемым частицам сообщается сжатым воздухом, перегретым паром или газом при расходе их 1—45 м<sup>3</sup>/мин под давлением 300—1000 кПа, температуре 200—540 °С и расходе электроэнергии 20—55 кВт ч/т. Наиболее часто используются струйные мельницы, основанные на разрушении частиц ударом их об отбойную плиту (рис. 4.18, а) и измельчении в пересекающихся потоках в горизонтальных (рис. 4.19, а) или вертикальных (рис. 4.19, б) камерах. Они работают, как правило, в замкнутом цикле с воздушным сепаратором.

В высокоскоростной газоструйной мельнице (рис. 4.18, а) исходный материал, подаваемый через патрубок 9, подхватывается в разгонной трубке 3 потоком газа (поступающим из газопровода 1 через инжектор 2), разгоняется до необходимой

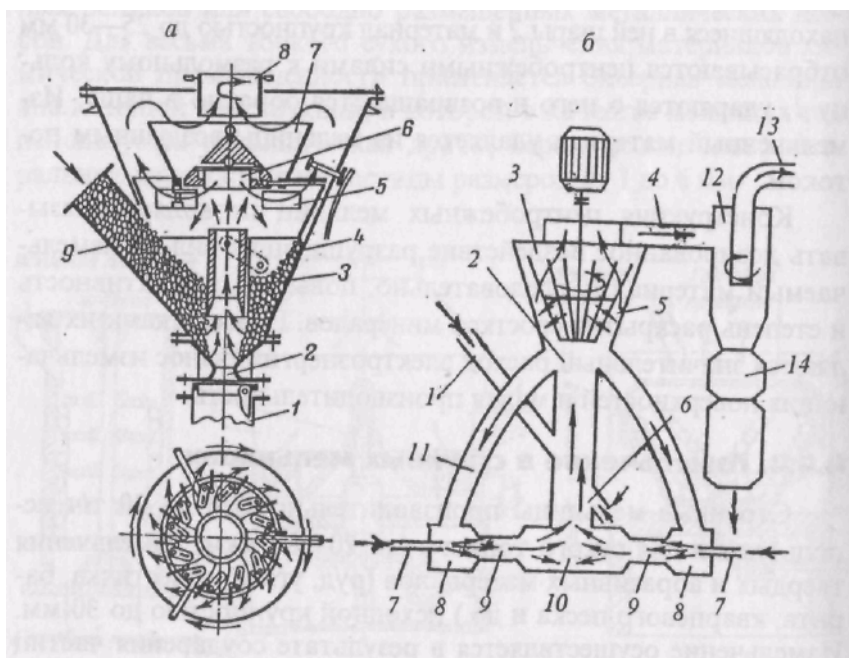


Рис. 4.18. Схемы высокоскоростной газоструйной мельницы (а) и струйной мельницы с протнвоточном измельчительной камерой (б)

скорости и ударяется о размольную плиту б. Измельченный материал, проходя с газовым потоком через лопасти 5, разделяется в сепараторе под действием центробежных сил на тонкую фракцию, удаляемую через вытеснитель 7 и патрубок 5, и крупную фракцию зерен, которые опускаются по стенкам корпуса 4 и попадают снова в зону измельчения.

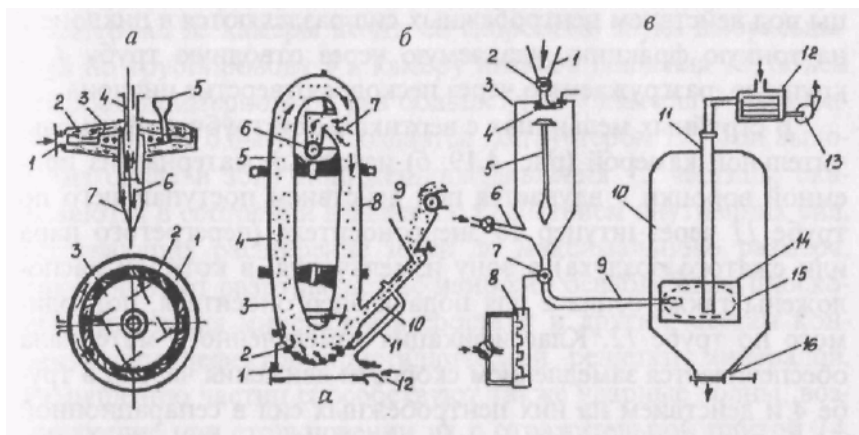


Рис. 4.19. Схемы струйных мельниц с плоской горизонтальной (а), вертикальной трубчатой (б) измельчительной камерой и установки взрыво-струйного измельчения (в)

В струйных мельницах с противоточной измельчительной камерой (рис. 4.18, б) крупная фракция измельчаемого материала через трубы возврата 11, а пар через сопла 7 поступают в смешительные камеры двух эжекторов 8, направленных друг против друга. Проходя через разгонные трубы 9, частицы приобретают скорость 50—100 м/с и, сталкиваясь друг с другом в камере 10, измельчаются.

Измельченный материал вместе с исходным материалом, подаваемым через трубу 1, подхватывается газовым потоком и по стояку 2, оснащенный патрубком б для подсоса воздуха, подается в сепаратор 3, из которого тонкая фракция удаляется через патрубок 4, а крупная — возвращается по трубам возврата 11 в смешительные камеры эжекторов 8.

В струйных мельницах с плоской горизонтальной измельчительной камерой (рис. 4.19, а) исходный материал подается специальным инжектором 5 в зону измельчения 3, куда из распределительного кольца 1 через сопла 2 поступает также газ или пар. Сопла 2 направлены таким образом, что струи газа, несущие частицы, пересекаются внутри камеры, вызывая соударения и измельчение частиц. Поскольку струи газа входят в зону измельчения под некоторым углом, то вся масса пы-газовой смеси приобретает вращательное движение и частицы под действием центробежных сил разделяются в циклоне 7 на тонкую фракцию,



удаляемую через отводную трубу 4, и крупную, разгружаемую через песковое отверстие циклона 7.

В струйных мельницах с вертикальной трубчатой измельчительной камерой (рис. 4.19, б) исходный материал из приемной воронки 9 вдувается под действием поступающего по трубе 11 через штуцер 10 энергоносителя (перегретого пара или сжатого воздуха) в зону измельчения, в которой расположены также сопла 2 для подачи энергоносителя, подводимого по трубе 12. Классификация измельченного материала обеспечивается замедлением скорости движения частиц в трубе 4 и действием на них центробежных сил в сепарационной трубе 5, в результате которых крупные частицы прижимаются к внешней ее стенке и по трубе 8 возвращаются в зону измельчения, а тонкие — проходят жалюзи 7 и выводятся через патрубок б.

### Взрывоструйное измельчение

Процесс взрывоструйного измельчения (процесс Снайде-ра) основан на распаде кусков руды под действием внутренних сил растяжения при мгновенном снятии с них внешнего давления. Он наиболее эффективен для руд, минеральные компоненты которых отличаются по своим упругим свойствам. Его специфической областью использования является раскрытие пористых, волокнистых, а также пластичных (вязких) руд и материалов, для которых механические методы дробления и измельчения вообще малопригодны. Принципиальная схема установки взрывоструйного измельчения изображена на рис. 4.19, в.

Исходный материал из воронки 1 с помощью клапана 2 подается через затвор 4 в камеру сжатия 3, оснащенную механизмом 5 для предотвращения зависания в ней материала. После заполнения 0,6—0,8 объема камеры 3 затвор 4 плотно закрывается и по трубе 6 подается в течение 5—10 с пар или газ для создания в камере давления около  $60 \text{ кг/см}^2$  (16 МПа). Затем автоматическим устройством 8 открывается быстродействующий (со временем срабатывания  $15 \cdot 10^{-6} \text{ с}$ ) клапан 7, и материал из камеры почти со скоростью звука выбрасывается по трубопроводу 9 в камеру низкого давления 10, объем которой примерно в 50 раз больше, чем у камеры 3, а разрежение (около  $0,6 \text{ кг/см}^2$ ) создается эксгаустером 13. При выходе из сопла в зону пониженного

давления 75 частицы оказываются в состоянии взрыва: под действием внутренних сил, вызывающих расширение зерен до максимального размера, они начинают разрушаться по наиболее ослабленным плоскостям срастания минералов в сростках и другим местам концентрации дефектов кристаллической решетки минералов. Разрушению частиц способствуют также ударные волны, возникающие при столкновении их с отражательной плитой 14. Измельченный материал разгружается через затвор 16, отработанный пар удаляется по выхлопной трубе 11 в конденсатор 12 и затем в эксгаустер 13.

### **Характеристика вспомогательного оборудования при дроблении и измельчении**

Регулярное и равномерное питание дробильно-измельчительных машин, обеспечивающее максимальную производительность и эффективность их работы, достигается применением питателей разнообразной конструкции. Наиболее широкое распространение из них на обогатительных фабриках получили цепные, пластинчатые, ленточные, тарельчатые, электровибрационные лотковые и барабанные питатели.

*Цепные* питатели (рис. 4.20, а) производительностью до 2400 т/ч используют для равномерной подачи крупно- и среднекускового материала (максимальной крупностью до 1100 мм). Материал из бункера 2 поступает на лоток 1 питателя

## **Лекция 2**

### **ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ**

#### **1.4.1. Общая характеристика и классификация гравитационных методов обогащения**

Гравитационные методы обогащения, широко используемые при первичной переработке руд, углей и строительных горных пород, основаны на различиях в плотности, крупности и форме разделяемых минералов, вызывающих различный характер их движения в среде под действием сил тяжести или центробежных и сил сопротивления среды.

В качестве сред гравитационного обогащения полезных ископаемых используются вода, воздух, тяжелые жидкости, суспензии и жидкий электролит, помещенный в скрещенные электрическое и магнитное поля. Среды характеризуются различными реологическими параметрами (плотностью, вязкостью, предельным сопротивлением сдвигу, устойчивостью), которые влияют на скорость

перемещения разделяемых частиц, эффективность их разделения и используются в обогатительных аппаратах. Расслоение зерен достигается по одному из разделительных признаков путем гидро- и аэродинамических воздействий на минеральную смесь. В качестве разделительных признаков могут служить: реологические параметры среды разделения; реологические параметры среды, подверженной одновременно действию электрических и магнитных полей; скорости движения зерен в пульсирующем потоке жидкости; скорости движения зерен в струе жидкости, текущей по наклонной плоскости; скорости движения зерен в центробежном поле потока жидкости.

При классификации гравитационных методов обогащения различают следующие процессы обогащения:

- в тяжелых средах: тяжелых жидкостях, тяжелых суспензиях, аэросуспензиях, магнитных жидкостях;
- в потоках постоянного и переменного направления: отсадка, противоточная сепарация и обогащение в центробежных концентраторах;
- в потоках на наклонной плоскости: стационарных и подвижных механизированных шлюзах, струйных желобах и концентраторах, винтовых сепараторах и шлюзах, концентрационных столах и пневматических сепараторах, орбитальных шлюзах и концентраторах.

### Обогащение в тяжелых средах

Процесс обогащения в тяжелых средах заключается в разделении полезных ископаемых по плотности в гравитационном или центробежном поле в среде, плотность  $\rho_c$  которой является промежуточной между плотностями разделяемых компонентов  $\rho_1$  и  $\rho_2$ . Условием разделения является  $\rho_1 < \rho_c < \rho_2$ . Зерна, плотность которых меньше плотности среды, всплывают и удаляются в виде легкой фракции, а зерна большей плотности тонут в ней, опускаются и разгружаются в виде тяжелой фракции. В качестве тяжелых сред используют тяжелые жидкости, водно-минеральные суспензии, аэросуспензии и растворы некоторых солей в магнитных и электрических полях.

