

Центробежные концентраторы гидроциклонного типа (см. рис. 6.15, а, б) состоят из короткой верхней цилиндрической части 1 и нижней конической 2 в виде одноступенчатого конуса, комбинации конусов с различными углами конусности или полусферы, внутренние поверхности которых футеруются резиной или каменным литьем. Исходный материал подается по патрубку 3 под напором тангенциально к стенке цилиндрической части аппарата. Тяжелая фракция разгружается через насадку 4 пескового отверстия 5, легкая — через сливную трубу патрубка 6. Отношение диаметров пескового и сливного отверстий является основным регулируемым параметром при работе аппарата и в зависимости от крупности исходного материала и содержания в нем тяжелой фракции изменяется от 0,15—0,2 до 0,3—0,4.

За рубежом наибольшее распространение получил концентратор «Трикон» (см. рис. 6.15, а) с диаметром цилиндрической части 100—500 мм и конической частью из трех усеченных конусов с углами конусности 120, 75 и 20°, а в России — коротко-конусный гидроциклон (см. рис. 6.15, б) диаметром от 50 до 750 мм конструкции ВНИИПрозолота, позволяющей регулировать площадь сливного сечения патрубка с помощью специального клапана и размер отверстия в песковой насадке 4 поворотом диска-кассеты без остановки работы аппарата. В цилиндрической части концентратора происходит распределение зерен по радиусу в соответствии с их гидродинамическими характеристиками и образование слоев с нарастающей плотностью в направлении стенки. Однако заметного разделения материала по плотности не наблюдается. Оно происходит в основном в конической (или сферической) части аппарата. При этом концентрация тяжелых зерен у стенки возрастает по мере продвижения материала к разгрузочному отверстию. Разделению зерен по плотности способствуют повышенные скорости оттока жидкости от стенок конической части аппарата и разрыхление минеральной постели в пристенном слое. Между содержанием тяжелых зерен β_T в пристенном слое (%) и его пористостью θ (доли ед.) существует функциональная зависимость:

$$\beta_T = A(\theta)^{-n},$$

где A — коэффициент; n — показатель степени, зависящий от условий разделения.

Условия разделения по плотности улучшаются, а по крупности ухудшаются при увеличении угла конусности нижней части аппарата от 20—22°, оптимальных при классификации, до 90—140°, оптимальных при обогащении. Максимальная эффективность разделения по плотности достигается при одноступенчатом конусе с углом конусности 120—140° при обогащении грубозернистых смесей (-18 мм для углей и -0,5 мм для рудных продуктов) и 90—120° при обогащении мелко- и тонкозернистых (-74 и -44 мкм) материалов. Обогащать крупный материал в аппаратах малого диаметра не рекомендуется. В

отличие от классифицирующих гидроциклонов эффективность разделения по плотности в короткокonusных гидроциклонах мелких материалов может возрастать с увеличением их диаметра. Она увеличивается также с уменьшением плотности пульпы, поскольку повышение содержания твердого вызывает возрастание вязкости пульпы и сплоченности ее зерен, препятствующих не только центробежному, но и сегрегационному расслоению материала.

Центробежные концентраторы циклонного типа являются высокопроизводительными аппаратами для первичного обогащения тонкоизмельченных золото- и оловосодержащих руд и продуктов, переработки песков морских россыпей и повторной переработки хвостов фабрик, выделения породы из угольной мелочи. Эффективная их работа при сравнительно низких давлениях пульпы (10^4 — 10^5 Па) позволяет избежать подачи материала с помощью насосов и запитывать их из напорных емкостей.

Центробежные концентраторы — центрифуги (см. рис. 6.15, в) — представляют собой футерованную рифленой резиной полусферическую чашу-ротор 5 диаметром 300—400 мм, приводимый во вращение (320—260 об/мин) электродвигателем 9 через клиноремennую передачу и привод 8, насаженный на полый вал 7. Поступающий сверху через питающую воронку 2 поток пульпы закручивается вращающейся стенкой чаши и, двигаясь вверх к ее сливному краю, образует параболоид вращения. Легкие зерна при этом выносятся потоком вверх и попадают в сливной лоток 4, а тяжелые зерна разгружаются в приемник 11 через полый вал 7, величина отверстия в котором регулируется устройством 10. Оптимальные условия разделения по плотности достигаются только при определенном соотношении угловой скорости ротора и производительности центрифуги, обеспечивающем необходимое соотношение силы смывного потока и «прижимающей» центробежной силы по высоте чаши-ротора. В нижней части его все зерна, за исключением самых тяжелых, испытывая сильное действие

смывного потока и слабое действие центробежных сил, уносятся потоком вверх. По мере продвижения вдоль образующей параболоида вращения динамическое давление потока ослабевает, центробежные силы растут и тяжелые зерна, выпадая из потока на стенку, движутся по ней к разгрузке в центре ротора, а легкие зерна уходят с потоком через сливной порог. Образующийся при этом у стенки полувзвешенный слой частиц выполняет роль улавливающего покрытия для тяжелых зерен.

Максимальная крупность обогащаемого материала для концентраторов с диаметром ротора 300—400 мм и окружной скоростью его вращения на срезе слива 4,5—5 м/с составляет 4—8 мм. Оптимальное соотношение Ж : Т изменяется от 20 : 1 до 10 : 1 при уменьшении крупности исходного материала от 4 до 0,5 мм.

Область применения центробежных концентраторов — центрифуг, примерно та же, что и концентраторов циклонного типа, однако их производительность, по сравнению с последними, в 10—12 раз меньше.

Лекция 5

Обогащение в потоках на наклонной плоскости

Процесс разделения частиц в потоке на наклонной плоскости

Обогащению в потоках на наклонной плоскости подвергается, как правило, мелкий материал (-3 мм), а глубина потока не превышает размера 10-кратного максимального зерна обогащаемой смеси. Движение пульпы по наклонной плоскости происходит под действием силы тяжести. При этом углы наклона поверхности гравитационных аппаратов (2—18°) значительно меньше углов трения минеральных зерен в воде о поверхность (30—40°), транспортировка зерен осуществляется обычно за счет гидродинамической силы турбулентного потока.

Распределение продольных скоростей в основной части потока подчиняется логарифмическому закону, однако параметры кривой (рис. 6.16, а) зависят от концентрации и крупности частиц, глубины потока, уклона и шероховатости поверхности дна. На каждую частицу при этом будут действовать силы

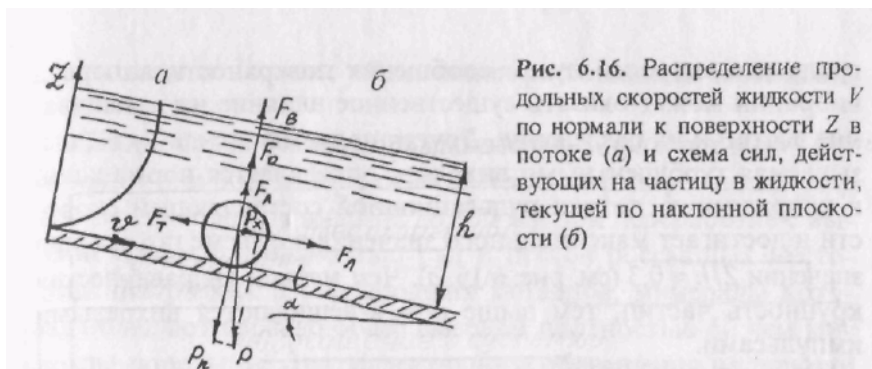


Рис. 6.16. Распределение продольных скоростей жидкости V по нормали к поверхности Z в потоке (а) и схема сил, действующих на частицу в жидкости, текущей по наклонной плоскости (б)

тяжести P , трения F_T при соприкосновении с дном, лобового сопротивления F_L и подъемные силы, обусловленные изменением гидростатического давления по глубине потока (Архимедова сила — F_A), градиентом скорости жидкости и частиц по нормали к поверхности дна F_C , движениями турбулентных вихрей F_B .

Соотношение значений этих сил будет определять характер распределения частиц различной плотности и крупности по высоте потока и способ перемещения по наклонной плоскости: скольжением и перекатыванием, скачкообразным движением с периодическим касанием дна (сальтацией) или полностью во взвешенном состоянии.

В общей подъемной силе, определяющей взвешивание и разрыхление слоя движущихся частиц, сила F_C имеет особое значение в нижних слоях потока, характеризующихся резким изменением скорости (см. рис. 6.16, а) по высоте потока. Наличие градиента скорости жидкости вызывает создание перепада давления между верхней и нижней гранями частиц в соответствии с уравнением Бернулли. В случае вращения частиц вокруг горизонтальной оси, перпендикулярной к направлению потока, действует дополнительная сила, обусловленная сложением полей скоростей при обтекании частицы и ее вращении (эффект Мангуса). При объемном содержании твердого в пульпе свыше 10—15 % значение этой силы повышается вследствие непосредственных ударов частиц, находящихся в различных по высоте расположения слоях, перемещающихся с различной скоростью. Резкое увеличение силы F_C созданием значительного градиента скорости путем сообщения поверхности аппарата вибраций может оказать существенное влияние на взвешивание частиц и их разделение. Другая подъемная сила — F_B , вызываемая турбулентными вихрями, определяется нормальной к направлению потока пульсационной составляющей скорости и достигает максимального

значения в объеме потока при значении $Z/h \approx 0,3$ (см. рис. 6.16, а). Чем меньше гидравлическая

крупность частиц, тем выше они взвешиваются вихревыми импульсами.

В результате одновременного действия всех сил на каждую из частиц они распределяются таким образом, что содержание гидравлически крупных частиц в нижних слоях становится выше, чем в исходном питании. При большом объемном содержании твердого в питании (свыше 20 %) концентрация его в нижних слоях может достигать значительной величины (40—50 %) и вызывать сегрегацию частиц, приводящую к дополнительному повышению содержания в нижнем слое мелких частиц большой плотности.

Степень концентрации при обогащении в потоках на наклонной плоскости является небольшой, не превышающей обычно 2,5—4. Для ее повышения используют, помимо многократных перечисток продуктов разделения, дополнительные воздействия на пульпу через колебания, вибрацию поверхности аппарата или созданием центробежных ускорений.

Принцип разделения частиц различной плотности в потоках на наклонной плоскости используется в настоящее время при обогащении на шлюзах, струйных желобах и концентраторах, концентрационных столах и винтовых сепараторах.

Обогащение на стационарных и подвижных механизированных шлюзах

Стационарный шлюз представляет собой слабонаклонный (80—120 мм/м) прямоугольный желоб шириной 0,4—1,5 м и минимальной длиной 6—30 м, на дно которого укладывают жесткие трафареты или шероховатые коврики. Такие покрытия не только задерживают опустившиеся тяжелые зерна, но и, способствуя вихреобразованию, взмучивают движущуюся

по дну шлюза постель, обеспечивая расслаивание материала по плотности.

Стационарные шлюзы (гидравлические, дражные и др.) используют для обогащения обычно неклассифицированных бедных материалов крупностью до 100 мм при переработке с высокой производительностью руд и песков россыпных месторождений редких и благородных металлов, минералы которых обладают гораздо более высокой плотностью δ_T , чем минералы породы δ_L . Для

эффективного обогащения на шлюзах необходимо, чтобы значение соотношения

$$(\delta_T - 1)/(\delta_L - 1) \text{ было}$$

больше 3,5; в этом случае шлюз характеризуется высокой степенью концентрации.

Технологические и конструктивные параметры шлюзов определяются в первую очередь максимальной крупностью d_{\max} кусков в перерабатываемом материале. При увеличении ее с 6 до 100 мм скорость потока возрастает с 1,2—1,6 до 2,0—2,5 м/с, а разжижение пульпы (Ж: Т по объему) — с 8—10 до 16—20.

Минимальная высота потока не превышает 1,3 d_{\max} для самого крупного и 10 d_{\max} для самого тонкого материала. Шлюзы *глубокого* наполнения (с высотой потока более 30—40 мм) применяют для обогащения материала крупнее 20(16) мм; шлюзы *мелкого* наполнения (с высотой потока менее 30—40 мм) — для более мелкого материала. При крупном питании ($d_{\max} > 20(16) \text{ мм}$) и необходимости дополнительной дезинтеграции материала трафаретом в шлюзах служат деревянные торцы, камни или рельсы, укладываемые поперек потока; при средней

крупности питания — металлические и деревянные решетчатые конструкции с высотой поперечных планок 25—55 мм и расстоянием между ними 25—150 мм. При обогащении мелких песков (-3 мм) и тонкоизмельченных руд применяют ворсистые покрытия из войлока, грубошерстного сукна, плюша, холста, рифленой резины и других материалов; пульпа на шлюзы в этом случае подается слоем 3—5 мм.

Производительность шлюзов с трафаретным покрытием составляет 0,4—1,5 м³/м²-ч, с ворсистым — от 0,1 до 0,3 м³/м²-ч. Она может быть увеличена примерно в 2 раза за счет интенсификации разрыхления материала потока вибрацией всего шлюза (при оборудовании его амортизаторами и вибраторами, например С-414). Материал на шлюз подают непрерывно до тех пор, пока ячейки трафарета или покрытия не заполнятся тяжелыми зернами, после чего загрузку прекращают и производится сполоск шлюза, т. е. смыв концентрата со дна шлюза или с покрытия в отдельный приемник. Высокое извлечение частиц золота обеспечивается при крупности их более 0,2—0,3 мм, а зерен касситерита и вольфрама — если они крупнее 1 мм.

Подвижные механизированные шлюзы: поворачивающиеся, опрокидывающиеся или с движущейся рабочей поверхностью, обеспечивают возможность сполоска

концентрата без снятия улавливающего покрытия. Это позволяет сократить затраты труда, повысить за счет уменьшения времени на сполоск производительность шлюзов и за счет более частого сполоска эффективность их работы.

Металлический подвижной шлюз (ШМС) и шлюз с подвижным резиновым покрытием (ШПРГХ), или ленточный шлюз (рис. 6.17, а), представляют собой слабонаклонную бесконечную цепь стационарных металлических шлюзов или коробчатую резиновую ленту, движущуюся навстречу загружаемому материалу. Легкая фракция смывается водой и разгружается у нижнего барабана, а тяжелая смывается с подвижной поверхности шлюза у верхнего барабана. Недостатками являются сложность конструкции и небольшая производительность шлюзов. Барабанный концентратор или цилиндрический вращающийся шлюз (рис. 6.17, б) диаметром 800 мм и длиной 3600 мм имеет на внутренней поверхности резиновое покрытие 1 с нарифлениями зубчатой формы высотой 2—4 мм и предназначен для улавливания зерен свободного золота в цикле измельчения из материала крупностью -5 мм при плотности пульпы 25—60 % твердого. Тяжелые мелкие зерна, захватываемые улавливающим рифленным покрытием, транспортируются вверх при вращении барабана (2—6 об/мин), где смываются верхним оросителем 3 в желоб для концентрата 2. Расслоению материалов в нижней части барабана способствует подача воды через боковой ороситель 4.

В автоматических многодечных шлюзах типа ША (рис. 6.17, в), предназначенных для извлечения зерен тяжелых минералов из тонкоизмельченных руд или материалов, исходная пульпа из емкости 12 подается насосом 10 через распределитель 8 по трубам и лоткам 9 на пять параллельных рабочих деки 13 в течение 4 мин. Затем вращающиеся профилированные кулаки привода 5 нажимают на ролик 4 и системой тяг подвижный желоб 7 отводит исходное питание в отводной бачок 6 и далее по трубопроводу в емкость 12. Одновременно кулак / нажимает на ролик 5 и с помощью подъемного рычага 2 поворачивает деки 13, ставя их под углом 45° к горизонту на сполоск (см. рис. 1.17, в — штриховые линии). При этом открывается кран, подающий на деки воду для смыва концентрата в емкость 11 в течение 1 мин. Затем кулаки 5 и 7 выходят из зацепления, деки 13 и желоб 7 под действием собственного веса возвращаются в исходное положение и цикл работы шлюза повторяется. Эффективность его работы улучшается при предварительном обесшламливании исходного

материала по (10— 12) ц и отдельной переработке отдельных классов крупности.

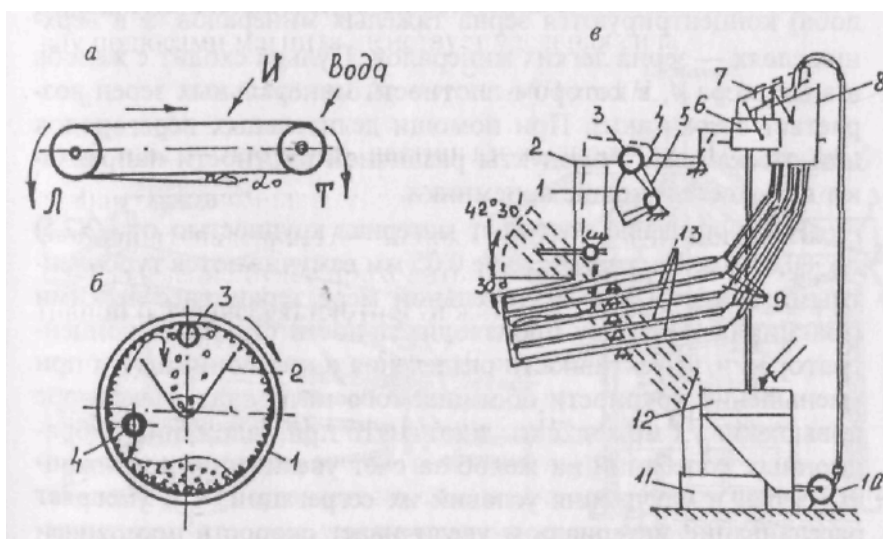


Рис. 6.17. Схемы шлюзов:

о — ленточного; б — цилиндрического вращающегося; е — автоматического многоступенчатого типа ША

Обогащение на струйных желобах и концентраторах

Струйный или суживающийся желоб (рис. 6.18, а), имеющий плоское дно 3 и сходящиеся под некоторым углом боковые стенки 2, устанавливается с минимальным уклоном ($15\text{—}20^\circ$), обеспечивающим прохождение подаваемой питателем 1 пульпы плотностью 50—60 % твердого по желобу без заиливания (со средней скоростью 0,3—1,0 м/с). Благодаря сужению желоба высота потока увеличивается от 1,5—2 мм у загрузочного конца до 7—8 мм у разгрузочного, а характер движения потока изменяется от ламинарного в начале желоба к турбулентному в конце его. При движении пульпы по желобу происходит расслоение материала по плотности и крупности. Основным процессом разделения частиц, вследствие высокого содержания твердого в питании, является сегрегация, которая дополняется процессом взмучивания частиц турбулентными вихрями, выносящими вверх из придонного слоя крупные легкие частицы и частицы малой гидравлической крупности. В результате взаимодействия этих процессов в нижних слоях (у дна желоба) концентрируются зерна тяжелых минералов, а в верхних слоях — зерна легких минералов. Пульпа

сходит с желоба в виде веера 4, в котором плотность минеральных зерен возрастает сверху вниз. При помощи делительных перегородок или отсекателей 5 продукты различной плотности направляют в соответствующие приемники. На обогащение поступает материал крупностью от -2(2,5) до +0,05 мм. Частицы мельче 0,05 мм взмучиваются турбулентными вихрями и в значительной мере теряются с легкими фракциями. Поэтому производительность струйных концентраторов и эффективность разделения в них понижаются при уменьшении крупности обогащаемого материала. Некоторое повышение их может быть достигнуто при наложении вибрационных колебаний на желоб за счет увеличения подвижности зерен и улучшения условий их сегрегации, что ускоряет расслаивание материала и увеличивает скорость передвижения его по желобу. Струйные концентраторы (Гиредмета, «Кеннона», «Рей-херта» и др.) состоят из набора отдельных желобов в различных компоновочных решениях. Наиболее широкое распространение из них получили *конусные* сепараторы (рис. 6.18, б) диаметром 2 или 3 м, представляющие собой набор радиально-установленных суживающихся желобов с общим днищем. Все узлы сепаратора крепятся на раме П. Исходное питание равномерно распределяется вращающимися патрубками питателя / (типа сегнерова колеса) по коническому кольцу 2 и, пройдя через отверстия перфорированной кольцевой перегородки 3 для гашения начальной скорости пульпы, поступает на поверхность рабочего конуса 4 струйных желобов, где происходит разделение зерен по их плотности и крупности. Войдя в зону радиально расположенных клиньев 5, пульпа рассекается на ряд струй, которые сходят с поверхности конуса веером. Кольцевыми отсекателями 7 веер делится на концентрат, хвосты и промпродукт, направляемые соответственно в приемные емкости 10, 9 и 8. Для регулирования их выхода служит винтовое устройство 6. Конусные сепараторы изготавливают одно-, двух-, трех- и шестиярусными. Основную концентрацию производят на верхнем конусе, перечистки продуктов обогащения — на нижних конусах.

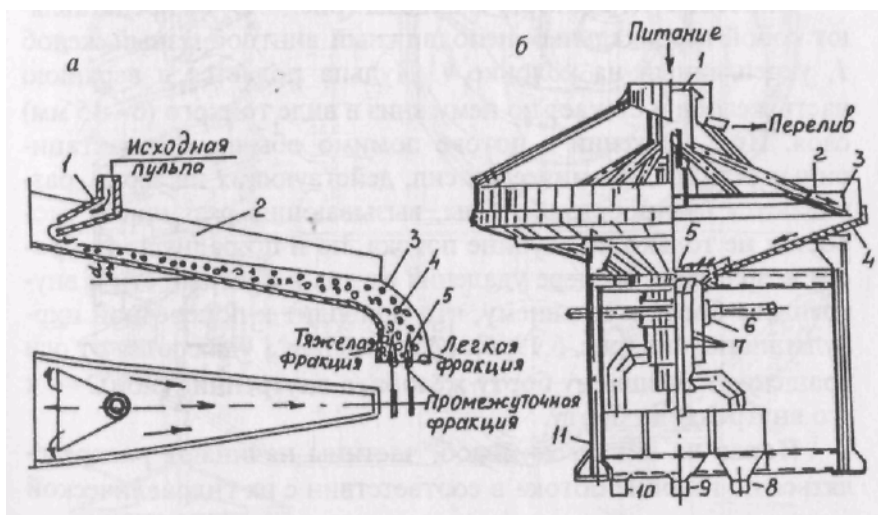


Рис. 6.18. Схемы суживающегося желоба (а) и конусного сепаратора (б) конструкции Верхнеднепровского горно-металлургического комбината

Струйные желоба и концентраторы широко применяют для получения черновых концентратов при обогащении песков россыпных месторождений титана, циркония, олова и других редких металлов, извлекаемые минералы которых значительно отличаются по плотности от минералов породы, гораздо реже при переработке коренных руд олова, обогащении мелких классов железных, вольфрамитовых и хромитовых руд.

Преимуществами их, по сравнению с другими аппаратами гравитационного обогащения, являются высокая удельная производительность ($0,9—5,5 \text{ т/ч} \cdot \text{м}^2$), низкие капитальные затраты, отсутствие движущихся частей; недостатками — небольшая степень концентрации (около 2—3), возможность работы только на плотной (50—60 % твердого) пульпе, резкое ухудшение показателей работы при колебаниях объема и плотности питания. Наиболее выгодно их применять для первичной концентрации руд и песков на фабриках большой производительности.

Обогащение на винтовых сепараторах и шлюзах

Винтовые сепараторы и шлюзы (рис. 6.19, а) представляют собой вертикальный неподвижный винтообразный желоб /, укрепленный на колонке 4. Пульпа подается в верхнюю часть желоба и стекает по нему вниз в виде тонкого (6—15 мм) слоя. При движении в потоке помимо обычных гравитационных и гидродинамических сил, действующих на зерна, развиваются центробежные силы,

вызывающие различие в скоростях не только по глубине потока, но и по радиусу. Скорости возрастают по мере удаления от дна к поверхности и внутреннего борта к внешнему, что приводит к поперечной циркуляции потока (рис. 6.19, б): верхние слои 1 удаляются от оси вращения к внешнему борту желоба, а внутренние слои 2 — к его внутреннему борту.

Попав на винтовой желоб, частицы начинают распределяться по глубине потока в соответствии с их гидравлической крупностью и одновременно в поперечном направлении: находящиеся в верхних слоях зерна легких минералов сносятся к внешнему борту, а находящиеся в нижних слоях зерна тяжелых минералов — к внутреннему. После прохождения пульпой двух-трех витков разделение частиц по плотности и крупности в основном заканчивается и они перемещаются по траекториям, близким к винтовым линиям на постоянном расстоянии от оси сепаратора или шлюза.

Перераспределению частиц, попавших в «чужую» зону, способствует подача дополнительной воды 2 (см. рис. 6.19, а) у внутреннего борта желоба. Разделение веера частиц в конце желоба на концентрат 5, промпродукт 6 и хвосты 7 производится отсекателями 3. При желании и необходимости через отверстия в днище желоба с помощью отсекателей концентрат можно выводить с верхних витков, промпродукт — со средних витков, хвосты — с последнего нижнего витка в конце желоба.