## Обогащение в тяжелых жидкостях

В качестве тяжелых жидкостей могут быть использованы галоидзамещенные углеводороды (тетрабромэтан, полихлориды этана или метана и др.) плотностью 1,2—3,3 г/см<sup>3</sup>, водные растворы солей (хлористого кальция или цинка, азотно-кислого кальция и др.) плотностью 1,0—4,3 г/см<sup>3</sup>, соли с низкой температурой плавления плотностью до 4,7 г/см<sup>3</sup>.

Обогащение материала крупнее 3 мм в тяжелых жидкостях производят в статических условиях. В качестве сепараторов применяют аппараты с мелкой ванной при ограниченном объеме циркулирующей жидкости. Для обогащения мелких классов (-3,0 +0,074 мм) используют центробежные сепараторы, гидроциклоны и центрифуги. Тяжелая жидкость отделяется от продуктов обогащения, регенерируется и направляется для повторного использования.

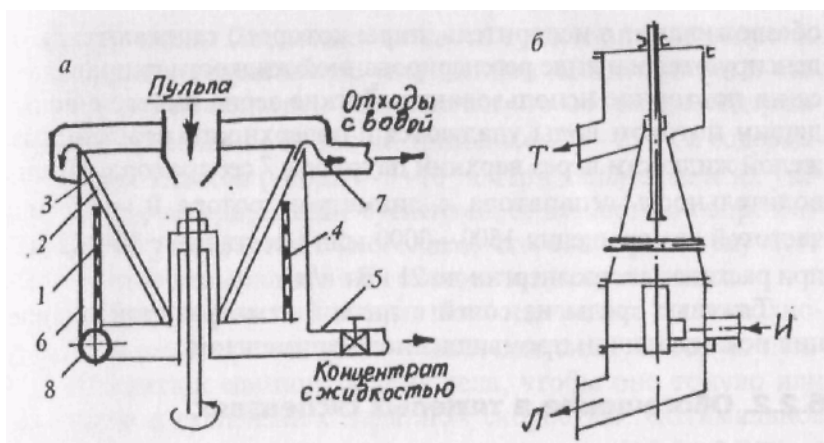


Рис 6.1. Схемы центробежного сепаратора (а) и вихревого гидроциклона (б): И — питание; Т — тяжелая фракция; Л — легкая фракция

Широкое распространение в США получило обогащение углей в растворах хлористого кальция. При центробежном обогащении в гидроциклонах удается получать концентраты с зольностью до 2—3 % и ниже. Регенерация и повторное

использование растворов хлористого кальция обеспечиваются сгущением и фильтрацией легкой и тяжелой фракций.

Органические жидкости вследствие высокой стоимости и сложности их регенерации могут применяться пока только при переработке руд и черновых концентратов редких и благородных металлов.

В качестве тяжелой жидкости обычно используют тетра-бромэтан (плотность 2,94 г/см<sup>3</sup>), не смешивающийся с водой, в качестве основного аппарата — центробежный сепаратор (рис. 6.1), рабочим элементом которого является вертикальный вращающийся ротор 1. Тяжелая жидкость вступает в ротор через патрубок 8 и под действием центробежной силы и силы тяжести образует в нем свободно вращающуюся поверхность 2. Тяжелые зерна из пульпы, подаваемой сверху и растекающейся по этой поверхности слоем .?, проходят через тяжелую жидкость отверстия 4 в стенках ротора и, разгружаясь через нижний патрубок 5 корпуса 6 сепаратора, поступают на обезвоживание в испаритель, пары которого сжижаются, конденсируются и в виде регенерированной жидкости направляются на повторное использование. Легкие зерна вместе с восходящим потоком воды удаляются с поверхности вращения тяжелой жидкости через верхний патрубок 7 сепаратора. Производительность сепаратора с диаметром ротора 0,3—0,7 м и частотой его вращения 1500—3000 мин<sup>-1</sup> составляет 18—22 м<sup>3</sup>/ч при расходе электроэнергии до 21 кВт·ч/м<sup>3</sup>.

Тяжелые среды из солей с низкой температурой плавления пока не нашли промышленного применения.

### **Обогащение в тяжелых суспензиях**

Тяжелая суспензия представляет собой механическую взвесь измельченного до (100—150)ц материала, называемого утяжелителем или суспензоидом, в воде. Утяжелитель должен обладать достаточно высокой плотностью и обеспечивать необходимые реологические свойства суспензии, легко отделяться от продуктов обогащения и поддаваться регенерации. Кроме того, он должен быть недорогим, недефицитным и не содержать вредных компонентов, ухудшающих качество концентрата. На практике в качестве утяжелителя обычно используются гранулированный ферросилиций (сплав железа с кремнием), позволяющий

создавать плотность до 3,15—3,25 г/см<sup>3</sup>, магнетит или его смесь с ферросилицием (обычно в соотношении 1 : 1), реже барий, пирит, песок и др.

Необходимая плотность суспензии  $\Delta_c$ , г/см<sup>3</sup>, определяется

по формуле

$$\Delta_c = C(\delta_T - \delta_{ж}) + \delta_{ж},$$

где  $C$  — объемная концентрация (в долях единицы); плотность утяжелителя;  $\delta_{ж}$  —

$\delta_T$  —  
плотность воды.

Плотность суспензии обычно регулируется автоматически с точностью от 0,02 до 0,0025 г/см<sup>3</sup>.

Основным сопротивлением движению зерен в тяжелой суспензии является ее сопротивление сдвигу, возрастающее с увеличением вязкости суспензии, поэтому максимальная эффективность обогащения наблюдается при минимальной вязкости суспензии. Поскольку вязкость суспензии и ее сопротивление сдвигу возрастают с увеличением концентрации и степени дисперсности зерен утяжелителя, то объемное содержание его в суспензии обычно не превышает 20—25 %, а содержание тонких классов ( $-10\mu$ ) — 7÷16 %. При дальнейшем их увеличении структурирование суспензии, ее вязкость и сопротивление сдвигу возрастают настолько, что она теряет текучесть и разделение минералов в ней становится невозможным.

Качество суспензии на практике оценивают по ее полному удельному сопротивлению — величине силы, которую нужно приложить к единице объема тела, чтобы оно тонуло или всплывало в суспензии с заданной скоростью.

Оптимальное значение его при плотности тяжелых суспензий 2,6—3,0 г/см<sup>3</sup> составляет 0,10—0,13 г/см<sup>3</sup>. Оно обеспечивается уменьшением структурирования и вязкости суспензии, правильным выбором утяжелителя, применением смеси утяжелителей, добавками реагентов -пептизаторов или поверхностно-активных веществ, вибрационным или ультразвуковым воздействием на суспензию.

Добавками реагентов-пептизаторов (жидкого стекла, фосфатов, полимеров и др.) и поверхностно-активных веществ достигается обычно не только снижение вязкости суспензии и ее сопротивления сдвигу, но и повышение эффективности отмывки и регенерации утяжелителя, уменьшение безвозвратных потерь его с продуктами обогащения.

Влияние наложения поля низкочастотных колебаний (5—8 Гц) с амплитудой 6—10 мм на свойства тяжелой среды проявляется в значительной аномалии вязкости и

частичном разрушении структуры в слое суспензии, непосредственно прилегающем к разделяемым частицам, вызывая повышение скорости их падения или всплывания при разделении. В результате этого возрастает селективность разделения и уменьшается взаимное загрязнение легкой и тяжелой фракций. Важным условием эффективного обогащения в тяжелой суспензии является ее устойчивость, обеспечивающая постоянство концентрации утяжелителя в различных по высоте слоях. Устойчивость суспензии можно увеличить добавками тонких классов утяжелителя или рудных глинистых шламов, пока они не начнут вызывать резкого увеличения вязкости суспензии.

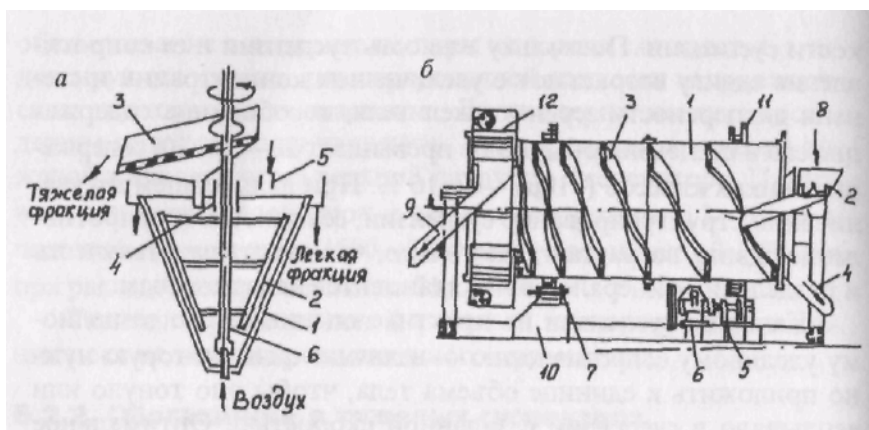


Рис. 6.2. Схемы конусного (а) и барабанного (б) тяжелосредних сепараторов

Для стабилизации суспензии используют механическое перемешивание, создают циркулирующие восходящие и горизонтальные потоки в ванне сепаратора. Обогащение материала крупностью от 3 до 100 мм (при обогащении руд) или до 300 мм (при обогащении углей) производят в сепараторах, принцип действия которых основан на использовании гравитационных сил. Из большого числа их конструкций наиболее часто при обогащении руд применяют конусные и барабанные сепараторы, а при обогащении каменных углей и сланцев — сепараторы колесного типа.

*Конусные сепараторы* типа СК (рис. 6.2, а) диаметром до 6 м и высотой до 12 м имеют производительность до 700 т/ч. В конусном корпусе сепаратора на полом вала 6 вращается мешалка 2. Исходная руда подается по загрузочному лотку 5 и подвергается расслоению в суспензии, поступающей через осевую воронку 4. Тяжелая фракция руды погружается в нижнюю часть конуса и с помощью сжатого воздуха аэролифтом выгружается на желоб, в днище которого



установлены дуго-, вые грохоты 3 для сброса и возврата в сепаратор части кон-  
 дitionalной тяжелой суспензии. Легкая фракция удаляется из сепаратора через  
 регулируемый порог на борту конуса переливом вместе с частью суспензии и  
 направляется для отделения и отмычки ее на грохотах.

*Барабанный сепаратор* с элеваторной раз(рузкой типа СБЭ (рис. 6.2, б)  
 производительностью до 120 т/ч представляет собой вращающийся барабан  
 диаметром и длиной до 2,5 м. Барабан / устанавливается на опорных роликах 7  
 рамы 10 с наклоном около 3° в сторону разгрузки легкой фракции и приводится во  
 вращение (3—6 об/мин) электродвигателем через редуктор б, шестерню 5 и  
 большую венцовую шестерню /У, закрепленную на барабане. Исходный материал  
 S и суспензия подаются в барабан по лотку 2. Легкая фракция с частью суспензии  
 разгружается переливом через отверстие в торцевой стенке барабана в желоб 4,  
 а тяжелая фракция транспортируется спиралью 3 и выгружается элеваторным  
 колесом 12 с перфорированными лопастями в желоб 9.