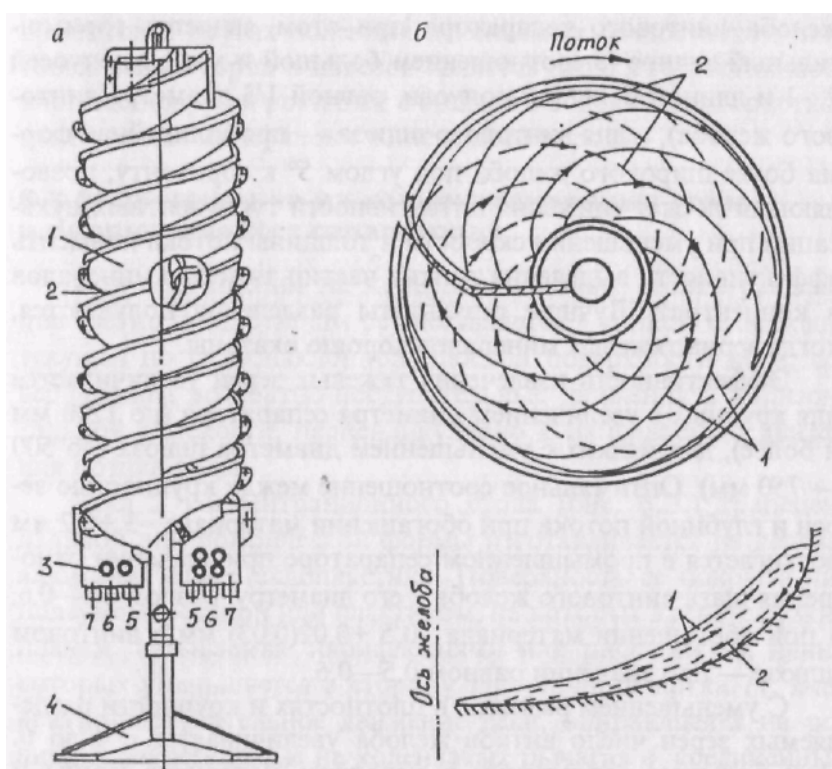


Рис. 6.19. Схема винтового сепаратора двух желобчатого типа СВ2-1000 (а) и циркуляции струй пульпы в желобе винтового сепаратора (б)

Желоб сепаратора или шлюза диаметром от 600 до 1200 мм изготавливают из чугуна или стального литья, листовой стали, алюминиевых сплавов, стекловолокна или фиброгласса. Рабочую поверхность желоба футеруют морозостойкой резиной, неопреном, пластмассой. В зависимости от исполнения винтовые сепараторы и шлюзы могут состоять из 2—4 винтовых желобов на одной колонне, работающих одновременно. Производительность их в зависимости от типоразмера, характера и крупности обогащаемого материала изменяется от 0,5 до 10 т/ч.

Наиболее эффективно обогащается на винтовых сепараторах материал крупностью от -3 до +0,2 мм, на винтовых шлюзах — от -0,5 до +0,02(0,03) мм. Оптимальным профилем желоба винтового сепаратора при этом является горизонтальный эллипс (с соотношением большой и малой полуосей 2 : 1 и длиной большой полуоси, равной 1/3 диаметра винтового желоба), а для винтового шлюза — прямолинейная форма более широкого желоба под углом 5° к горизонту, позволяющая за счет снижения интенсивности турбулентных пульсаций при уменьшении скорости и толщины потока повысить эффективность выделения тонких частиц тяжелых минералов в концентрат. Лучшие результаты разделения получаются, когда зерна тяжелых минералов хорошо окатаны. Эффективность извлечения тяжелых зерен увеличивается для крупных с увеличением диаметра сепаратора (до 1200 мм и более), для мелких с уменьшением диаметра шлюза (до 500 — 750 мм). Оптимальное соотношение между крупностью зерен и глубиной потока при обогащении материала -3 +0,2 мм достигается в промышленном сепараторе при значении отношения шага винтового желоба к его диаметру, равном 0,4—0,6, а при обогащении материала -0,5 +0,02(0,03) мм в винтовом шлюзе — при значении равном 0,5—0,6. С уменьшением разницы в плотностях и крупности разделяемых зерен число витков желоба увеличивается с 4 до 6. При большом содержании в исходном материале глины и тонких шламов процесс разделения на винтовых сепараторах и шлюзах сильно нарушается. Поэтому материал в таких случаях подвергается, как правило, предварительному обесшламливанию на ситах или гидравлических классификаторах. Оптимальная плотность питания составляет 10—35 %

твердого. Ухудшение процесса разделения при большей плотности обусловлено чрезмерным увеличением вязкости, при меньшей — сносом тяжелых зерен в область промежуточного продукта, как и при избытке смывной воды. Недостаток смывной воды приводит к получению бедных концентратов.

Винтовые сепараторы и шлюзы просты по конструкции, удобны в эксплуатации, не требуют затрат электроэнергии, занимают мало места. Они широко применяются для обогащения мелкозернистых песков, содержащих ильменит, циркон, рутил и другие полезные минералы, а также измельченных руд редких и благородных металлов, железных руд, фосфоритов, хромитов и других полезных ископаемых. Недостатком винтовых сепараторов и шлюзов является низкая эффективность обогащения руд и россыпей с большим содержанием сростков извлекаемых минералов с минералами породы.

Обогащение на концентрационных столах и пневматических сепараторах

При обогащении на концентрационных столах разделение частиц по плотности осуществляется в тонком слое воды, текущей по слабо наклонной плоской поверхности деки, совершающей возвратно-поступательные движения в горизонтальной плоскости, перпендикулярно к направлению движения потока воды. Дека 2 концентрационного стола (рис. 6.20) трапецеидальной или ромбической формы изготавливается из дерева, алюминия или стеклопластика. Поверхность ее покрыта линолеумом, резиной или пластиком, на которых крепятся узкие планки, называемые нарифлениями или рифлями 14, длина которых уменьшается в сторону загрузочного лотка 11. Возвратно-поступательное движение деки, опирающейся на ролики 5, закрепленные на коленчатых рычагах б, соединенных тягой 7, сообщается приводом, состоящим из электродвигателя 9, ременной передачи и рычажно-эксцентрикового механизма 1, через соединенную с декой стола тягу 10. Асимметричный ход деки стола в направлении ее продольной оси обеспечивается пружиной 3, закрепленной между кронштейном 5 и упором деки; небольшой наклон ее ($1—10^\circ$) перпендикулярно к направлению движения регулируется маховичком 4. Вода поступает в лоток 12 и равномерно распределяется по деке поворотом вертушек 13\ исходное питание в виде пульпы загружается в лоток 11.

Каждое зерно на деке стола испытывает одновременное воздействие двух сил: гидравлического давления смывной воды, текущей поперек деки, и инерции, возникающей при возвратно-поступательном движении деки и направленной вдоль деки стола. При движении деки вперед (от привода) с постепенным нарастанием скорости весь находящийся на деке материал перемещается вместе с ней до конца переднего хода.

Более быстрый ход деки назад (под действием пружины 3) приводит к проявлению значительных инерционных сил, превышающих силы трения зерен о поверхность деки стола, и движению их по деке вдоль реек. При этом скорость движения удельно тяжелых V_1 и легких U_1 зерен будет неодинаковой.

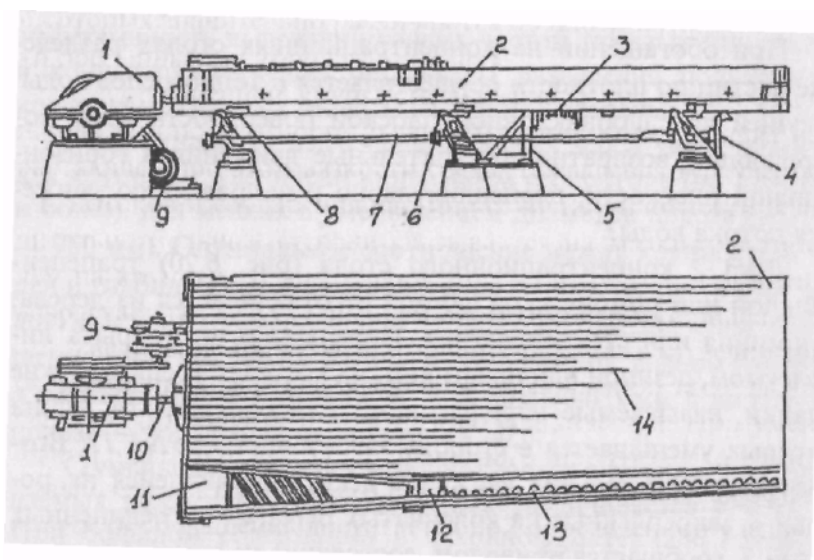


Рис. 6.20. Концентрационный стол СКМ-1

Зерна большей плотности, обладающие большой инерцией, будут перемещаться вдоль деки быстрее, чем менее инерционные зерна меньшей плотности, т. е. значение V_1 будет больше U_1 (рис. 6.21). Смывная вода, наоборот, с большей силой будет действовать на зерна легких минералов, так как при одном и том же весе частиц легких и тяжелых минералов площадь поперечного сечения, определяющая силу гидравлического давления смывной воды, у частицы легкого минерала будет больше, чем у тяжелого, поэтому и скорость перемещения поперек деки зерен легкого минерала U_2 будет больше скорости перемещения зерен тяжелых минералов V_2 . В результате этих явлений на деке стола образуется расходящийся от места загрузки веер зерен различной плотности. В наиболее

удаленной от привода зоне концентрируются зерна наиболее тяжелых минералов (тяжелая фракция), ближе к приводу — зерна наиболее легких минералов (легкая фракция), между ними — зерна минералов с промежуточной плотностью или сродки тяжелых и легких минералов (промпродукт).

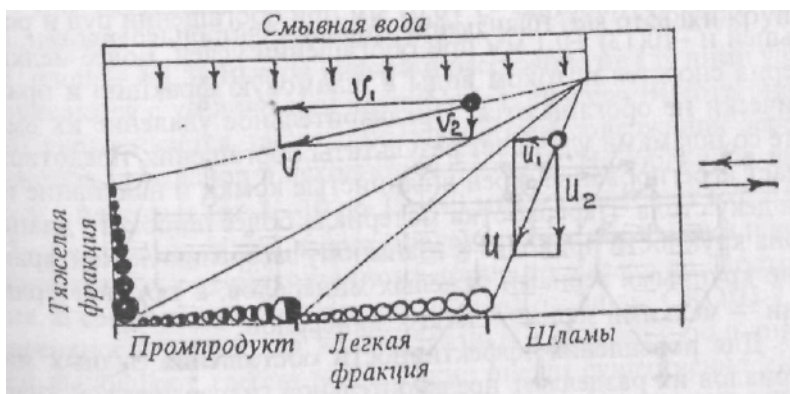


рис. 6.21. Схема разделения зерен по плотности на деке концентратора

Шламистые частицы удаляются смывной водой в начале деки стола. При помощи делительных перегородок продукты различной плотности направляют в соответствующие приемники. Разделению зерен по плотности способствуют рифли, между которыми материал в результате сотрясаний стола подвергается не только расслаиванию по плотности, но и сегрегации. В самой нижней части слоя материала концентрируются мелкие зерна тяжелых минералов, над ними — крупные зерна тяжелых минералов, затем — мелкие зерна легких минералов, сверху — крупные зерна легких минералов. Так как скорость потока смывной воды уменьшается сверху вниз по его сечению, то наибольшее действие она оказывает на верхнюю часть слоя материала, способствуя смыву зерен более легких минералов. Тяжелые зерна задерживаются рифлями и перемещаются между ними вдоль стола. В результате этого нижняя граница каждой зоны представлена более крупными зернами, чем верхняя.

Разделение зерен легких с плотностью δ_l и тяжелых с плотностью δ_t минералов происходит эффективно, если соотношение их плотностей в воде

$$\delta_j : (\delta_t - \delta_j) / (\delta_l - \delta_j) > 2,5,$$

и затруднено или практически невозможно при значении этого соотношения менее 1,5. Поэтому концентрационные столы являются наиболее распространенными аппаратами гравитационного обогащения (мелкозернистого материала при переработке) оловянных, вольфрамовых,

золотосодержащих и других руд и россыпей редких и благородных металлов и углей, разделяемые минералы которых характеризуются значительным различием в их плотности.

Обогащению на концентрационных столах подвергается материал крупностью $-3 + 0,01$ мм при обогащении руд и россыпей и $-10(13) + 0,1$ мм при обогащении углей. Более мелкие зерна сносятся потоком воды в шламовую фракцию и практически не обогащаются. Предварительное удаление их вместе со шламами улучшает результаты обогащения, предотвращает агрегирование зерен в глинистые комки и налипание их на деку стола. Переработка материала более широкого диапазона крупности приводит к взаимному засорению легкой фракции крупными зернами тяжелых минералов, а тяжелой фракции — мелкими зернами легких минералов. Для повышения эффективности обогащения рудных материалов их разделяют предварительной гидравлической классификацией на 4—6 классов крупности. Чем меньше разница в плотности разделяемых минералов и больше сростков в исходном продукте, тем же должна быть шкала классификации. Материал крупнее 0,2 мм поступает на *песковые*, а мельче 0,2 мм на *шламовые* столы.

Технологические и конструктивные особенности концентрационных столов определяются в основном крупностью перерабатываемого материала.

Чем крупнее материал, тем меньше частота ($350—230$ мин⁻¹), но больше амплитуда ($4—6$ мм) качаний деки и угол поперечного ее наклона ($1—6^\circ$), который при наличии особо крупных и тяжелых зерен может достигать 10° . Чрезмерное увеличение угла наклона деки вызывает излишнее увеличение скорости потока пульпы и смывной воды, приводящее к смыву тяжелых зерен в легкую фракцию при смещении веера разделения в сторону привода. При малом угле наклона, наоборот, веер разделения смещается в сторону разгрузочного торца деки и возрастает вероятность загрязнения тяжелой фракции зернами легких минералов. Увеличение транспортирующей способности стола при переработке тонкозернистых и шламистых материалов (на шламовых столах) достигается увеличением продольного уклона его деки к разгрузочному торцу, а уменьшение ее при переработке крупнозернистых Песковых материалов (на Песковых столах) — созданием уклона деки в противоположном направлении.

Для Песковых столов характерны более узкие деки (длина : ширина = $2,5—2,7$), для шламовых — более широкие (длина : ширина « $1,5$). Высота рифлей и расстояние между ними увеличиваются с увеличением крупности материала.

Высота рифлей увеличивается также при повышении содержания зерен тяжелых

минералов в исходном материале. Наибольшую высоту у Песковых (от 7—10 до 35—40 мм) и шламовых (от 2 до 22—25 мм) столов они имеют у загрузочного торца деки и выклиниваются к ее разгрузочному торцу по высоте до заострения. В современных шламовых столах («Холмана», СКОШ-7,5) поверхность деки имеет волнообразный характер и роль рифлей выполняют гребни волн. Такие рифли существенно снижают возмущение потока воды, производимое ими, что улучшает эффективность обогащения шламов. Ликвидация крупномасштабных вихрей и наиболее равномерное распределение микропульсации скорости в межрифельном пространстве при обогащении, например углей, достигаются использованием рифлей типа «обратная волна» вместо обычных рифлей прямоугольного или треугольного сечения.

Слой воды над рифлями должен быть в 2—3 раза больше их высоты. Недостаток воды ухудшает разделение зерен и снижает производительность, избыток приводит к увеличению потерь тяжелых минералов с легкой фракцией.

Оптимальная плотность пульпы, поступающей на деку стола, находится в пределах 20—25 % твердого. Количество смывной воды возрастает с увеличением крупности и плотности материала и уменьшается с увеличением угла наклона деки стола. Обычно расход ее не превышает 1—2 м³ на 1 т руды.

Столы различаются количеством (1—6), формой и площадью (0,5—7,5 м²) дек, конструкцией привода и в зависимости от способа их упаковки могут быть подвесными или опорными. Опорные столы по сравнению с подвесными имеют меньшие габариты, меньшую массу и более просты по конструкции.

Широко используемые при обогащении руд и россыпей многодечные концентрационные столы опорного типа СКО-15, СКО-22 и СКО-30 (рис. 6.22) имеют соответственно по две, три или четыре диагональные деки У, расположенные параллельно друг над другом и установленные совместно с приводным механизмом 2 инерционного типа на жестких качающихся опорах 3. Каждая дека оснащена желобами для приема и регулирования питания 5 и смывной воды 6, желобами 7 для приема продуктов разделения и имеет индивидуальный креновый механизм 4 для регулирования поперечного наклона деки. Расстояние между деками по вертикали 500 мм.

Специально для обогащения и обессеривания углей (крупностью менее 6 мм) разработан и используется многодечный подвесной концентрационный стол СКПМ-6 (рис. 6.23).

Он представляет собой подвесную конструкцию этажерочного типа, состоящую из шести дек 11, скрепленных между собой вертикальными планками-подвесками 2. Бигармоничный самобалансный вибратор 3, сообщающий столу качания, связан с электродвигателем 4 клиноременной передачей.

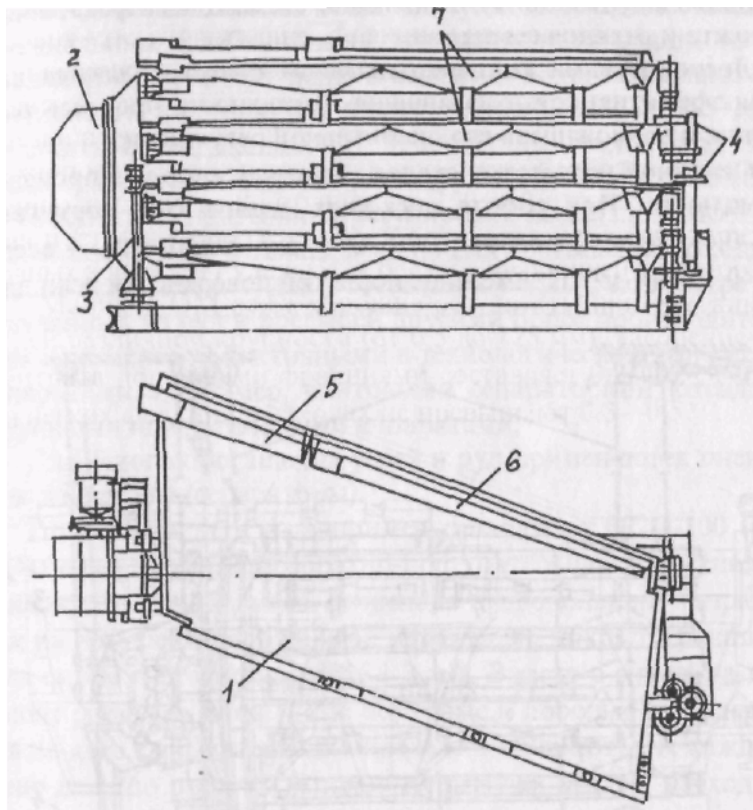


Рис. 6.22. Концентрационный стол опорного типа СКО-30

Питатель равномерно распределяет исходную пульпу на все шесть дек, на верхнюю плоскость которых наклеены резиновые рифли 7. Короб 6 для приема пульпы размещен в правом углу деки, желоба для смывной воды 12, подаваемой по патрубкам 13, — вдоль задней длинной ее стороны. Прикрепленные к раме сборники 9 для продуктов обогащения разделены на девять отсеков, из которых материал через отверстия 8 и патрубки 5 со всех дек попадает в соответствующие сборные воронки. Конструкция стола, подвешиваемого к перекрытию здания за верхние концы планок 2 системой тросов 1, обеспечивает возможность регулирования числа качаний и амплитуды, углов поперечного и продольного наклона дек (с помощью штурвалов 10), длины зоны съема концентрата, пром-продукта и отходов (хвостов).

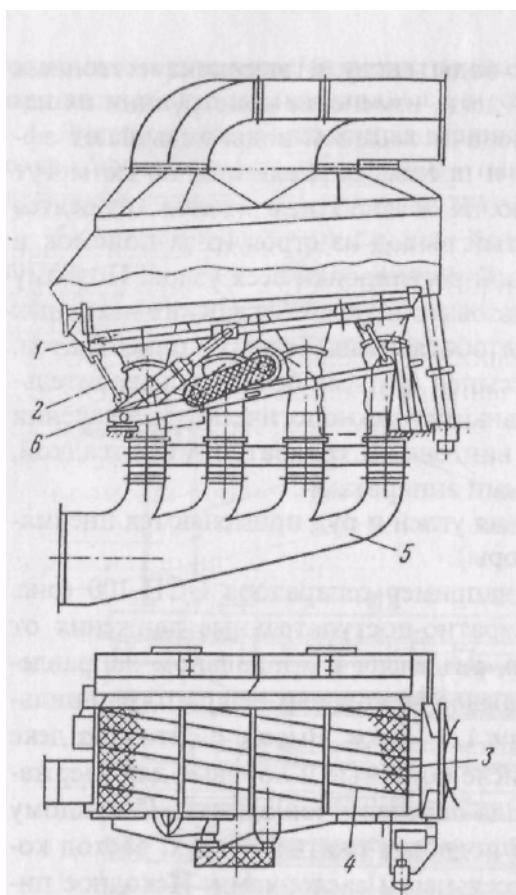
Достоинствами концентрационных столов являются высокая эффективность обогащения, наглядность процесса разделения и возможность его оперативной регулировки.

Основной недостаток столов — низкая удельная производительность. При работе Песковых столов она достигает 0,4—0,45 т/(ч * м²) поверхности деки, а у шламовых — всего 0,1—0,15 т/(ч * м²). Применение пористой поверхности деки

для Рис. 6.24. Пневматический сепаратор ОСП-100

Основными недостатками пневматических сепараторов являются неравномерное распределение воздуха и материала по площади деки, прорывы слоя материала и перемешивание расслоившихся фракций, худшие технологические показатели по сравнению с гидравлическими концентрационными столами. Дополнительные трудности связаны с необходимостью пылеулавливания.

Преимуществами пневматических сепараторов являются отсутствие потребности в воде,



получение сухих продуктов, более низкая стоимость переработки углей и руды, меньшая энергоемкость.

Обогащение на орбитальных шлюзах и концентраторах

Орбитальные шлюзы и концентраторы предназначены для извлечения мелких зерен касситерита и других тяжелых минералов редких металлов из шламистых продуктов крупностью $-0,100 +0,005$ мм. Улавливание до 70-80 % мелких зерен тяжелых минералов происходит в тонком ламинарном потоке слабошероховатой поверхностью самого шлюза, которому сообщаются орбитальные (круговые) колебания с малой амплитудой (4,8-6,4 мм) и невысокой частотой (200-300 мин⁻¹). Орбитальные движения рабочей поверхности вызывают образование так называемой стоячей волны, способствующей расслаиванию материала по плотности и более селективному продвижению зерен в потоке, замедляя движение осевших более тяжелых зерен и способствуя смыву верхних более легких зерен. Для повышения эффективности разделения из питания необходимо удалять зерна крупнее 0,100 мм, которые обладая большой инерцией при наличии круговых колебаний рабочей поверхности будут не только нарушать структуру ламинарного потока, но и просто сдирать осевший слой тонких тяжелых частиц.