*В сепараторах типа СКВ* (рис. 6.3) с вертикальным элеваторным колесом  
 (производительностью 160—380 т/ч) исходный материал 11 в ванну сепаратора  
 поступает по желобу 8, а тяжелая суспензия — через нижний патрубок и  
 распределительное устройство 7. Легкая фракция 12 разгружается греб-ковым  
 механизмом 4 в желоб 6. Тяжелая фракция 13 оседает в ковшах 10 элеваторного  
 колеса 2 и удаляется из сепаратора при его вращении (2—3 мин<sup>-1</sup>) приводом 3.  
 Внутренней частью своего кольца колесо 2 опирается на опорные катки 5,  
 закрепленные на корпусе 1. Решетки 9, шарнирно соединенные

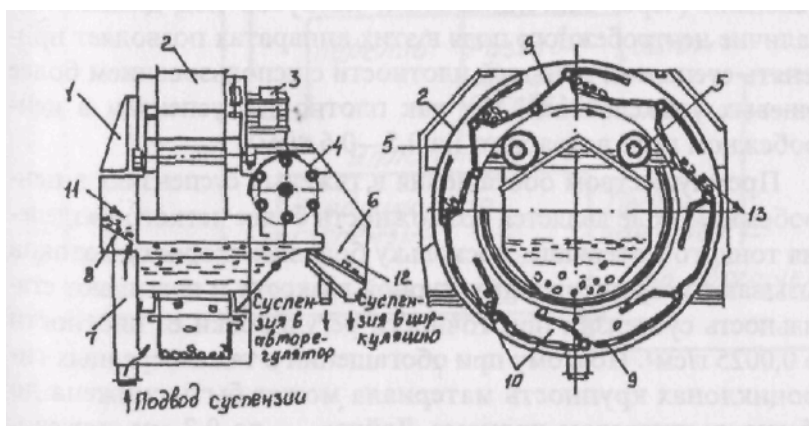


Рис 6.3. Тяжелосредный сепаратор с элеваторным колесом СКВ

с ковшами, позволяют зернам тяжелой фракции загружаться в эти ковши с внутренней стороны элеваторного колеса, а выгружаться — с наружной. Разновидностью процесса разделения в тяжелых суспензиях является *разделение на виброжелобах* в крупнозернистых минеральных взвесах (*процесс Стрипа*). Процесс используется для обогащения железных руд крупностью -75 +6 мм. В качестве утяжелителя применяют обычно получаемый железный концентрат, содержащий 15 % класса +2 мм и 3 % класса -0,1 мм. Суспензия плотностью 2,15 г/см<sup>3</sup> расслаивается в желобе, образуя нижний слой плотностью 2,95 г/см<sup>3</sup>, в котором и происходит разделение материала на легкую и тяжелую фракции.

Обогащение мелкозернистого материала (менее 10—15 мм) осуществляется в *центробежных сепараторах*: гидроциклонах и центрифугах. Для обогащения материала крупностью -25 +0,5 мм применяют *вихревые гидроциклоны* (см. рис. 6.1, б), отличающиеся тем, что вершина конической части расположена вверху. Песковая насадка имеет большой диаметр; в ее центре расположена полая труба, соединяющая воздушный столб с атмосферой. Особенностью «*вихревого процесса Дайна*», осуществляемого в аппарате цилиндрического типа, является отдельный ввод в аппарат исходного материала крупностью -50 +0,2 мм (через загрузочный конец цилиндра) и тяжелой суспензии (через тангенциальный патрубок под давлением). Наличие центробежного поля в этих аппаратах позволяет применять суспензии меньшей плотности с использованием более дешевых утяжелителей, так как плотность суспензии в центробежном поле возрастает на 0,5—0,6 г/см<sup>3</sup>.

Преимуществом обогащения в тяжелых суспензиях в центробежном поле является возможность более четкого разделения тонкого материала, поскольку большие скорости потоков вызывают разрушение структурной вязкости и повышают стабильность суспензии при точности регулировки ее плотности до 0,0025 г/см<sup>3</sup>. Поэтому при обогащении в тяжелосредних гидроциклонах крупность материала может быть снижена до 0,5 мм, в «вихревом процессе Дайна» — до 0,2 мм, тяжелосредних центрифугах — до 50 мкм.

Технологическая схема обогащения в тяжелых суспензиях является практически типовой. Она включает (рис. 6.4) грохочение и промывку исходного материала, разделение в тяжелой суспензии на тяжелую и легкую фракции, дренаж и отмывку тяжелой суспензии от продуктов обогащения, регенерацию утяжелителя.

Операции промывки и грохочения совмещают на одном грохоте. Для крупного материала чаще применяют горизонтальные самобалансные грохоты, для мелкого — высокочастотные (до 3600 мин<sup>-1</sup>) вибрационные грохоты с малой амплитудой вибраций. Отрицательное влияние мелочи и шламов обусловлено тем, что мелкие зерна из-за повышенной вязкости среды в присутствии шламов не успевают расслаиваться и загрязняют продукты обогащения. Для повышения эффективности промывки используют брызгала циклонного типа при расходе воды от 0,2 до 0,9 м<sup>3</sup>/т.

Дренаж рабочей суспензии производится на первой половине грохота (обычно самобалансного вибрационного). Суспензия собирается в зумпф и возвращается в процесс. На второй половине грохота по его длине производят отмывку утяжелителя с поверхности кусков водой при расходе ее 0,3—1,5 м<sup>3</sup>/т. Получаемая разбавленная суспензия содержит также большое количество тонких минеральных частиц и направляется на регенерацию. Потери утяжелителя вследствие неполноты отмывки составляют 100—750 т/т. Они могут быть сокращены на 25—40 % применением реагентов-пептизаторов.

Способ регенерации определяется свойствами утяжелителя и обогащаемого материала. Для регенерации ферросилиция, магнетита и пирротина при обогащении немагнитных материалов используют магнитную сепарацию (при извлечении утяжелителя до 99,5—99,9 %), для регенерации галенита и арсенипирита — флотацию, для регенерации барита — концентрацию на столах. Регенерированный утяжелитель поступает на приготовление свежей суспензии и затем возвращается в процесс. Контроль и регулирование плотности тяжелой суспензии в процессе ее приготовления и при обогащении осуществляются автоматически добавками воды или утяжелителя.

Преимуществами обогащения в тяжелых суспензиях по сравнению с другими гравитационными методами являются:

- высокая точность разделения в аппаратах, сравнительно простых по конструкции и техническому обслуживанию;
- возможность эффективно перерабатывать большие объемы минерального сырья широкого диапазона крупности при незначительной разности в плотности разделяемых минералов (с точностью  $\pm 0,003$  г/см<sup>3</sup>);
- невысокие капитальные затраты и эксплуатационные расходы, обусловленные незначительным расходом электроэнергии, воды, утяжелителя;
- легкость автоматизации технологического процесса.

Наиболее широко процесс обогащения в тяжелых суспензиях используют для целей предконцентрации полезных ископаемых.

### Обогащение в аэросуспензиях

Аэросуспензия представляет собой псевдооживленный (кипящий) слой утяжелителя, образующийся под действием вертикальных воздушных потоков. Степень псевдооживления слоя и его внутренняя структура определяются скоростью воздушного потока (0,093—0,140 м/с) и распределением частиц утяжелителя по крупности.

В качестве утяжелителей аэросуспензий применяются песок, магнетит, ферросилиций, другие материалы и минералы и их смесь. При использовании в качестве утяжелителя трех-компонентной смеси (песок, магнетит, ферросилиций) крупностью  $-0,15 +0,05$  возможно образование аэросуспензий с плотностью разделения от 1100 до 3300 кг/м<sup>3</sup>, пригодных для обогащения углей, сланцев и некоторых руд, например асбестовых.

Для приготовления аэросуспензий используют утяжелители, подвергнутые предварительной классификации по шкале, равной 2. При более широкой шкале их классификации наблюдается расслаивание утяжелителя по высоте рабочего слоя аэросуспензии. Кроме того, должно соблюдаться вполне определенное соотношение между размерами частиц легких фракций  $d_1$  и зерен утяжелителя  $d_2$  и их плотностями (соответственно  $\delta_1$  и  $\delta_2$ ), например при обогащении углей:

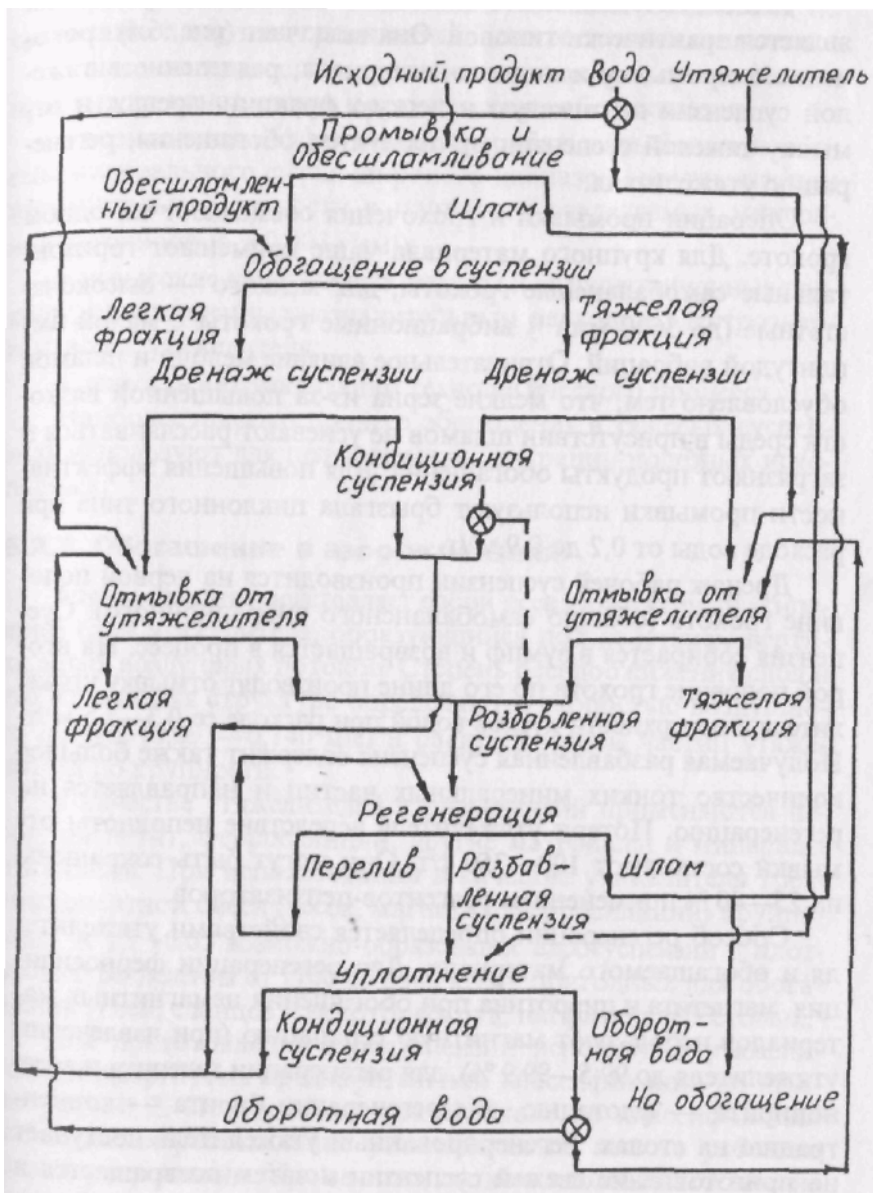


Рис. 6.4. Типовая схема разделения в тяжелой суспензии

$$\lg(d_1/d_2) = 3/2 \lg(\delta_1/\delta_2).$$

Аэросуспензионный сепаратор, например СКС-1 (рис. 6.5) представляет собой закрытую зонтом 8 прямоугольную ванну с плоской пористой перегородкой 7, в которой смонтированы элеваторное колесо 3 для разгрузки тяжелой фракции на дренажный грохот 4, подвижное сито 6 с эксцентриковым приводом 9 для перемещения тяжелой фракции к элеваторному колесу, скребковый конвейер 2 для разгрузки легкой фракции на дренажный грохот 5 и приемное устройство в виде бункера 1 с секторным питателем.