Автоматические многодечные *орбитальные шлюзы* «Барт-лез-Мозли» (Великобритания) и КШМ-72 (рис 6.25, а) состоят из двух пакетов (по 20 шт.) параллельных, близко расположенных гладких дек (1200 x 1500 мм) из стеклопластика, наклоненных в рабочем положении под небольшим углом (0—3°) к горизонтальной плоскости. Орбитальные колебания дек вызываются дебалансным вибратором 5, расположенным между пакетами /, закрепленными на раме тросом 2. Питание, содержащее около 10 % твердого, подается параллельно на все деки (5 л/с на каждую) в течение определенного промежутка времени (до 36 мин), после которого подача питания прекращается и

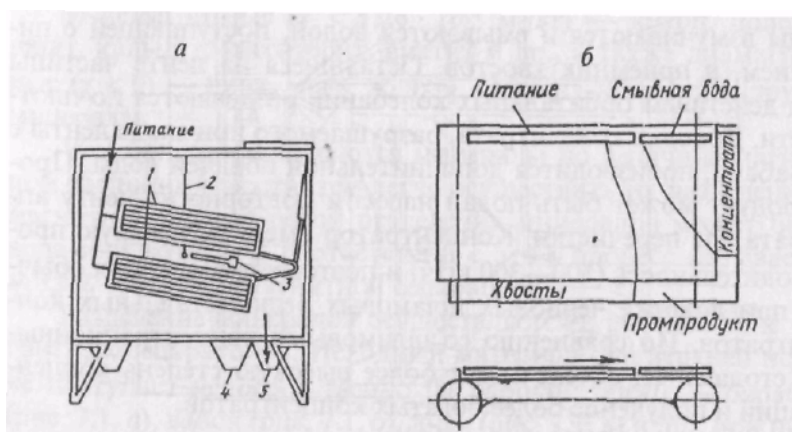


Рис. 6.25. Схемы шлюза «Бартлез-Мозлп» с орбитальным движением дек (л) и концентратора «Бартлез-Кроссбелт» (б)

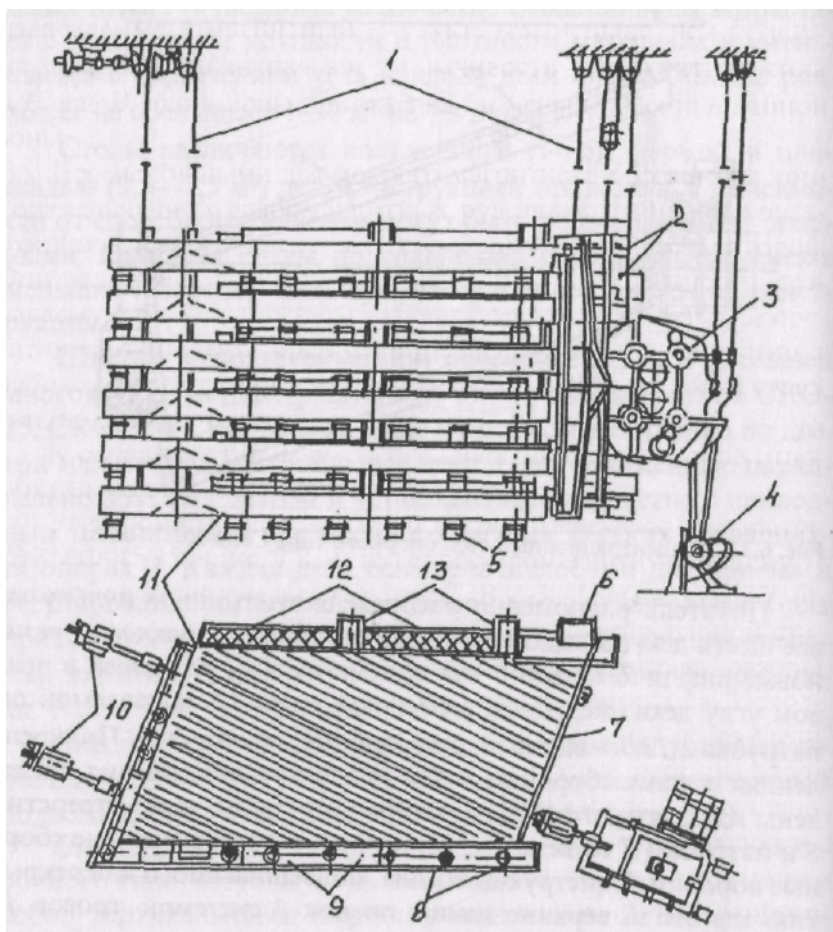


Рис. 6.23. Многодечный подвесной концентрационный стол СКПМ-6

подачи дополнительной воды снизу и высококачественных вертикальных колебаний деки, изменение конструкции их нарифлений и характера подачи смывной воды повышают эффективность разделения и производительность, но не могут увеличить ее радикально. К недостаткам столов относятся также сравнительно частый выход из строя из-за поломок и необходимость тщательной регулировки всех узлов. Поэтому их целесообразнее использовать не для обогащения исходных бедных продуктов, а для обогащения бедных концентратов, полученных из руд и россыпей другими более производительными, но менее эффективными в технологическом отношении аппаратами, например, винтовыми сепараторами, отсадкой, струйными или шлюзовыми аппаратами.

Для сухого обогащения углей и руд применяются пневматические столы (сепараторы).

Подвижная дека 1, например сепаратора ОСП-100 (рис. 6.24), совершающая возвратно-поступательные движения от приводного механизма б, разделена в продольном направлении на четыре поля 3, каждое из которых покрыто рашпильным ситом с отверстиями 1,5—3 мм. Вместе с ситом на деке крепят рифли 4, в том числе бортовые и лобовые для удержания на деке слоя материала определенной высоты. К каждому полю деки по рукавам 5 подводят сжатый воздух, расход которого регулируют дроссельными заслонками. Исходное питание поступает в головную часть деки.

Поток воздуха, подаваемый снизу под слой материала, разрыхляет его, создавая условия для расслаивания частиц по плотности. В результате расслаивания легкая фракция находится в верхней части слоя и благодаря поперечному уклону деки перемещается в приемные желоба. Тяжелая фракция находится в нижней части слоя, под действием возвратно-поступательных движений деки она транспортируется вдоль нее и разгружается с торцевой части. Рифли, направленные также вдоль деки, препятствуют сносу частиц тяжелой фракции в поперечном направлении. Эффективность обогащения на пневматических сепараторах выше, чем на пневматических отсадочных машинах.

производится сполоск (до 72 с) концентрата с дек, наклоненных под углом 45° , в приемник 4. Затем деки автоматически возвращаются в исходное положение и цикл повторяется, в процессе которого минералы породы поступают в приемник 5. При степени концентрации 3—5 и удельной производительности около $0,03 \text{ т/ч} \cdot \text{м}^2$ общая производительность шлюза составляет 2,2—2,5 т/ч, т. е. выше, чем у шламовых концентрационных столов на аналогичном материале.

Достоинствами орбитальных шлюзов являются также отсутствие фундамента, простота конструкции и монтажа, малая занимаемая площадь ($4,6 \text{ м}^2$), установочная мощность (0,5 кВт) и металлоемкость, полная автоматизация процесса.

Ленточный орбитальный концентратор «Бартлез-Крос-сбелт» (рис. 6.25, б) представляет собой бесконечную полихлорвиниловую ленту шириной 1,2—2,4 м, натянутую на два барабана (на расстоянии 3 м друг от друга) с наклоном в $1—3^\circ$ перпендикулярно ее движению. Орбитальные колебания концентратора создаются с помощью дебалансного вибратора, расположенного на расстоянии 0,75 м от ведущего барабана. Питание подается в верхнюю крайнюю часть

ленты, как на концентрационном столе. Пульпа стекает под уклон и одновременно перемещается в продольном направлении благодаря движению ленты. Под влиянием вибраций легкие частицы породы взмучиваются и смываются водой, поступающей с питанием, в приемник хвостов. Оставшиеся на ленте частицы под действием орбитальных колебаний разделяются по плотности. Доводка концентрата, разрушаемого при сходе ленты с барабана, производится дополнительной подачей воды. Промпродукт может быть подан насосом повторно на ленту аппарата для перерешетки. Концентратор имеет небольшую производительность (100—300 кг/ч) и поэтому применяется обычно при доводке черновых шламовых редкометалльных концентратов. По сравнению со шламовыми концентрационными столами он обеспечивает более высокую степень концентрации и получение более богатых концентратов.

Лекция 6

МАГНИТНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

1.6.1. Физические основы магнитных методов обогащения

Сущность магнитных методов обогащения

Магнитные методы обогащения основаны на различии в магнитных свойствах разделяемых минералов, главным образом на различии в их магнитной восприимчивости.

По величине удельной магнитной восприимчивости χ ^{всё} минералы условно делятся на следующие группы:

- 1) сильно магнитные ($\chi > 3,8 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$) — магнетит, франклинит, маггемит, титаномагнетит, моноклинный пирротин и др.;
- 2) слабомагнитные ($\chi = 1,26 \cdot 10^{-7} — 7,5 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{кг}$) — окислы, гидроокислы железа и марганца, ильменит, вольфрамит, гранат, биотит, гексагональный пирротин и др.;
- 3) немагнитные ($\chi < 1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$) — кварц, полевошпат, кальцит, касситерит, апатит и др., а также диамагнитные ($\chi < 0$) — цинк, медь, золото, серебро, кремний и другие минералы.

Чем больше различаются минералы по величине магнитной восприимчивости, тем легче осуществить их разделение в магнитном поле. Средой разделения минералов может быть вода или воздух. В соответствии с этим процесс называется *мокрой* или *сухой* магнитной сепарацией.

Разделение минералов осуществляется в рабочей зоне магнитных сепараторов. Исходный материал при верхней подаче поступает непосредственно на рабочий орган — барабан (рис. 7Л, а), валок (рис. 7.1,б), диск (рис. 7.1, в) и др., при нижней — в зазор между ним и питающим лотком, дном ванны или полюсным наконечником (рис. 7.1, г). Магнитные частицы под действием магнитного поля притягиваются к поверхности рабочего органа и выносятся за пределы действия магнитных сил, где разгружаются в приемники для магнитного продукта.

Немагнитные частицы скользят под действием центробежных сил и сил тяжести по поверхности рабочего органа, полюсного наконечника, лотка или дну ванны и разгружаются в приемники для немагнитного продукта.

В рабочей зоне сепаратора различают *зону притяжения* магнитных частиц, высота которой h определяется минимальным расстоянием между рабочим органом и поверхностью

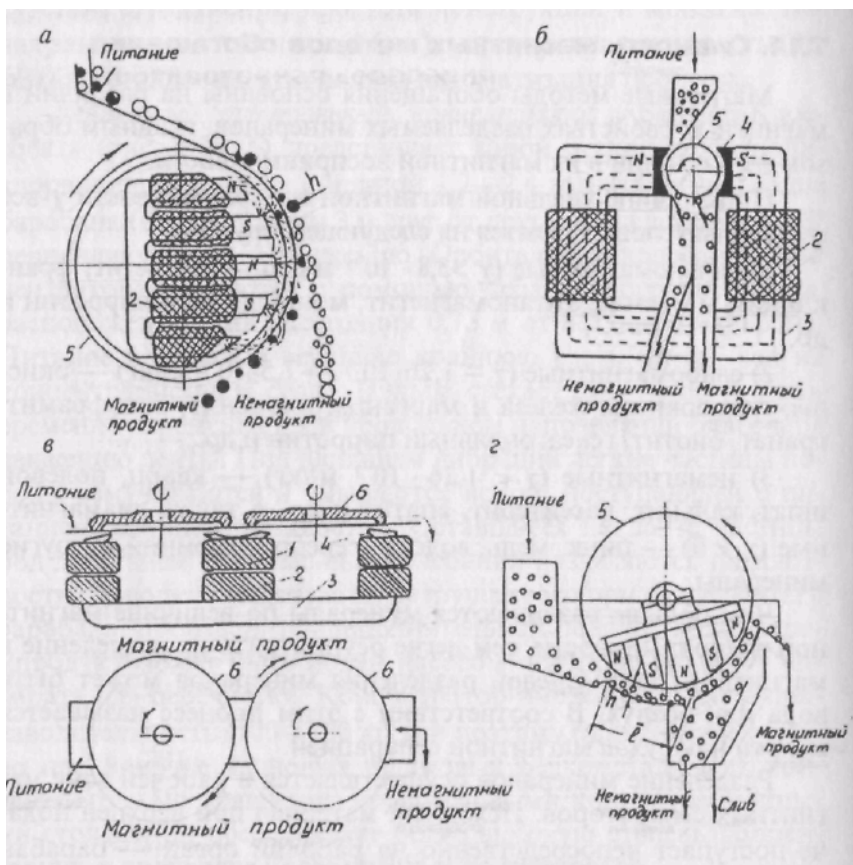


Рис. 7.1. Открытые (л, а) и замкнутые (б, в) магнитные системы:

1 — сердечник; 2 — обмотка; 3 — магнитопровод; 4 — полюсный наконечник; 5 — барабан; б — диск

вибрлотка, дна ванны или неподвижного полюса, и зону *транспортирования* магнитного продукта к месту разгрузки, в которой происходит дополнительная очистка его от механически захваченных немагнитных частиц.

Магнитное поле в рабочей зоне сепаратора создается системами из постоянных магнитов или электромагнитными системами с обмоткой, питаемой постоянным или переменным током, вызывающим соответственно образование постоянного или переменного магнитного поля. В настоящее время наиболее широко используется обогащение в постоянном магнитном поле.

В магнитных сепараторах применяются только неоднородные магнитные поля, поскольку только они позволяют получить направленную магнитную силу притяжения минерального зерна:

$$F_m = \mu_0 \chi m H \text{ grad } H,$$

где μ_0 — магнитная постоянная, равная $1,26 \cdot 10^{-6}$ Гн/м; m — масса зерна, т; H — напряженность поля, А/м; $\text{grad } H$ — градиент

напряженности. А/м^2 ; $\mu_0 H \text{ grad } H$ — сила магнитного поля, $\text{А}^2/\text{м}^3$.

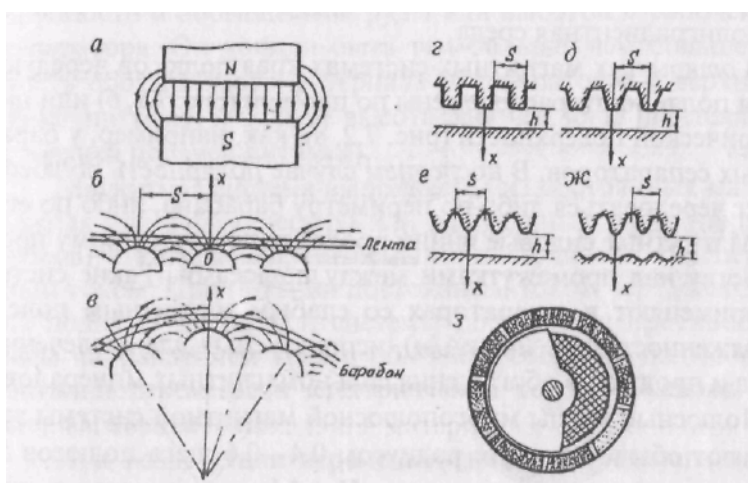


Рис. 7.2. Схемы однородного магнитного поля (а), расположения и сочетания полюсов различной формы открытым (б, в), замкнутой (г — ж) магнитных систем л поли градиентной среды (з)

Чем больше неоднородность магнитного поля и градиент его напряженности, тем сильнее магнитные частицы притягиваются к полюсу в направлении сходимости магнитных силовых линий, т. е. втягиваются в участки с более высокой напряженностью поля. Частицы немагнитных или диамагнитных минералов, наоборот, будут выталкиваться под действием магнитных сил в участки с меньшей напряженностью поля. Все это обеспечивает достаточно эффективное

разделение частиц магнитных и немагнитных минералов в рабочей зоне сепаратора.

В однородном магнитном поле, например между двумя разноименными полюсами плоской формы (рис. 7.2, а), в котором напряженность одинаковая и по величине, и по направлению, минеральные частицы будут подвергаться только воздействию вращающего момента, ориентирующего их параллельно силовым линиям тока. Однако перемещения частиц к полюсам магнитной системы не произойдет.

Магнитные системы сепараторов

Для получения неоднородных магнитных полей применяются открытые и замкнутые многополюсные магнитные системы, полиградиентная среда.

В *открытых* магнитных системах края полюсов чередующейся полярности расположены по плоской (рис. 7.2, б) или цилиндрической поверхности (рис. 7.2, в), как, например, у барабанных сепараторов. В последнем случае полярность полюсов может чередоваться либо по периметру барабана, либо по его оси.

Магнитные силовые линии проходят по воздушному пространству над промежутками между полюсами. Такие системы применяют в сепараторах со слабым магнитным полем (напряженностью до 240 кА/м), используемых для извлечения из руд и продуктов обогащения сильном агнитных минералов.

Полюсные концы многополюсной магнитной системы закругляют обычно по дуге радиусом 0,4—0,6 шага полюсов S . Изменение напряженности поля H_x , А/м, по нормали к поверхности полюсов магнитной системы на расстоянии x в этом случае описывается экспоненциальным уравнением А.Я. Сочнева:

$$H_x = H_0 \exp(-C_x x),$$

где H_0 — напряженность поля на уровне поверхности полюсов; C_x — коэффициент неоднородности магнитного поля, зависящий от шага полюсов S и радиуса $R_{ц}$ кривизны поверхности системы, м^{-1} ,

$$C_x = \pi/S + 1/R_{ц}.$$

Напряженность магнитного поля H_0 неоднородна и изменяется вдоль магнитной системы в зависимости от отношения ширины полюса (b) и зазора (a) между соседними полюсами. Близкие значения напряженности поля над серединой полюсов и зазоров между ними обеспечиваются при отношении b/a около 1,2

независимо от шага полюсов. Падение величины магнитной силы $\mu_0 H_{grad} H$ с удалением от поверхности полюсов происходит тем быстрее, чем больше коэффициент неоднородности C_x , который зависит главным образом от шага полюсов S .

Выбор шага полюсов S определяется верхним пределом крупности d обогащаемой руды или высотой h рабочей зоны сепаратора. Он должен быть тем больше, чем больше крупность обогащаемого материала (в сепараторах с верхней подачей питания) и больше высота рабочей зоны (в сепараторах с нижней подачей питания).

Магнитная система выполняется из постоянных магнитов (литых или керамических) или из стальных сердечников (полюсов) с катушками, питаемыми постоянным или переменным током. При питании постоянным током чередование знака полюсов магнитной системы достигается противоположным направлением тока в обмотках соседних полюсов. При питании переменным электрическим током создается «бегущее магнитное поле».

При воздействии перемещающегося магнитного поля на поверхности магнитной системы происходят переориентация магнитных частиц, разрыхление слоя магнитного материала и частичное разрушение флокул. В сочетании с центробежной силой это приводит к выделению из слоя магнитного продукта случайно захваченных немагнитных зерен, слабомагнитных сростков и повышению за счет этого качества магнитного продукта.

В *замкнутых* магнитных системах магнитное поле образуется в пространстве между противоположно расположенными разноименными полюсами различной формы и рабочим органом, выполненным в виде вала цилиндрической формы с кольцевыми выступами и впадинами различной конфигурации или горизонтально вращающегося диска с нижней рабочей поверхностью, на которой по периметру имеется кольцевой заостренный выступ для создания неоднородного поля. Такие системы экономичнее открытых многополюсных систем и позволяют создавать поля большой напряженности. Поэтому они применяются в сепараторах с сильным магнитным полем (напряженностью до 1600 кА/м), используемых для извлечения из руд и продуктов обогащения слабых магнитных минералов.

Величина магнитной силы $\mu_0 H_{grad} H$ в замкнутой магнитной системе в большой степени зависит от формы полюсов и их размеров. Наиболее часто в сепараторах используются сочетания закругленных, трапецеидальных или прямоугольных

зубцов с плоским полюсом, закругленных зубцов с желобчатым полюсом (рис. 7.2, г—ж). При сочетании плоского и многозубчатого полюсов (профили а—е) поле неоднородно лишь вблизи зубцов, а с приближением к плоскому полюсу становится близким к однородному. Замена плоского полюса полюсом желобчатым (профиль ж) существенно повышает неоднородность всего поля, увеличивая значения магнитной силы $\mu_0 H_{\text{grad}} H$. Во всех случаях крупность обогащаемого материала определяется шагом зубцов валка и соотношением магнитной восприимчивости разделяемых минералов.

Полиградиентная среда (рис. 7.2, з) возникает при заполнении рабочего пространства сепаратора мелкими ферромагнитными телами (шариками, стержнями, рифлеными пластинами, стальным волокном и др.), в зазорах между которыми индуцируются сильные магнитные поля.

Полиградиентность среды обусловлена тем, что магнитные силы в таком поле действуют по всем направлениям и на всех участках сближения индукционных магнитов. Благодаря

малым размерам они соприкасаются в точке и даже при небольшой напряженности поля в рабочем пространстве прилегающие к этим точкам области характеризуются очень высоким градиентом и, следовательно, большой силой поля. В таких областях и происходит интенсивное притяжение и удерживание тонкоизмельченных слабых магнитных частиц, в то время как немагнитные частицы фильтруются (вымываются) через зазоры между ферромагнитными телами (магнитами-носителями). Чтобы избежать закупорки зазоров, размер ферромагнитных тел, например шариков, должен быть в 10—25 раз больше верхнего предела крупности обогащаемого материала. Однако он не должен превышать 6—8 мм из-за резкого уменьшения величины действующих на частицы магнитных сил, поэтому максимальная крупность обогащаемого материала не должна превышать $d_{\text{max}} = 8/25 = 0,32$ мм. Нижний предел крупности материала при обогащении в полиградиентных сепараторах составляет около 10 мкм.

Режимы магнитной сепарации

При перемещении в рабочей зоне магнитного сепаратора минералы подвергаются воздействию не только магнитной силы, но и механических сил (тяжести, инерции,

центробежных, сопротивления среды и т. д.). Разделение смеси минералов, различающихся по магнитным свойствам, произойдет, если магнитная сила, действующая на более магнитные минералы (F_{M1}), будет больше, а на менее магнитные минералы (F_{M2}) — меньше равнодействующей всех механических сил ($f_{\text{мех}}$), действующих на эти минералы в направлении, противоположном магнитной силе, т. е. если $F_{M1} > f_{\text{мех}} > F_{M2}$. В результате воздействия (на частицы руды) магнитной и механической сил частицы с различными магнитными свойствами приобретают разные траектории движения и выводятся из магнитного поля в виде отдельных продуктов, отличающихся не только по магнитным свойствам, но и по вещественному составу.

Разделение минералов в магнитном поле под влиянием магнитных и механических сил может осуществляться в режиме удерживания или извлечения магнитных минералов.

При сепарации в *реоюлме удерживания* (см. рис. 7.1, а, б) исходный материал подается в верхнюю часть барабана или валка сепаратора и перемещение его через рабочую зону происходит по криволинейной траектории. Совпадение направлений движения материала и магнитной силы в начальный момент способствует максимальному извлечению магнитных минералов в магнитный продукт.

При сепарации в *режиме извлечения* (см. рис. 7.1, в, г) исходный материал подается под барабан, диск или валок сепаратора, а перемещение его через рабочую зону происходит по криволинейной или прямолинейной траектории. Прохождение потока материала под магнитной системой обеспечивает наибольшую селективность обогащения, поскольку менее магнитные частицы лучше отделяются от магнитных под влиянием относительно большой разделяющей силы.

В зависимости от направления движения рабочего органа, исходного питания и продуктов обогащения различают прямоточный, противоточный и полупротивоточный режимы магнитной сепарации.

При *прямоточном* (рис. 7.3, а) режиме направления движения рабочего органа, исходного питания и продуктов обогащения совпадают. Это позволяет предотвратить забивку или заиливание рабочей зоны, уменьшить износ рабочих поверхностей и энергоемкость процесса, но не обеспечивает максимального извлечения магнитных частиц. В начале рабочей зоны свободная поверхность рабочего органа приходит во взаимодействие с исходным питанием, богатым

сильномагнитными частицами, которые и покрывают поверхность, затрудняя притяжение к ней менее магнитных частиц в конце рабочей зоны.

При *противоточном режиме* (рис. 7.3, б) рабочий орган вместе с магнитным продуктом движутся навстречу исходному питанию. В этом случае к свободной поверхности рабочего органа в конце рабочей зоны притягиваются сначала под действием магнитной силы менее магнитные частицы, которые прижимаются затем к поверхности сильномагнитными частицами по мере приближения рабочего органа к месту загрузки исходного питания, обеспечивая тем самым максимальное извлечение магнитных частиц. По сравнению с прямоточным

недостатками режима являются более высокая энер-

гетгеткость процесса (в 1,5—2,0 раза) и интенсивный износ рабочих поверхностей. При *полупротивоточном режиме* (рис. 7.3, в) исходное питание подводится к рабочему органу снизу. В этих условиях направления потока питания и магнитной силы совпадают, что обеспечивает эффективное притяжение к поверхности рабочего органа даже очень тонких магнитных частиц. При дальнейшем движении материала навстречу рабочему органу создаются благоприятные условия для доизвлечения менее магнитных частиц, как и при противоточном режиме.

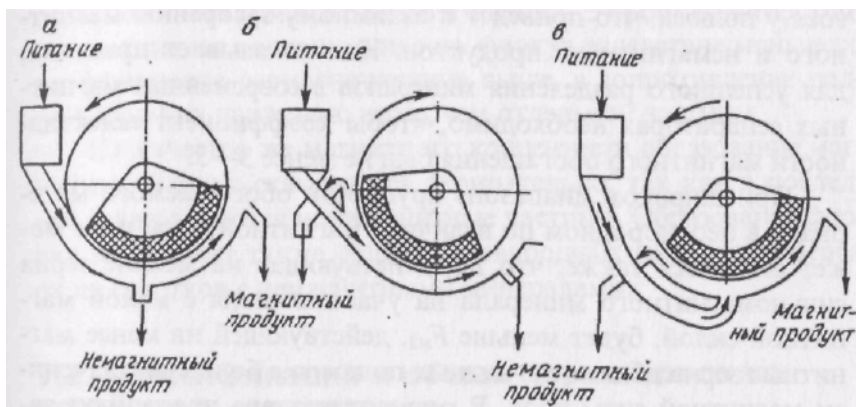


Рис. 7.3. Магнитные барабанные сепараторы для мокрого обогащения с прямоточной (а), противоточной (б) и полупротивоточной (в) ванной

Селективность магнитной сепарации

Селективность и эффективность разделения минералов при магнитной сепарации возрастают с увеличением различия между их удельными магнитными восприимчивостями χ_1 и χ_2 .