Обогащение в аэросуспензиях используется главным образом для обогащения углей в районах с ограниченными водными ресурсами и суровыми климатическими условиями. Процесс характеризуется удобством в эксплуатации, отсутствием необходимости в очистке воды, обезвоживании продуктов обогащения и сушке концентратов, простотой регенерации утяжелителя, но обладает меньшей точностью разделения

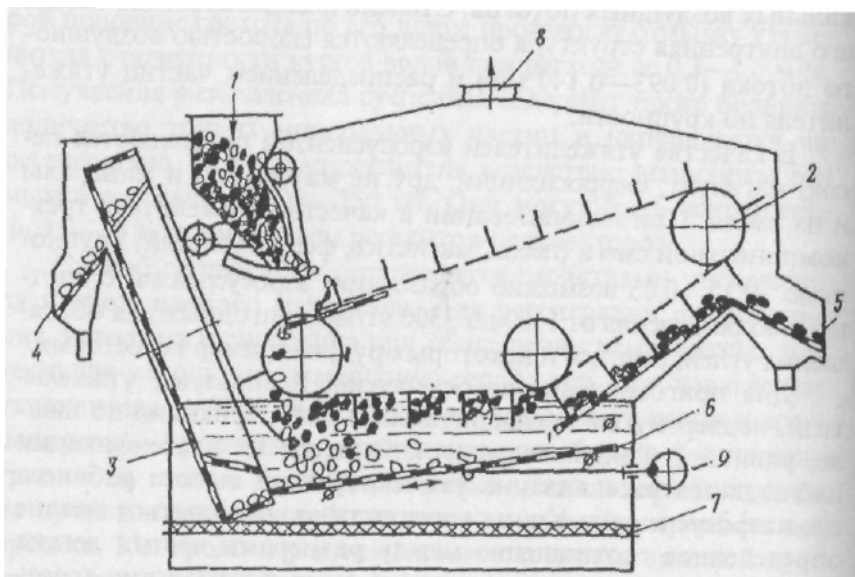


Рис. 6.5. Аэросуспензионный сепаратор СКС-1

## Лекция 3

### Магнитогидростатическая (МГС) и Феррогидростатическая (ФГС) сепарации

При МГС и ФГС сепарациях разделение минералов осуществляется в объеме магнитной жидкости, помещенной в неоднородное магнитное поле.

В качестве магнитной жидкости при МГС сепарации используются растворы парамагнитных солей (железа, марганца, никеля и др.), при ФГС сепарации — ферромагнитная жидкость (ФМЖ), представляющая собой коллоидную дисперсию мелких частичек магнетита в керосине с добавками олеиновой кислоты в качестве

стабилизатора. Магнитная восприимчивость ФМЖ в 10—15 раз больше, чем у растворов парамагнитных солей. В результате воздействия магнитного поля на магнитную жидкость эффективная (кажущаяся) плотность ее меняется в широких пределах (от 1 до 20 г/см<sup>3</sup>).

Разделение минеральных зерен производится по плотности с учетом их магнитной восприимчивости. На каждую минеральную частицу, помещенную в магнитную жидкость между полюсами магнита,

$$f = (\delta_T + \delta_{ж})g + (\chi_T + \chi_{ж})H \text{ grad } H,$$

действует удельная сила

где  $\delta_T$  и  $\delta_{ж}$  — плотность частицы и жидкости;  $\chi_T$  и  $\chi_{ж}$  — магнитная восприимчивость частицы и жидкости;  $g$  — ускорение свободного падения;  $H$  — напряженность магнитного поля.

Разделение будет проходить не по истинной, а по эффективной (кажущейся) плотности жидкости  $\delta_{э}$ :

$$\delta_{э} = \delta_T + \chi_T H \text{ grad } H.$$

В существующих конструкциях МГС и ФГС сепараторов (рис. 6.6) разделение материала, подаваемого из бункера 1 питателем 2, осуществляется в слое жидкости 3, утяжеленной до необходимой плотности между полюсами 4 магнитов гиперболического профиля. Сепаратор — своеобразное «гравитационное решето», на поверхности которого остаются легкие минералы, а тяжелые погружаются, проходят через слой жидкости

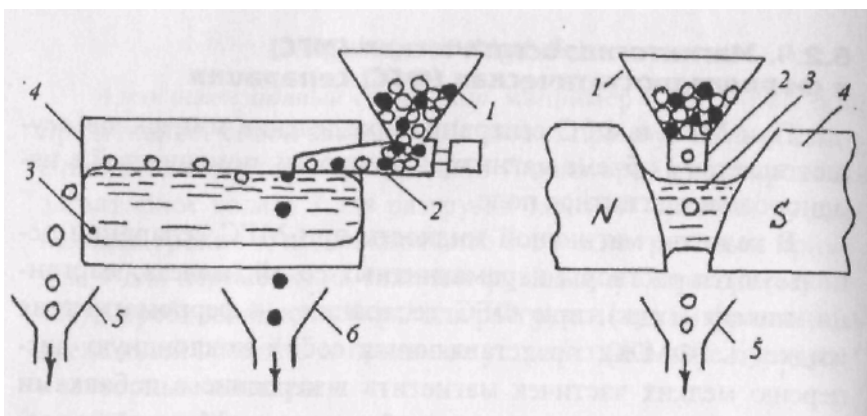


Рис. 6.6. Принципиальная схема МГС и ФГС сепараторов

и разгружаются в приемник 6. Небольшой градиент поля или наклон аппарата, создаваемый в горизонтальном направлении, обеспечивает разгрузку зерен легкой фракции в приемник 5.

Перед разделением из материала удаляются все магнитные минералы (магнетит, пирротин и др.), поскольку разделение происходит в магнитном поле, градиент напряженности которого направлен вниз, и наличие таких минералов приведет к загрязнению тяжелой фракции.

Для материалов крупностью 1—2 мм и более эффективное разделение может быть осуществлено при разнице в плотностях у разделяемых зерен всего 0,05 г/см<sup>3</sup>. Увеличение этой разницы позволяет уменьшить нижний предел крупности обогащаемого материала, составляющий около 0,5 мм в обычных условиях. Он может быть снижен также до 0,1 мм при использовании в процессе сепарации центробежных и вибрационных сил.

Процессы МГС и ФГС сепарации перспективны для доводки гравитационных концентратов редких, благородных металлов, алмазсодержащих материалов и других полезных ископаемых. Недостатком их является сложность конструктивного оформления аппаратов, особенно при большой производительности.

## Лекция 4

### 1.5.1. Обогащение в потоках постоянного и переменного направления

Разделение минеральных зерен по плотности в потоках постоянного и переменного направления осуществляется в поле сил тяжести и гидро- или аэродинамического воздействия среды. Обогащение в вертикальных потоках переменного направления получило название *отсадки*, в горизонтальных, наклонных и вертикальных потоках постоянного направления — *противоточной сепарации* и в криволинейных потоках высокой интенсивности — *обогащения в центробежных концентраторах*.

#### Отсадка



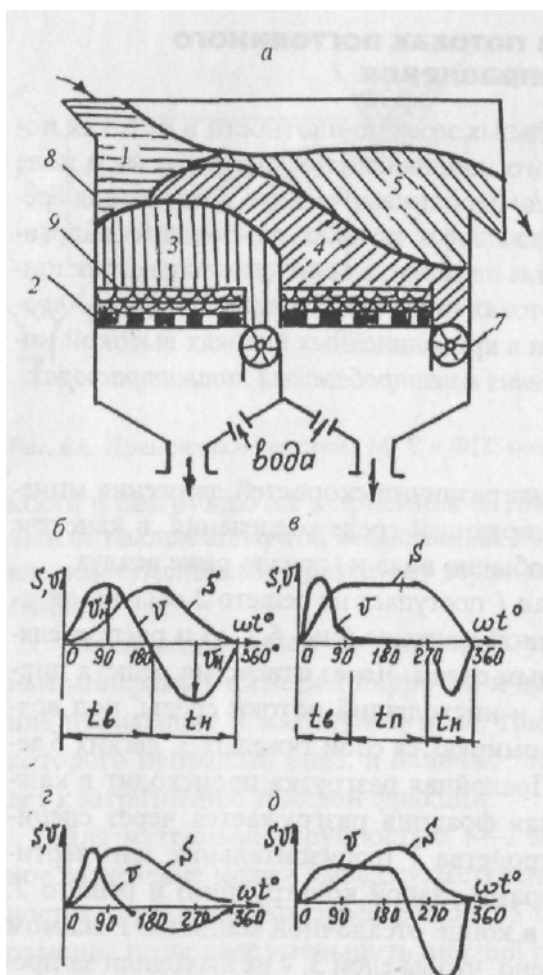
Отсадка основана на различии скоростей движения минеральных зерен в пульсирующей среде разделения, в качестве которой используется обычно вода и гораздо реже воздух.

Исходный материал / поступает на решето 2 обычно двухступенчатой 8 отсадочной машины (рис. 6.7, а) и распределяется на нем равномерным слоем. Через отверстия решета циркулируют восходящий и нисходящий потоки среды, под воздействием которых формируются слои тяжелых 3, легких 3 зерен и их сростков 4. Послойная разгрузка происходит в каждой ступени 6. Тяжелая фракция разгружается через специальные шиберные устройства 7 (горизонтальные или вертикальные щели с затворами разной конструкции) и решето 2, легкая — через порог в конце отсадочной машины. Режимом ее работы предусмотрено, чтобы слои 3, 4 не выходили за пределы соответствующей ступени отсадки.

Закономерности расслоения материала по плотности в стесненных условиях при отсадке обусловлены явлениями не только разделения зерен во взвешенном слое, но и их сегрегации. При этом на движение минеральных зерен оказывают влияние их вес в разделительной среде, гидростатические силы сопротивления и инерции среды, механические силы трения и ударов зерен как друг о друга, так и о стенки аппарата.

Под действием восходящего потока среды смесь разделяемых зерен разрыхляется и легкие зерна, скорость паде Рис. 6.7. Схема п|хщесен отсадки (а) и ее циклы: б — гармонический: е — Манера; з — Берда; с) — Томаса; S — перемещение среды; V—скорость перемещения ния которых меньше скорости потока, движутся вверх; а тяжелые зерна лишь взвешиваются. При нисходящем потоке среды, наоборот, тяжелые зерна извлекаются потоком вниз с большей скоростью, чем легкие, и слой минеральных зерен на решете уплотняется.

В результате многократного воздест-вия восходяще-нисходящих потоков материал



расслаивается: зерна легких минералов выносятся в верхние слои, а тяжелые зерна, преодолевая сопротивление среды, концентрируются в нижних слоях. При этом за счет всасывающего действия нисходящего потока мелкие зерна тяжелых минералов проходят через каналы между крупными тяжелыми зернами и располагаются под ними или разгружаются через отверстия решета в камеры отсадочной машины.

Мелкие зерна легких минералов также просачиваются между более крупными легкими зернами, но не успевают пройти по каналам между зернами тяжелых минералов в связи с уплотнением слоя зерен на решете, остаются под слоем крупных зерен легких минералов. В результате минеральные зерна располагаются над решетом в последовательности: мелкие, затем крупные зерна тяжелых минералов, над ними — мелкие зерна легких минералов и вверху — более крупные зерна легких минералов. Такому распределению зерен по плотности и крупности способствует также сегрегация материала, возникающая в результате периодически повторяющихся пульсаций слоя минеральных зерен.

Слой материала 9, находящийся на решетке при отсадке крупного материала (более 3—5 мм при обогащении руд и более 10—13 мм — углей), называют *естественной постелью* (см. рис. 6.7, а). Оптимальная толщина ее равна 5—10 диаметрам максимальных зерен в питании. Ухудшение четкости разделения при большей толщине постели обусловлено недостаточной ее разрыхленностью (из-за чрезмерного возрастания гидростатического сопротивления), а при меньшей толщине постели — образованием прорывов (из-за недостаточного гидростатического ее сопротивления), вызывающих местные увеличения скорости потоков, перемешивание материала и увеличение взаимных засорений продуктов обогащения.

При обогащении более мелкого рудного материала (мельче 3—5 мм) и углей (мельче 10—13 мм) на решетку укладывают слой *9 искусственной постели* из полевого шпата, гематита, магнетита, ферросилиция, металлической дробы и других материалов плотностью не менее чем у зерен тяжелых минералов обогащаемого сырья и крупностью, в 2,5—6 раз превышающей максимальную разделяемых частиц. Искусственная постель является не только своеобразным «решетом», но и средством разделения зерен. Она пропускает частицы тяжелых минералов и задерживает легкие. Чем больше толщина и плотность искусственной постели и менее правильна форма ее зерен, тем меньше пропускная способность постели, особенно по отношению к крупным зернам. Изменяя ее параметры, можно управлять процессом отсадки. Высота постели должна быть меньше при большом и больше при малом содержании тяжелых зерен в исходном питании. Обычно толщина искусственной постели составляет не менее трех максимальных диаметров ее зерен, а толщина обогащаемого *надпостельного* слоя в 20 раз больше максимальной крупности частиц в питании. Закономерности вертикального перемещения  $S$  среды и изменения ее скорости  $K_{\text{во}}$  времени характеризуются *циклом отсадки* (рис. 6.7, б—д), включающим подъем  $\Gamma_{\text{в}}$ , паузу  $h$  и опускание  $\Gamma_{\text{н}}$  среды. Основные циклы, применяемые на практике, характеризуются: гармонический (см. рис. 6.7, б) — равенством скоростей восходящего ( $V_{\text{в}}$ ) и нисходящего ( $V_{\text{н}}$ ) потоков и периодов их действия ( $t_{\text{в}} = t_{\text{н}}$ ); цикл Майера (см. рис. 6.7, в) — кратковременностью подъема и опускания среды и большой паузой; цикл Берда (см. рис. 6.7, г) — большой скоростью подъема и меньшей скоростью опускания при отсутствии паузы; цикл Томаса (см. рис. 6.7, д) — малой скоростью подъема и большой скоростью опускания среды.

Изменение продолжительности элементов цикла позволяет управлять процессом расслоения материала.

Например, чтобы предотвратить попадание легких мелких зерен в слой тяжелых при обогащении неклассифицированных углей, применяют циклы с кратковременным действием нисходящего потока среды. Характер цикла оказывает существенное влияние на результаты отсадки только при небольшой частоте колебаний среды — меньше  $100 \text{ мин}^{-1}$ , применяемой при отсадке крупного материала.

Частота и амплитуда колебаний среды при отсадке определяются не только крупностью, но и плотностью обогащаемого материала. Чем больше максимальный размер и плотность частиц, тем больше амплитуда, но меньше частота колебаний среды. При малых значениях числа пульсаций обеспечиваются более высокие скорости восходящего потока, увеличивается амплитуда колебаний, достигаются максимальный подъем постели и степень ее разрыхления. Однако при этом процесс отсадки становится менее устойчивым и более чувствительным к изменениям производительности, крупности и фракционного состава исходного материала. При большом числе пульсаций устойчивость процесса увеличивается, но снижается степень разрыхления постели. Необходимую частоту пульсаций можно определить из условия достаточности скорости восходящего потока для взвешивания наиболее крупных тяжелых зерен в стесненных условиях, когда ускорение среды еще не превышает ускорения силы тяжести.

Средством регулирования процесса отсадки в водной среде является подача *подрешетной* воды. Она увеличивает скорость восходящего потока и разрыхленность постели, уменьшает скорость нисходящего потока и засасывание мелких классов под решето, способствует перемещению легкой фракции к сливному порогу отсадочной машины. Увеличение расхода подрешетной воды вызывает, как правило, уменьшение выхода подрешетного продукта и повышение его качества, но сопровождается выносом в слив тонких частиц тяжелых минералов; уменьшение расхода приводит к обратным результатам. Скорость движения подрешетной воды в отсадочных машинах возрастает с увеличением крупности материала, но обычно не превышает  $0,6 \text{ см/с}$ .

Разжижение исходного питания не должно превышать соотношения  $Ж : Т = 2 : 1$  (по массе). В противном случае в отсадочной машине создается горизонтальный поток большой скорости, который взмучивает надпостельный слой, нарушая

процесс расслоения частиц по плотности. Общий расход воды возрастает при увеличении крупности обогащаемого материала и при отсадке руд изменяется от 3,5 до 8,0 м<sup>3</sup>/т, а при отсадке углей — от 2,3 до 6,0 м<sup>3</sup>/т. Доля подрешетной воды в общем ее расходе составляет от 40 до 70 %. Исключение ее подачи существенно затрудняет получение удовлетворительных показателей разделения.

Отсадке подвергаются руды крупностью от 0,25 до 50 мм и угли крупностью от 0,4—0,9 до 100—150 мм. Необходимость обесшламливания материала по нижнему пределу крупности обусловлена плохим разделением тонких частиц по плотности при отсадке и тем, что они снижают эффективность обогащения более крупных классов. Верхний предел крупности ограничен не технологическими возможностями процесса, а конструктивными особенностями отсадочных машин, главным образом конструкцией разгрузочных устройств.

Для повышения эффективности обогащения исходный материал подвергается грохочению на классы крупности, каждый класс обогащают на отдельной отсадочной машине. Для определения диапазона крупности зерен в каждом классе используют значение коэффициента равнотопкости разделяемых зерен в стесненных условиях. При обогащении руд предварительному грохочению подвергается обычно только крупнозернистый материал крупнее 5—6 мм. Более мелкий материал обогащают с применением искусственной постели, как правило, без предварительного разделения его на классы крупности. Уголь перед обогащением разделяют на два машинных класса, обычно по граничному размеру 13 или 10 мм, с последующими их обесшламливанием и отдельным обогащением. Отсадка необесшламленного материала технологически нецелесообразна и в проектах новых фабрик не предусматривается.

Эффективность отсадки тем выше, чем крупнее зерна разделяемого материала и чем больше различаются они по плотности. Поэтому отсадка получила широкое распространение при обогащении крупно- и средневкрапленных, например железных и марганцевых руд, не требующих тонкого измельчения, а также полезных ископаемых, разделяемые компоненты в которых значительно различаются по плотности (уголь, пес- j ки россыпных месторождений и др.).

С уменьшением крупности материала точность разделения частиц по плотности ухудшается, поскольку влияние возрастающей при этом вязкости среды, повышения турбулентности потоков и соударения частиц различной плотности в значительно большей степени сказывается на мелких частицах, чем на крупных.

Взаимозасоряемость продуктов обогащения возрастает также с ухудшением обогатимости материала.

Увеличение нагрузки на машину приводит к увеличению скорости прохождения материала, уменьшению выхода под-решетного продукта и повышению его качества. При уменьшении нагрузки выход подрешетного продукта, наоборот, повышается, а качество его снижается. Максимальная эффективность обогащения достигается при определенной удельной производительности машин, которая в зависимости от крупности материала, требований к качеству продуктов обогащения и конструктивных особенностей машины колеблется от 5 до 30 г/(ч ■ м<sup>2</sup>) при обогащении углей и от 2 до 16 т/(ч ■ м<sup>2</sup>) при обогащении руд. Удельный расход электроэнергии при этом изменяется от 0,3 до 0,7 кВт • ч/т.

Производительность отсадочной машины пропорциональна площади ее постели и удельной производительности для данного обогащаемого материала.

К настоящему времени известно более 90 разновидностей конструкций отсадочных машин. Колебания разделительной среды в них создаются движениями поршня, решета, диафрагмы или пульсирующей подачей сжатого воздуха.

*Поршневые* отсадочные машины (рис. 6.8, а) производительностью 1,0—8,5 т/ч применяют для отсадки крупных и средних классов крупности руды или углей. Они имеют две, три или четыре камеры 4, каждая из которых разделена не доходящей до дна перегородкой 5 на два сообщающихся между собой отделения. В концентрационном отделении укреплено решето 7, на котором происходит разделение зерен по плотности. Колебания воды (100—300 мин<sup>-1</sup>) создаются движением поршня 2 в поршневом отделении. Возвратно-поступательное движение поршня и, следовательно, амплитуда колебания воды (40—80 мм) регулируются эксцентриковым механизмом 3.

Отсадочные машины с *подвижным решетом* (рис. 6.8, б) производительностью до 25 т/ч применяют для отсадки крупных и средних классов (3—40 мм) мытых марганцевых

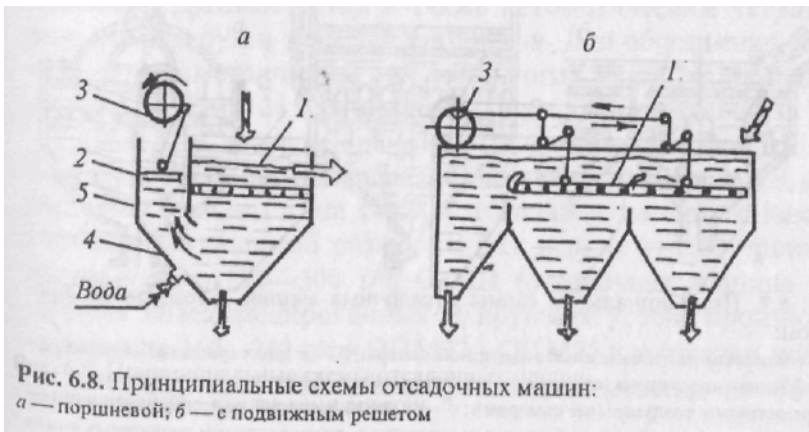


Рис. 6.8. Принципиальные схемы отсадочных машин:  
а — поршневой; б — с подвижным решетом

и железных руд. Они имеют обычно двух-, трех- и четырехсекционные решета 1 (рабочей площадью 2,9—4,0 м<sup>2</sup>), движение которых (10—80 мм) от эксцентрикового привода 3 создает восходящие и нисходящие потоки воды (с частотой до 180 мин<sup>-1</sup>). Продвижению материала вдоль решета способствуют небольшой уклон короба (около 5°) и ступенчатое расположение секций решета. В настоящее время отсадочные машины поршневого типа и с подвижным решетом серийно не изготавливаются и заменяются на фабриках на беспоршневые или воздушно-пульсационные и диафрагмовые, имеющие более высокую удельную производительность, меньший расход воды и электроэнергии.