однородности поля сепаратора по величине магнитной силы $F_M = \mu_0 H \text{grad } H$, с уменьшением диапазона крупности зерен в исходном материале.

Очевидно, что при прочих равных условиях чем больше Удельная магнитная восприимчивость, тем с большей силой магнитное поле воздействует на минеральное зерно и наоборот. Отношение χ_1/χ_2 разделяемых более магнитного (χ_1) и менее магнитного (χ_2) зерен получило название *коэффициента селективности магнитного обогащения*. Чем меньше его значение, тем труднее осуществить разделение минералов. Достичь разделения близких по значению % минеральных зерен можно только в однородном по величине магнитной силы поле. Однако магнитные поля современных сепараторов неоднородны не только по напряженности H , но и по магнитной силе F_M . Поэтому при близких значениях χ_1 и χ_2 разделяемых зерен может оказаться, что F_{M1} более магнитного зерна, удаленного от полюса, будет меньше F_{M2} менее магнитного зерна, находящегося у полюса, что приведет к взаимному засорению магнитного и немагнитного продуктов. Как показывает практика, для успешного разделения минералов в современных магнитных сепараторах необходимо, чтобы коэффициент селективности магнитного обогащения был не менее 3—5.

При широком диапазоне крупности обогащаемого материала в неоднородном по величине магнитной силы поле может оказаться также, что F_M , действующая на мелкие зерна сильномагнитного минерала на участках поля с малой магнитной силой, будет меньше F_{M2} , действующей на менее магнитные зерна вблизи магнитных полюсов с большим значением магнитной силы поля. В результате этого произойдут загрязнение магнитного продукта крупными зернами менее магнитных минералов и потери тонких зерен более магнитного минерала с немагнитными минералами. Для повышения селективности процесса в таких случаях применяют предварительное грохочение или классификацию исходного материала.

Размер отверстий сит при грохочении материала перед сухим обогащением на сепараторах с верхним питанием определяется шагом полюсов (в открытых магнитных системах) или шагом зубцов вала и отношением магнитных восприимчивостей разделяемых минералов (в замкнутых магнитных системах).

При этом соотношение размеров наибольшего и наименьшего зерен в классе крупности не должно превышать их «коэффициента удельной равнопритягиваемости». Допустимая разница между верхним и нижним пределами крупности обогащаемого материала возрастает с уменьшением неоднородности поля.

При магнитном обогащении сильно магнитных руд и материалов, кроме магнитной восприимчивости частиц, важную роль играют их коэрцитивная сила, остаточная индукция, размагничивающий фактор. От их значений зависит как образование флокул в поле сепаратора или намагничивающего аппарата, так и степень их сохранения после удаления из поля.

Образование флокул из магнитных частиц при прохождении через рабочую зону сепаратора способствует получению более бедных по содержанию извлекаемых минералов хвостов, особенно при мокром обогащении. Это объясняется тем, что магнитная восприимчивость флокул вследствие меньшего коэффициента размагничивания выше, а сопротивление водной среды их движению ниже, чем отдельной частицы.

На качество же магнитного концентрата образование магнитных флокул сказывается отрицательно, так как в последние захватываются и немагнитные частицы. Образование флокул затрудняет также отделение свободных магнитных зерен от их сростков с немагнитными минералами.

Классификация и общая характеристика магнитных сепараторов

Все магнитные сепараторы состоят из следующих основных узлов: магнитной или электромагнитной системы; питателя для подачи материала в рабочую зону сепаратора; рабочего органа (барабана, диска, валка и др.) для извлечения магнитного продукта и удаления его из рабочей зоны, кожуха или ванны с отделениями для магнитного и немагнитного продуктов. Барабаны, ванны и некоторые другие детали магнитных сепараторов должны быть немагнитными и обладать достаточной механической прочностью и износостойкостью. Конструкции отдельных узлов и режим работы различных типов сепараторов характеризуются большим разнообразием.

В зависимости от *назначения* сепаратора и *напряженности* магнитного поля все магнитные сепараторы подразделяются на сепараторы со слабым и сильным магнитными полями.

В сепараторах со *слабым* полем напряженностью от 70 до 120 кА/м и силой от $3 \cdot 10^5$ до $6 \cdot 10^5$ кА²/м³ большое распространение получили магнитные системы из постоянных магнитов. Основным типом рабочего органа для извлечения и транспортирования магнитного продукта из зоны действия магнитной силы (из рабочей зоны) является барабан. Барабанные сепараторы являются основными при обогащении сильномагнитных железных руд. Другие типы магнитных сепараторов со слабым магнитным полем (шкивные, ленточные и др.) в промышленности практически не применяются.

В сепараторах с *сильным* полем — валковых и дисковых — поле напряженностью от 800 до 1600 кА/м и силой от $3 \cdot 10^7$ до $1210 \cdot 10^7$ кА²/м³ создается электромагнитными системами, в высокоградиентных сепараторах — полиградиентной средой. По сравнению с сепараторами со слабым магнитным полем они характеризуются более сложной конструкцией, высокой стоимостью, более громоздки и менее производительны. Сепараторы используют при обогащении слабо магнитных железных и марганцевых руд, при обезжелезнении каолиновых, тальковых, графитовых и других неметаллических полезных ископаемых, для доводки и разделения концентратов, получаемых при обогащении руд и россыпей цветных и редких металлов.

Увеличение напряженности магнитного поля на всех типах сепараторов приводит к увеличению магнитной силы и наиболее полному извлечению магнитных зерен, в том числе и с более низкой магнитной восприимчивостью. Однако чрезмерное увеличение напряженности поля может привести к ухудшению качества концентрата за счет извлечения в него большого количества сростков магнитных минералов с немагнитными.

Недостаточная величина напряженности поля является причиной потерь магнитных минералов с хвостами магнитной сепарации. Получение максимально возможных технологических показателей достигается различной величиной напряженности магнитного поля сепараторов в основных, контрольных и перечистных операциях. Она должна увеличиваться в каждой последующей основной или контрольной операции, чтобы обеспечить получение бедных хвостов, и наоборот уменьшаться в каждой последующей операции перечистки концентрата, чтобы обеспечить необходимое его качество.

В зависимости от характера среды разделения минералов магнитные сепараторы делятся на *сухие* — для обогащения полезных ископаемых в воздушной среде — и на *мокрые* — для обогащения в водной среде.

Сухой магнитной сепарации подвергается материал крупностью от 3 до 50—100 мм. При обогащении более мелкого материала наблюдается сильное пылеобразование, резкое ухудшение условий труда и эффективности обогащения вследствие неселективного слипания тонких частиц. Поэтому сухая магнитная сепарация тонкозернистого сильно магнитного материала является исключением, обусловленным наличием особых обстоятельств (например, острым недостатком воды), а слабомагнитного — трудностью создания интенсивного поля в большом объеме при использовании замкнутых магнитных систем.

Мокрой магнитной сепарации подвергается материал мельче 3—6 мм, отрицательной особенностью которой является более высокое сопротивление водной среды (по сравнению с воздушной) продвижению как магнитных частиц по направлению действия магнитной силы F_M , так и немагнитных в направлении действия механических сил. Особенно неблагоприятно это сказывается на разделении тонких частиц, в результате чего часть наиболее тонких частиц теряется с немагнитным продуктом.

При сухом обогащении с увеличением *скорости вращения* барабана вследствие возрастания частоты поля и центробежной силы наблюдается повышение качества магнитного продукта (концентрата). При мокром обогащении, наоборот, скорость вращения барабанов или валков должна быть ограничена, так как они, перемещаясь вместе с магнитными частицами, увлекают часть пульпы со взвешенными в ней тонкими немагнитными частицами, и с увеличением скорости их вращения загрязнение магнитного продукта возрастает.

Установлено, что при мокром магнитном обогащении магнетитовых руд на барабанных сепараторах в операциях выделения отвальных хвостов скорость вращения барабана должна составлять 1,2—1,4 м/с, а в операциях перечистки магнитного концентрата — 0,8—1,0 м/с.

Барабанные и валковые сепараторы могут быть с *верхней* и *нижней* подачей питания в рабочую зону. Дисковые сепараторы, предназначенные для сухой магнитной сепарации, работают с нижней подачей исходного материала; высокоградиентные — для мокрой магнитной сепарации — с верхней подачей питания в рабочую зону.

Мокрые барабанные сепараторы в зависимости от направления движения питания, продуктов обогащения и вращения барабана бывают *прямоточные*, *противоточные* и *полупро-тивоточные*.

Различные типы и исполнения сепараторов обозначают по ГОСТ 10512—78 следующим образом:

1-я буква: Э — электромагнитные; П — с постоянными магнитами;

2-я буква: Б — барабанные; Д — дисковые; В — валковые;

3-я буква: М — для мокрой сепарации; С — для сухой сепарации.

Последующие буквы: П — с противоточной ванной; ПП — с полу противоточной ванной; ПЦ — с противоточной циркуляционной ванной; ППЦ — с полупротивоточной циркуляционной ванной; Ц — работающий в центробежном режиме (с высокой скоростью вращения барабана); В — с верхней подачей питания в рабочую зону.

Цифра перед буквами — число рабочих органов, цифры после букв — диаметр (в числителе) и длина (в знаменателе). Например: 4ПБС-63/200 — четырехбарабанный с постоянными магнитами для сухого обогащения, диаметр барабана 63 см и длина 200 см.

Максимально допустимая производительность сепараторов определяется их извлекающей, транспортирующей и пропускной способностями, зависящими от параметров рабочей зоны (длины, высоты), а также широты питания (длины барабана, валка). Например, увеличение длины рабочей зоны с увеличением диаметра барабана или валка приводит к улучшению извлекающей способности сепаратора и увеличению его производительности. Увеличение пропускной способности до-

стигается увеличением длины барабана или валка и тем самым широты питания.

Уменьшение высоты рабочей зоны приводит к возрастанию напряженности магнитного поля и увеличению извлекающей, но снижению пропускной способности сепаратора и наоборот. Высота рабочей зоны определяется в процессе создания конструкции сепаратора и в установленных пределах может изменяться при его технологической наладке. В промышленных условиях производительность сепаратора определяется обычно опытным путем с учетом особенностей вещественного состава обогащаемого минерального сырья.

Лекция 7

Магнитная сепарация сильномагнитных руд и материалов

Общая характеристика процесса

Для извлечения сильно магнитных минералов из руд и материалов используют обычно барабанные сепараторы типа ПБС и ПБМ с низкой напряженностью магнитного поля, создаваемой неподвижно закрепленной внутри вращающегося барабана открытой магнитной системой. Сепараторы имеют рабочую зону большой длины и высоты и их можно применять для обогащения руды или материала крупностью до 100 мм при сухом и до 6 мм при мокром обогащении. Выбор крупности исходного питания магнитной сепарации определяется крупностью и характером вкрапленности извлекаемых минералов (при обогащении) или минералов породы (при предварительной концентрации минерального сырья), возможностями сепараторов для сухой и мокрой сепарации, необходимой глубиной обогащения и комплексностью использования сырья.

Сухая магнитная сепарация

Сухой магнитной сепарации подвергаются крупновкрапленные магнетитовые и другие сильномагнитные руды крупностью до 100 мм с целью предконцентрации их или получения готового концентрата, а также другие материалы (флюсы, шлаки и др.) и руды (например, слабомагнитные железные, алюминиевые и др.) с целью удаления из них сильномагнитных минералов.

Условием получения хороших технологических показателей обогащения сильно магнитных руд является применение предварительной их классификации, максимально сближающей верхний и нижний пределы крупности разделяемых минералов. Например, при обогащении магнетитовых руд крупностью $-50 +0$ или $-25 +0$ мм уже предварительное разделение их на классы $+6(8)$ и $-6(8)$ мм значительно улучшает результаты магнитного обогащения.