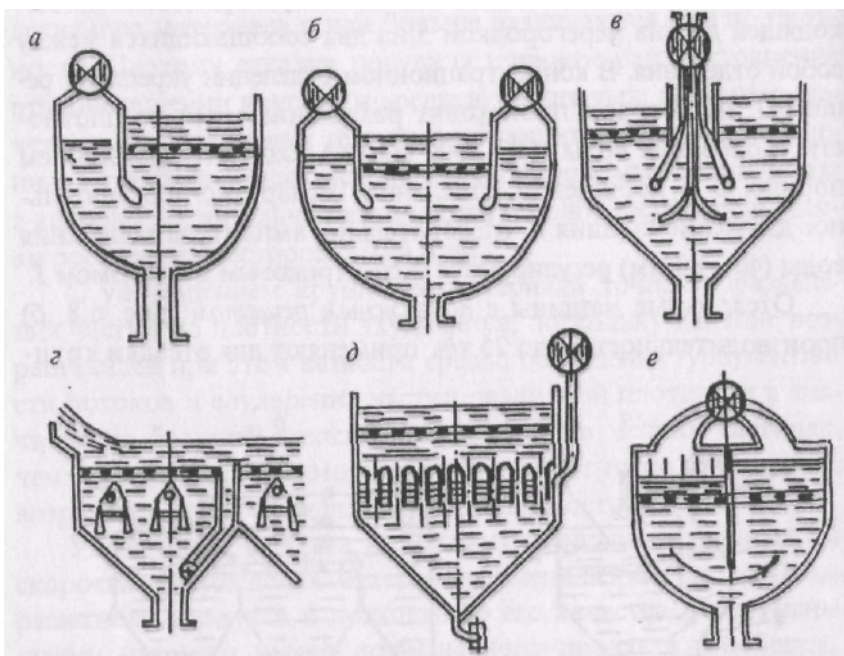


Рис. 6.9. Принципиальные схемы отсадочных машин с воздушным приводом:

а — с боковым расположением воздушной камеры; б — с двусторонним боковым расположением воздушных камер; в — со сдвоенными центральными камерами; г — с подрешетным воздушными камерами; д — с патрубочным подрешетным камерами; е — машины двойного действия с иадрешетным расположением воздушных камер

*Беспоршневые или воздушно-пульсационные* машины (рис. 6.9) широко применяются при обогащении углей, железных и марганцевых руд. Восходящие и нисходящие потоки воды в этих машинах создают при помощи сжатого воздуха, периодически подаваемого в воздушное отделение машины через специальные золотниковые устройства роторного или клапанного типа, позволяющие реализовать любой цикл отсадки, регулировать частоту циклов и амплитуду колебаний среды. Избыточное давление воздуха, необходимое для создания пульсаций, колеблется в пределах 0,025—0,06 МПа. Для регулирования процесса расслоения материала во всех беспоршневых машинах используется также подрешетная вода.

Отсадочные машины разделяют на беспоршневые с боковым (рис. 6.9, а—в), подрешетным (рис. 6.9, г, д) и надрешетным (рис. 6.9, е) расположением воздушных камер. В первых из них для обеспечения равномерного распределения поля скоростей пульсирующего потока по площади отсадочного решета применяют гидравлические обтекатели на конце перегородки между воздушным и отсадочным отделениями, во вторых разделяют проточную часть машины на отдельные каналы различного сечения.

Современные отсадочные машины выпускаются прямоточными, двух- и трехступенчатыми. Они снабжены загрузочным устройством для равномерного распределения исходного питания по ширине машины, обесшламливанию углей по классу 0,5 мм и сброса части транспортной воды (через щелевидные плоские и дуговые сита), а также автоматическим устройством для разгрузки тяжелых продуктов. Для обогащения углей принят параметрический ряд отсадочных машин с площадью отсадки 8, 12, 18, 24 м<sup>2</sup> и производительностью до 650 т/ч.

Наиболее совершенными из отечественных моделей машин с боковым расположением воздушных камер (рис. 6.9, а, б) являются машины типа ОМК (отсадочная машина с комбинированной системой разгрузки для мелких углей) производительностью 120—300 т/ч, ОМШ (отсадочная машина для широко классифицированных и крупных углей) производительностью 160—240 т/ч и ОПМ22—ОПМ25 для отсадки мелкого (до 4 мм) рудного материала производительностью 40—75 т/ч

за рубежом — машины фирмы «Пик» (Франция) производительностью до 100 т/ч, для отсадки материала крупностью , -10 +0,5 мм. Основным их недостатком (как и машин с изолированным воздушным отделением между двумя отсадочными, см.



рис. 6.9, в, например фирм «Ведаг» и «Клекнер-Гумбольдт- , Дейц» (ФРГ)) является неравномерное распределение пульсаций по ширине отсадочного решета, приводящее к снижению " эффективности процесса отсадки.

Более равномерное поле скоростей по ширине машины и более высокая точность разделения материала по плотности, сокращение расхода подрешетной воды и воздуха, уменьшение массы колеблющейся воды и динамической нагрузки на строительные конструкции, значительное увеличение рабочей площади отсадки и производительности отсадочной машины достигаются *при подрешетном расположении воздушных камер* (см. рис. 6.9, г, д). Такие машины являются основными на современных обогатительных фабриках. При обогащении коксующихся, энергетических углей и антрацитов используются главным образом машины типа ОМ (рис. 6.10, а); при обогащении руд—машины типа МОБ (рис. 6.10, б).

Отсадочная машина ОМ-8 состоит из двух, а машины ОМ-12, ОМ-18, ОМ-24 — из трех ступеней с общей площадью решет 8, 12, 18 и 24 м<sup>2</sup> соответственно и производительностью по исходному питанию от 80—120 до 240—650 т/ч. В зависимости от содержания породных и промпродуктовых фракций для выделения каждой из них используется одна или две ступени. В случае необходимости промпродукт можно направлять в питание машины в качестве циркулирующего без предварительного его дробления или после додрабливания до необходимой крупности.

Машины типа ОМ (см. рис. 6.10, а) работают как с естественной, так и с искусственной постелью на отсадочных решетах 1, под которыми расположены водовоздушные камеры 2 дуговой формы, каждая из которых соединена с одним воздушным пульсатором 3. Для подвода подрешетной воды на корпусе 4 отсадочной машины имеется коллектор 5. В конце каждой ступени помещена разгрузочная камера б с поворотным 7 и вертикальным S шиберами. В камерах установлены роторные разгрузочные устройства 9. Частота вращения ротора в них регулируется автоматически в зависимости от уровня постели тяжелых фракций, измеряемого датчиком 10 поплавкового типа. Если разгрузка тяжелых фракций производится через искусственную постель, то интенсивность разгрузки регулируется автоматически изменением количества воздуха, подаваемого в воздушные камеры, приводящего к изменению амплитуды колебаний (до 130 мм) и степени разрыхления постели. Порода и промпродуктовая фракция из разгрузочных воронок 11 удаляются обезвоживающими элеваторами. Машины ОМ дают

хорошие результаты при обогащении углей различной крупности (от 0,5 до 125 мм). Засорение концентрата породными фракциями составляет 0,2—0,5 %; потери легких фракций в отходах не превышают 0,3—0,5 %.

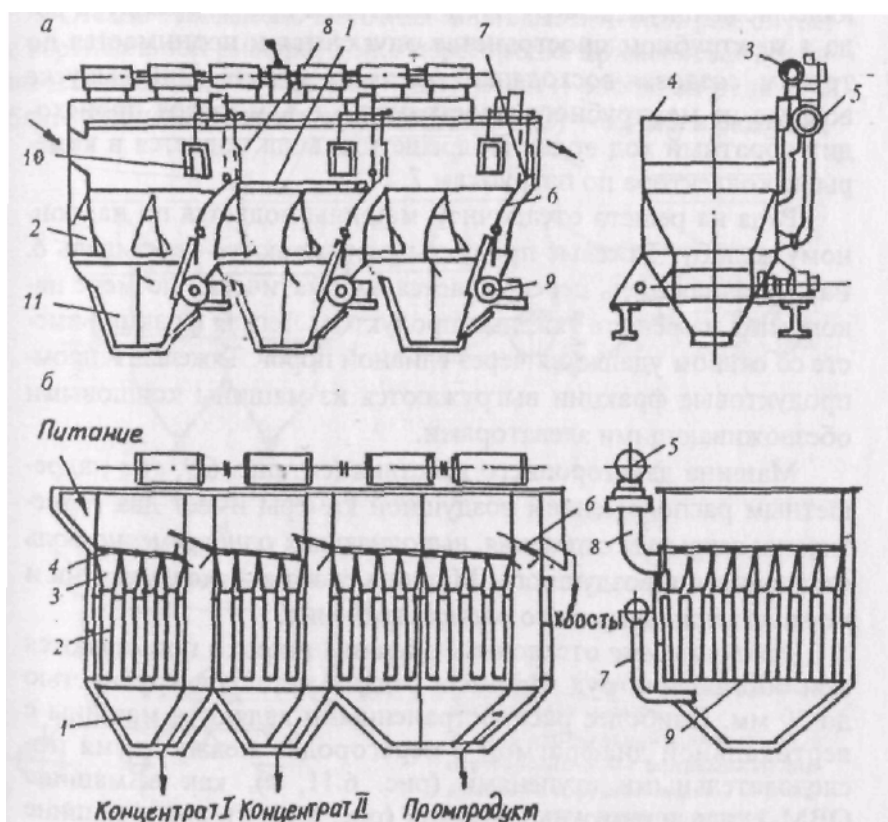


Рис. 6.10. Отсадочные машины ОМ-12 (а) и МОБК-8С (б)

Для обогащения руд серийно выпускаются машины для отсадки мелкого (до 4 мм) материала (ОПМ-13) и средней (до 30 мм) крупности (ОПС-13) с воздушным устройством сотовой конструкции.

Для отсадки материала крупностью от 4 до 60 мм выпускается машина МОБК-8С (см. рис. 6.10, б) производительностью 70—120 т/ч с много струйными проточными камерами. Она состоит из трех рабочих камер 1 с решетками 4. В камерах равномерно расположены вертикальные трубы 2 с диффузорами 3, представляющими собой усеченные конусы. Диффузоры примыкают к решетке машины. У основания диффузоров трубы соединены горизонтальным листом с отверстиями по диаметру патрубков. Воздух под давлением поступает через пульсаторы 5 и патрубки 8 в межтрубное пространство 9, образующее воздушную камеру. Под действием сжатого воздуха вода в межтрубном пространстве опускается и поднимается по трубам, создавая восходящий поток на решетке. При

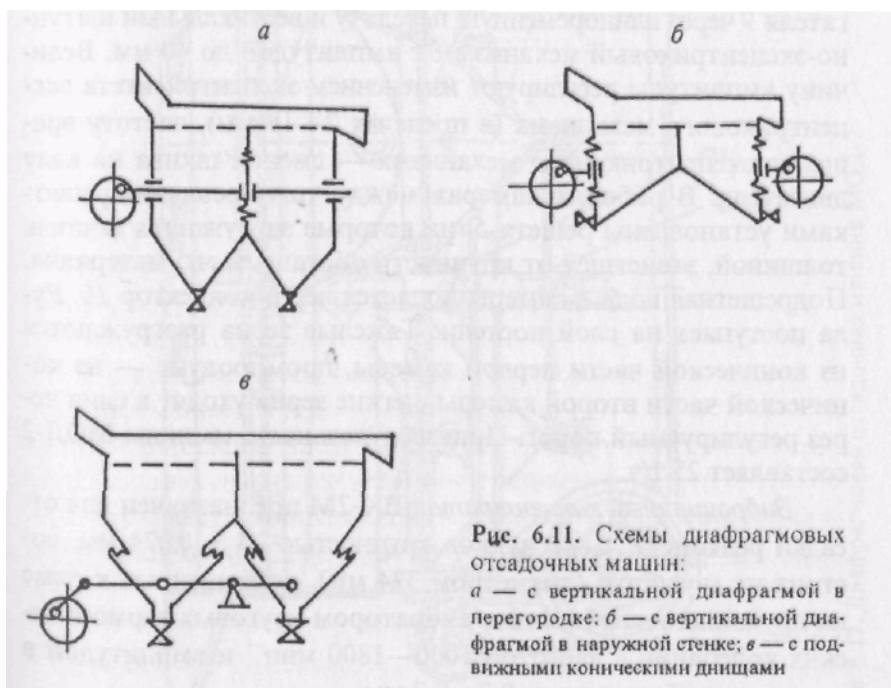
выпуске воздуха из межтрубного пространства в атмосферу происходит обратный ход воды. Подрешетная вода подается в камеры из коллектора по патрубкам 7. Руда на решета отсадочной машины подается по наклонному желобу. Тяжелые продукты разгружаются через щель б. Разгрузочная щель перекрывается автоматически по мере накопления на решете тяжелых продуктов. Легкая фракция вместе со сливом удаляется через сливной порог. Тяжелые и пром-продуктовые фракции выгружаются из машины ковшовыми обезвоживающими элеваторами.

Машина двустороннего действия (см. рис. 6.9, е) с надрешетным расположением воздушной камеры имеет два герметически закрытых отделения, выполняющих одновременно роль отсадочного и воздушного. Машина сложна в эксплуатации и не нашла пока широкого распространения.

*Диафрагмовые* отсадочные машины широко применяются при обогащении руд черных и редких металлов крупностью до 30 мм. Наиболее распространенными являются машины с вертикальной диафрагмой в перегородке между двумя последовательными ступенями (рис. 6.11, а), как в машине ОВМ-1, или в наружных стенках (рис. 6.11, б), как в машине

МОД-4, а также машины с подвижными коническими днищами (рис. 6.11, в), как в машинах МОД-1, МОД-2, МОД-3 и МОД-6, с числом камер соответственно 1, 2, 3 и 6 производительностью от 6 до 30—39 т/ч. Машины отличаются компактностью, простотой конструкции и регулировки, жесткостью режима пульсации, зависящего от хода диафрагмы (3—50 мм), приводимой в движение эксцентриковым механизмом. Однако из-за ограниченной производительности (не более 40 т/ч) они используются только на драгах или фабриках сравнительно небольшой мощности. Увеличение площади отсадочного отделения с целью повышения производительности диафрагмовых машин приводит к нарушению равномерности пульсаций по всей площади, а также увеличению числа диафрагм и усложнению конструкции машины.

Отсадочная высокочастотная машина ОВМ-1 (см. рис. 6.11, а) с вертикальной диафрагмой в перегородке применяется обычно для обогащения мелкозернистых руд и россыпей редких и благородных металлов крупностью -3 (8) + 0,1 мм в режимах



высоких частот колебаний среды (до 850 мин<sup>-1</sup>) с небольшой амплитудой (до 16 мм) и производительностью (до 4 т/ч).

Диафрагмовая отсадочная машина МОД-4 (см. рис. 6.11, б) с вертикальными диафрагмами в наружных стенках используется для обогащения более крупного материала (до 30 мм) при меньшем числе пульсаций (130—350 мин<sup>-1</sup>), но большей амплитуде (до 50 мм) колебаний при производительности до 17 т/ч.

Отсадочная машина с подвижными коническими днищами МОД-2 (рис. 6.12), как и машины МОД-1, МОД-3, применяется для отсадки руд крупностью до 15 мм. Она состоит из двух камер в корпусе 7. Низ корпуса каждой камеры соединен при помощи резиновой кольцевой диафрагмы 6 и цилиндрической обечайки 4 с подвижной конической воронкой 3. Эти воронки шарнирно закреплены на раме-коромысле 2 и соединены между собой пружинящей рессорой 1. Рама-коромысло получает качательное движение (130—236 мин<sup>-1</sup>) от электродвигателя 9 через клиноремennую передачу и вертикальный шатун-но-эксцентриковый механизм 8 с амплитудой до 40 мм. Величину амплитуды регулируют изменением эксцентриситета эксцентрикового механизма (в пределах 2—18 мм), частоту вращения эксцентрикового механизма — сменой шкива на валу двигателя. В рабочих камерах между трафаретными решетками установлены решета 5, на которые загружается постель толщиной, зависящей от крупности обогащаемого материала. Подрешетная вода в камеры подается через коллектор 10. Руда поступает на слой постели. Тяжелые зерна разгружаются из конической части

первой камеры, промпродукт — из конической части второй камеры, легкие зерна уходят в слив через регулируемый порог. Производительность машины МОД-2 составляет 25 т/ч.

*Вибрационный концентратор ВК-2М* предназначен для отсадки редкометалльных песков крупностью  $-3 + 0,074$  мм, состоит из двух труб (диаметром 324 мм), подвешенных к раме на пружинах и снабженных вибратором круговых гармонических колебаний с частотой  $1000—1800 \text{ мин}^{-1}$  и амплитудой в вертикальной плоскости  $0,2—0,7$  мм.

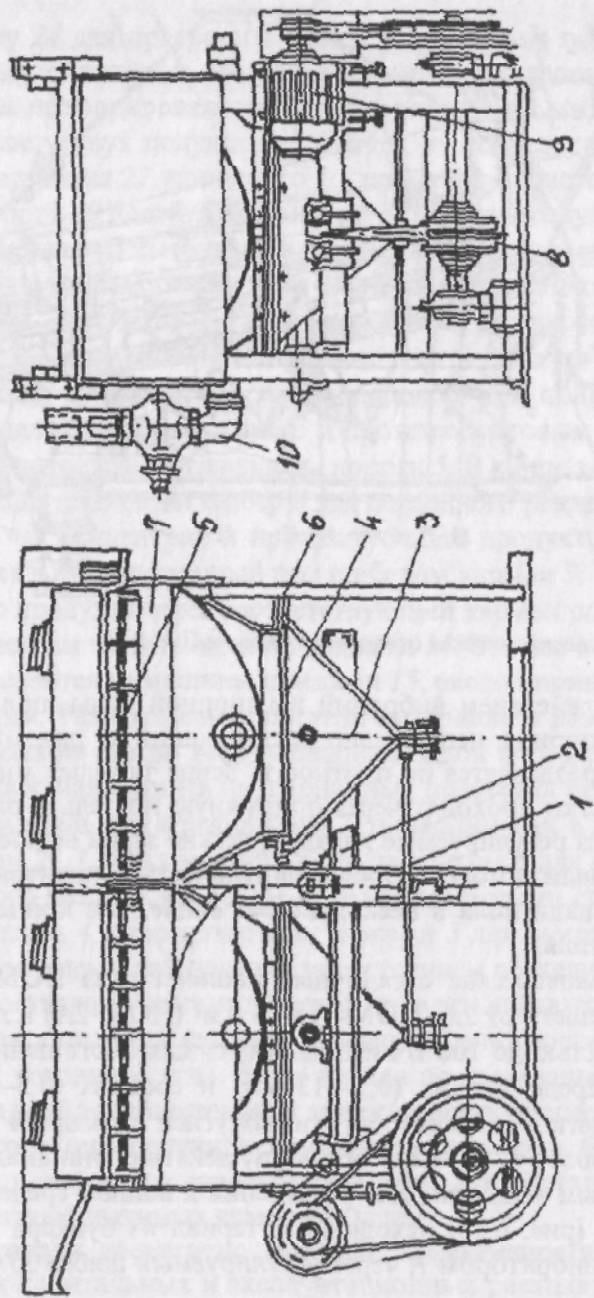


Рис. 6.12. Диафрагмовая отсасочная машина МОД-2

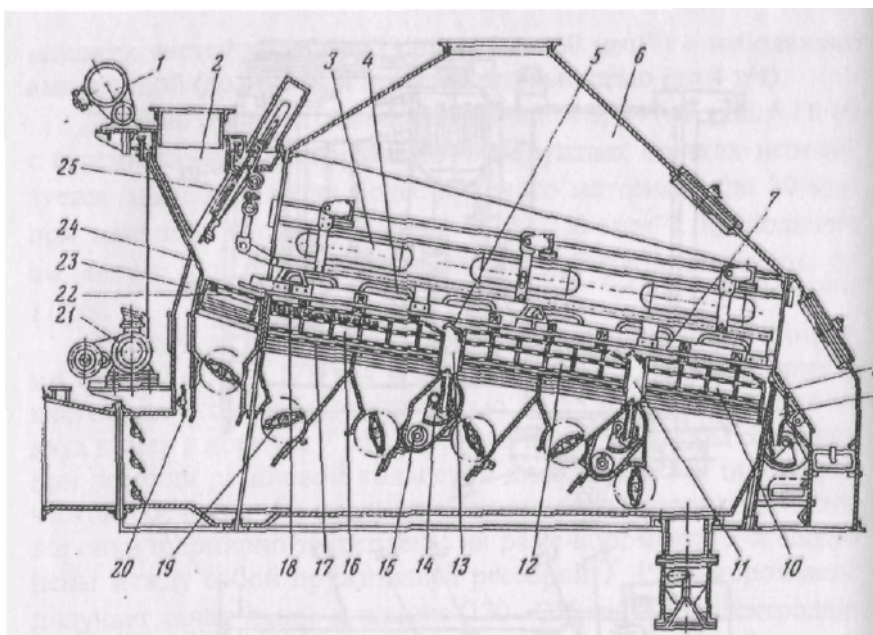


Рис. 6.13. Пневматическая отсадочная машина ПОМ-2А

Под действием вибраций и напорной воды, подаваемой снизу, материал, непрерывно поступающий на разрыхленную постель, разделяется по плотности. Зерна тяжелых минералов и их сростки проходят через подвижную постель и разгружаются через регулируемые насадки; легкие зерна выносятся поверхностным потоком. Производительность концентратора на 1 м<sup>2</sup> площади пола в несколько раз выше, чем концентрационного стола.

*Пневматические* отсадочные машины типа ПОМ с площадью решета от 2,6 (ПОМ-1) до 4,4 м<sup>2</sup> (ПОМ-2А) и производительностью до 100 т/ч используются для обогащения в воздушной среде мелких (0,5—13 мм) и средних (0,5—25 мм) классов легко- и среднеобогатимых углей с внешней влажностью не более А—5 %. По принципу действия они аналогичны отсадочным машинам для разделения в водной среде. В этих машинах (рис. 6.13) исходный материал из бункера 2, снабженного вибратором 1, через регулируемый шибер 25 поступает в зону 24 для предварительного разрыхления подаваемым по каналу 23 потоком воздуха, регулируемым дросселем 20, а затем на перфорированную (с отверстиями 1,2 мм) рабочую поверхность двух полудек, состоящих из поля предварительного разделения 22, породного 16, промпродуктового 12 и концентратного 10 полей. Равномерность подачи воздуха по всей площади поля обеспечивается размещением в специальных отсеках 18 по ситам полудек слоя фарфоровых шариков диаметром 14 мм. Подача воздуха в каждый отсек регулируется штор-

ными заслонками 17. Пульсирующий поток воздуха создается с помощью пульсаторов 19, находящихся под полями полудек, разделенных породным 13 и промпродуктовым 11 карманами, за которыми установлены пороги 5. В конце концентра-тного поля установлен шибер 8 для послойного разделения материала на концентрат и промежуточный продукт, который удаляется в расположенный под шибером карман 9. Разгрузка каждого продукта через соответствующий карман регулируется изменением частоты качаний клапана 14. Отходы и промпродукт удаляются из машины шнеками 15, расположенными под клапанами. Разравнивание постели материала и равномерное распределение его по всей площади каждой полудеки осуществляется качающимися на шарнирных подвесках перфорированными стальными решетками 7, приводимыми в движение приводом 21. Сверху машина закрыта зонтом 6 для отсоса запыленного воздуха, по бокам — быстросъемными стеклянными панелями 4 и герметичными люками 3 для осмотра, чистки, ремонта дек и наблюдения за состоянием постели. Недостатками пневматической отсадки являются зависимость результатов разделения от внешней влажности и обогатимости исходного угля, более низкая по сравнению с обычной отсадкой технологическая эффективность процесса. Вследствие этого она получила применение только в безводных районах и районах с суровым климатом для обогащения бурых и легкообогатимых каменных углей.

Благодаря достаточно высокой эффективности при небольших капитальных и эксплуатационных расходах отсадка является в настоящее время одним из наиболее распространенных гравитационных методов обогащения. Она применяется для обогащения выветренных железных и марганцевых руд, золотоносных, платиновых, алмазных, оловосодержащих и других россыпей, титаноциркониевых песков, некоторых коренных руд цветных и редких металлов и особенно широко для обогащения ископаемых углей, антрацитов и строительных материалов. При этом отсадка используется как основная операция с получением конечных продуктов обогащения, так и вспомогательная в комбинации с другими методами обогащения: концентрацией на столах, обогащением на шлюзах, магнитной сепарацией, флотацией.



## Противоточная сепарация

Противоточная сепарация осуществляется в закрытых каналах, конструкция которых обеспечивает образование определенной системы течений и вихрей, резко уменьшающих эффект классификации частиц по крупности и увеличивающих роль разделения их по плотности. При этом поток частиц легкой фракции является попутным потоку разделительной среды, а поток частиц тяжелой фракции — встречным.

Материал разделяется по плотности, превосходящей плотность разделительной среды. Этому способствует накапливание тяжелых зерен в рабочей зоне сепаратора и образование в ней естественной тяжелой суспензии. Благодаря наличию взаимопроникающих встречных потоков зерен легкой и тяжелой фракций естественная суспензия хорошо разрыхлена и ее протяженность в направлении сегрегации обогащаемого материала достаточно велика. Для противоточной сепарации материала используются круто наклонные и центробежно-гравитационные противоточные сепараторы (рис. 6.14).

В *крутонаклонных сепараторах* КНС (рис. 6.14, а) производительностью 25—250 т/ч разделение по плотности осуществляется в основном под действием гравитационных сил в наклонном канале 1 прямоугольного сечения, в котором создаются турбулентные возмущения потока установкой на винтовых регуляторах 4 двух специальных дек 2, снабженных зигзагообразными поперечными перегородками. Чем больше задаваемая интенсивность турбулентности, тем больше сопротивление турбулентного потока и кажущаяся дополнительная плотность среды  $\Delta\rho_c$ :

$$\Delta\rho_c = KN\rho_c(V_{\max}^2 - V^2)/2g,$$

Где  $K$  - коэффициент полноты турбулизации потока;  $N$  — число перегородок на единицу длины канала;  $V_{\max}$  и  $V$  — максимальная и средняя скорости потока на уровне перегородок.

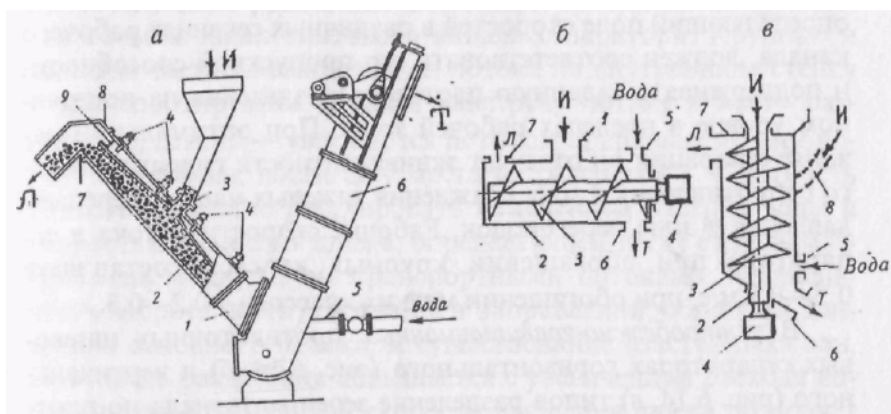


Рис. 6,14. Противоточные сепараторы:

а — кругонаклонный тала КНС; б — горизонтальный шнековый типа СШ; в — вертикальный шнековый типа СВШ; Л — легкие фракции; Т — тяжелые фракции; И — неходное питание

Исходный материал крупностью от 3,5—5,0 до 40—150 мм подается по загрузочной течеке 3 в центральную часть канала, вода с заданной скоростью — через патрубок 5 в нижнюю его часть. Тяжелые зерна выпадают в придонный слой, движущийся навстречу потоку воды, и из нижней части сепаратора удаляются обезвоживающим элеватором 6. Легкие зерна выносятся потоком вверх через сливной порог 7 сепаратора. Чтобы предотвратить попадание материала и потока в нерабочее пространство между деками 2 и крышкой 8, последние соединены резиновыми манжетами 9.

Эффективность процесса разделения зависит от угла наклона корпуса сепаратора (46—54° к горизонту), определяющего степень разрыхленности материала в рабочей зоне 1.

При обогащении крупных классов и углей, классифицированных по узкой шкале, угол наклона должен быть больше, чем при обогащении неклассифицированных и необесшлам-ленных углей. Положение подвижных дек 2 определяет проходное сечение рабочего канала и производительность сепаратора, качественные показатели процесса разделения и расход воды при оптимальной нагрузке аппарата. Объем воды, определяющий поле скоростей в различных сечениях рабочего канала, должен соответствовать его пропускной способности и поддерживать заданную плотность разделения на постоянном уровне в пределах рабочей зоны. При оптимальном режиме сепарации он отвечает эквивалентности гидравлического сопротивления в зоне осаждения тяжелых частиц перепаду давления в зоне перегородок. Рабочие скорости потока в сепараторе при

обогащении крупных классов составляют 0,5—0,7 м/с, при обогащении мелких классов — 0,2—0,3.

В *центробежно-гравитационных* противоточных шнеко-вых сепараторах горизонтального (рис. 6.14, б) и вертикального (рис. 6.14, в) типов разделение зерен материала по плотности происходит под действием соизмеримых по своей величине центробежных сил и сил тяжести. Повышение эффективной плотности разделения  $\delta_3$  при этом обусловлено отставанием движения частиц обогащаемого материала от движения разделительной среды плотностью  $\delta_{ж}$ , а также действием дополнительного градиента давления, возникающего от несовпадения векторов окружных скоростей частиц  $V_T$  и среды  $V_{ж}$ :

$$\delta_3 = \delta_{ж} V_{ж}^2 / V_T^2 .$$

При этом в зоне разделения возникает дополнительная объемная сила, направленная к центру кривизны винтового потока и определяющая в конечном счете эффективность разделения зерен различной плотности.

В *горизонтальных шнековых сепараторах* (см. рис. 6.14, б) типа СШ производительностью 120—200 т/ч исходный материал (обычно уголь) крупностью 3—150 мм подается через загрузочную воронку 1 в центральную часть цилиндрического корпуса 2 диаметром до 1500 мм, снабженного шнеком 3, приводимым во вращение (10—35 мин<sup>-1</sup>) приводом 4.

Разделительная среда (вода) поступает в сепаратор через тангенциальный патрубок 5 и движется по винтовому каналу, образованному внутренней стенкой корпуса и шнеком, вращающимся в направлении движения водного потока. Вращение шнека существенно перераспределяет профиль скоростей потока и приводит к расслоению его на два коаксиальных слоя, движущихся в осевом направлении навстречу друг другу, обеспечивая разделение исходного материала по плотности во всех зонах винтового канала сепаратора. Крупные и тяжелые частицы выпадают из потока на внутреннюю стенку и транспортируются шнеком навстречу потоку к месту разгрузки 6, легкие — увлекаются потоком и, вращаясь с ним вокруг оси шнека, достигают места их разгрузки 7. Плотность разделения можно регулировать изменением расхода воды и скоростью вращения шнека, определяющей также степень массообмена между двумя транспортными потоками, интенсивность заброса части материала в направлении, обратном дви-

жению основного потока, и существование «застойных» зон. Плотность разделения повышается с увеличением расхода воды. Выбор оптимальной скорости вращения шнека позволяет сократить расход воды на 20—30 %.

В *вертикальном шнековом сепараторе* (см. рис. 6.14, в) типа СВШ производительностью до 150 т/ч исходный материал (уголь) крупностью 6—150 мм подается в центральную часть сепаратора 1 через полый вал шнека 3 или внешнее устройство 2. Привод 4 шнека и патрубков 5 подачи воды расположены снизу. Подаваемый материал в центральной части сепаратора разделяется на движущиеся в противоположных направлениях два потока: тяжелые частицы преодолевающие встречный поток разделительной среды и движущиеся (под действием гравитационной и центробежной сил) по лопасти шнека вниз к разгрузочной точке б, и легкие частицы, переходящие в слив 7 вместе с разделительной средой. Параметрами регулирования процесса являются расход воды и частота вращения шнека. При обогащении углей для получения концентрата с минимальным засорением применяют режимы с большей частотой вращения шнека, для получения более «чистых» отходов — с пониженной частотой его вращения.

*Вертикальный вибрационный шнековый сепаратор* типа СВВ представляет собой модификацию сепаратора, в которой вращение шнека заменено его возвратно-колебательными движениями вокруг вертикальной оси (50—80 об/мин) от низкочастотного вибропривода. При этом шнек сепаратора перемещается относительно неподвижного корпуса на 60—100 мм. В противоточном вертикальном винтовом сепараторе типа ПВС полностью исключено движение шнека, выполненного в виде сплошной ленточной винтовой поверхности, наклоненной к центральной оси сепаратора. Необходимая турбулентность потока обеспечивается плоскими гранями элементов корпуса и спирали. Отсутствие вала в рабочей зоне значительно увеличивает пропускную способность, благодаря большому живому сечению аппарата.

*Воздушный противоточный сепаратор* типа СВП производительностью до 5 т/ч при обогащении бурых, каменных углей и антрацитов крупностью 0—25 мм является аналогом вертикального шнекового сепаратора типа СВШ (см. рис. 6.14, в), в котором разделительной средой служит воздух. Легкая фракция материала уносится потоком воздуха в верхнюю разгрузочную точку, а тяжелая фракция по лопасти шнека перемещается вниз к месту выгрузки. Процесс разделения по плотности может проводиться в режимах нагнетания и отсоса воздуха.

Предпочтительнее второй вариант, обеспечивающий меньшее пылеобразование и упрощающий компоновку оборудования.

В настоящее время противоточные сепараторы применяются в основном для обогащения энергетических углей и антрацитов, разубоженной горной массы открытых разработок, механизированного удаления породы из горной массы на шахтах и разрезах.

### Обогащение в центробежных концентраторах

В криволинейных потоках центробежных концентраторов — гидроциклонов и центрифуг (рис. 6.15)— разделение материала по плотности происходит в основном под действием центробежных сил, которые во много раз превышают силы

тяжести разделяемых частиц. В неподвижных концентраторах циклонного типа (рис. 6.15, а, б) центробежное поле создается тангенциальной подачей потока под давлением, во вращающихся центрифугах (рис. 6.15, в) — закручиванием свободно подаваемого потока при их вращении. Несовпадение направления потока с вектором силы центробежного поля является условием разделения частиц по плотности. Эффективность разделения при этом зависит от соотношения угловой скорости вращения потока, скорости его продольного перемещения и гидравлической крупности разделяемых зерен.

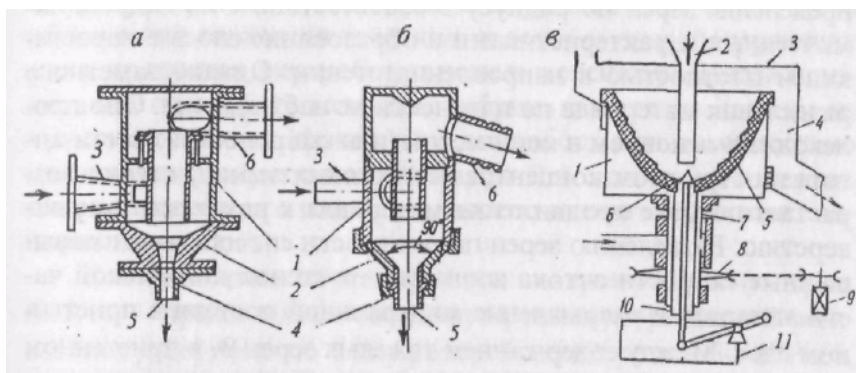


Рис. 6.15. Центробежные концентраторы гидроциклонного типа (а, б) и концентратор-центрифуга (в)

Thank you for evaluating AnyBizSoft PDF Splitter.

A watermark is added at the end of each output PDF file.

To remove the watermark, you need to purchase the software from

<http://www.anypdftools.com/buy/buy-pdf-splitter.html>