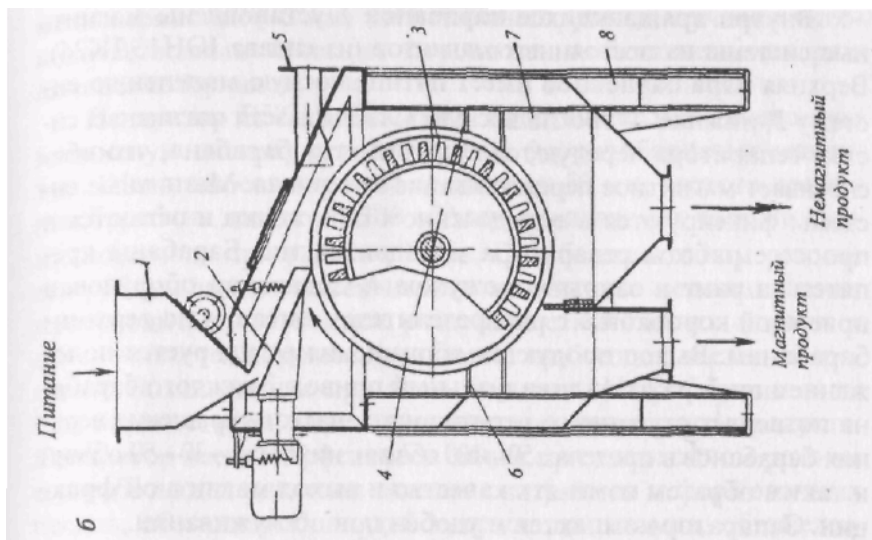
Мелкую руду перед сухим магнитным обогащением обычно подвергают обеспыливанию. Эффективность данной операции зависит от силы взаимного сцепления частиц, возрастающей с повышением влажности и уменьшением крупности материала. Поэтому допустимое содержание влаги, например, для плотной магнетитовой руды крупностью $-3 +0$ мм составляет 0,5—1 %, для руды -

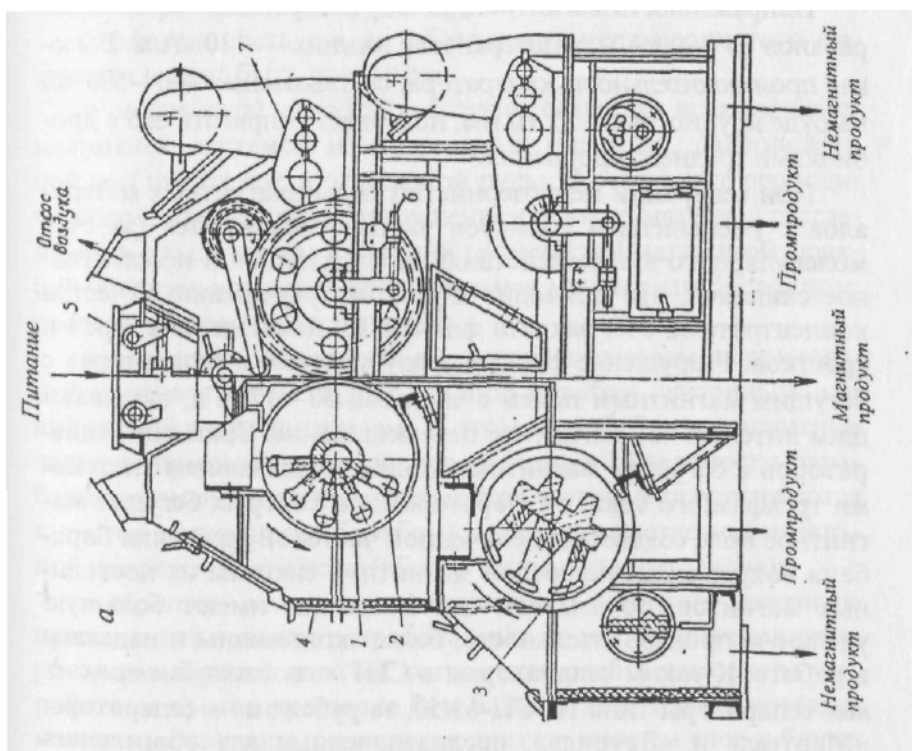
6 +0 мм — 1—1,5 %, для руды -12 +0 мм — 2—2,5 %, для руды -25 +0 мм — 3—5 %. Превышение допустимого содержания влаги делает операцию предварительного обеспыливания невозможной.

Используемые для сухой магнитной сепарации барабанные сепараторы могут быть одно-, двух-, трех- и четырехбарабанными. Преимуществом многобарабанных сепараторов является возможность осуществления нескольких операций магнитной сепарации в одном аппарате, что значительно упрощает компоновку оборудования.

Для сепарации крупнокусковых сильномагнитных (например, магнетитовых) руд предназначен четырехбарабанный сепаратор 4ПБС-63/200 с верхним питанием (рис. 7.4, а). На двух нижних барабанах производится контрольная сепарация немагнитной фракции, выделяемой на верхних барабанах, с получением отвальных хвостов. Магнитная фракция верхних барабанов является обычно концентратом, а нижних — пром-продуктом, поступающим на додраблывание с целью раскрытия сростков извлекаемых минералов с породой и последующее обогащение.

Рис. 7.4. Схемы сепараторов 4ПБС-63/200 (я) и ПБСЦ-63/50 (б)





Внутри вращающихся барабанов 1 установлены магнитные системы из постоянных магнитов (из сплава ЮН13ДК24). Верхняя пара барабанов имеет пятиполюсную магнитную систему 2, нижняя — трехполюсную 3. Полярности магнитных систем сепаратора чередуются по периметру барабана, что обеспечивает магнитное перемешивание материала. Магнитные системы фиксируются в определенном положении и остаются в процессе работы сепаратора неподвижными. Барабаны крепятся на раме и закрыты кожухом 4. Сепаратор оборудован приемной коробкой 5 с распределителем питания по верхним барабанам. Выход продуктов обогащения регулируется положением шибера 6. Индивидуальный привод 7 каждого барабана позволяет ступенчато регулировать частоту вращения верхних барабанов в пределах 50—100 об/мин, нижних — 30—50 об/мин и таким образом изменять качество и выход магнитной фракции. Сепаратор компактен и удобен при обслуживании.

Напряженность магнитного поля у поверхности верхних барабанов 80—90 кА/м, у поверхности нижних — 110 кА/м. Высокая производительность сепаратора, составляющая 400—500 т/ч на руде крупностью -50 +0 мм, позволяет сопрягать его с дробилками среднего дробления.

При сепарации мелкозернистых сильномагнитных материалов с уменьшением размеров частиц усиливаются (за счет молекулярного взаимодействия) их флокуляция и неселективное слипание, что приводит к резкому ухудшению

качества концентрата за счет захвата флокулами немагнитных зерен и сростков. Разрушение флокул предусмотрено в сепараторах с бегущим магнитным полем с частотой 50—120 Гц, вызывающим интенсивное магнитное перемешивание. Сравнение сепараторов с бегущим магнитным полем, создаваемым системами трехфазного тока, с сепараторами, в которых бегущее магнитное поле создается увеличенной частотой вращения барабана вокруг много полюсной магнитной системы из постоянных магнитов, показывает, что последние имеют большую удельную производительность, более экономичны и надежны в работе. К таким сепараторам в СНГ относятся *быстроходные* сепараторы типа ПБСЦ-63/50, за рубежом — сепараторы «Мартсел» и «Лаурила», предназначенные для обогащения

мелкозернистой (-3 мм) магнетитовой руды, получения высококачественных железных порошков и обезжелезнения различных материалов.

Сепаратор ПБСЦ-63/50 (рис. 7.4, б) имеет многополюсную магнитную систему с полюсами из ферритобариевых магнитов. Шаг полюсов системы составляет 50 мм, частота вращения барабана достигает 300 об/мин, создаваемая частота магнитного поля при этом — 90 Гц. При быстроходном режиме его работы за счет интенсивного магнитного перемешивания происходит почти полное разрушение магнитных флокул и обеспечивается хорошее разделение свободных частиц и сростков. Возникающие при этом большие центробежные силы благоприятствуют выделению чистого магнитного продукта. Сепаратор весьма эффективен также при тихоходном режиме его работы для удаления окалины из флюсов и формовочных песков, обогащения ванадий содержащих шламов, обезжелезнения слабомагнитных руд и т. д.

Эффективность сухого обогащения мелкозернистого материала может быть повышена:

- *«магнитной отсадкой»*, которая создается вращающейся магнитной системой из постоянных магнитов, расположенной под питателем обогащаемой руды. В результате периодического встряхивания с разрушением флокул материал расслаивается с выделением в верхний слой чистой магнитной фракции, которая удаляется вращающимся магнитным барабаном, расположенным над питателем;
- *магнитной сегрегацией* обогащаемого материала при нижней противоточной подаче его под барабан ленточным или виброкаскадным питателем. В этом случае более магнитные частицы притягиваются по мере

исхода к поверхности барабана и размещаются поверх сростков, которые притягиваются к чистой поверхности барабана ранее, на участке максимальной напряженности поля (вблизи минимального зазора);

- *обратной механической сегрегацией* исходного материала путем использования разработанных способов питания сепараторов с верхней подачей лотком или разбрасывающим устройством против вращения барабана. В этом случае крупные магнитные частицы, располагающиеся в нижнем слое и ближ к поверхности барабана, извлекаются более полно, а мелкие немагнитные частицы, расположенные в верхнем слое питания, легче удаляются.

Мокрая магнитная сепарация

Мокрой магнитной сепарации подвергаются тонковкрапленные сильно магнитные руды и другие материалы после их измельчения до необходимой степени раскрытия извлекаемых минералов.

В качестве основных аппаратов для обогащения тонкоизмельченных руд наибольшее распространение получили барабанные сепараторы типа ПБМ со слабым магнитным полем, нижним питанием, с прямоточной, противоточной и полупротивоточной ваннами.

Наиболее распространенные сепараторы ПБМ-90/250 (рис. 7.5) состоят из барабана 1 покрытого резиной, ванны 4, коллектора 3 для смывной воды, загрузочного устройства 5 и приемных устройств для продуктов обогащения.

Внутри барабана на неподвижной оси расположены его привод и шестиполюсная магнитная система 2.

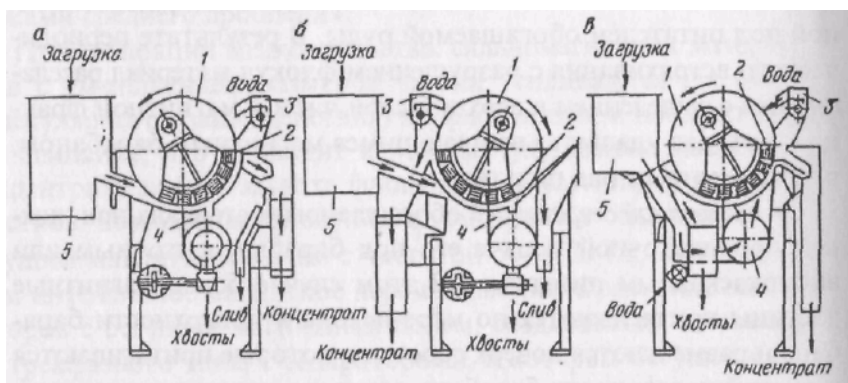


Рис. 7.5. Схема сепаратора ПМБ-90/250 с прямоточной (а), противоточной (б) и полу противоточной (в) ванной

Пульпа равномерным слоем подается под вращающийся барабан и перемещается через рабочую зону по криволинейной траектории. Магнитные минералы в зоне действия магнитной системы притягиваются к барабану, выносятся в концентратное отделение ванны и смываются с него водой. Нематнитные минералы, пройдя через рабочую зону, разгружаются в хвостовом отделении ванны. Вывод продуктов обогащения из сепаратора осуществляется через выпускные отверстия с насадками, диаметр которых выбирается в соответствии с крупностью питания и производительностью сепаратора. Направление движения продуктов в зависимости от типа ванны показано на рис. 7.3 и 7.5. Напряженность магнитного поля на поверхности барабана сепараторов составляет 90—100 кА/м. Максимальная крупность перерабатываемого материала для прямоточных сепараторов не превышает 6 мм, противоточных — 2 мм, полупротивоточных — 0,3 мм. Производительность определяется характером сырья, крупностью материала, типом ванны и изменяется от 200 до 40 т/ч. Прямоточные сепараторы рекомендуется применять при большом выходе хвостов (более 50 %) и необходимости перечистки магнитного продукта. При высоком содержании магнитной фракции в питании и небольшом выходе хвостов (менее 30 %) лучшие технологические показатели обогащения обеспечивает применение противоточных и полупротивоточных сепараторов. Однако во всех случаях прямоточные сепараторы являются наиболее надежными в работе и наименее энергоемкими. Полупротивоточные сепараторы по энергоемкости занимают промежуточное положение, но являются наименее надежными в работе. Уменьшение производительности и скорости вращения барабана ниже определенного предела, повышение плотности и крупности питания могут вызвать забивку ванны данного сепаратора. С увеличением *содержания твердого* в пульпе производительность сепараторов увеличивается, однако качество продуктов обогащения ухудшается. Разжижение пульпы повышает, как правило, качество магнитной фракции, но одновременно возрастают потери магнитных минералов с хвостами из-за увеличения объема пульпы и скорости прохождения ее через рабочую зону сепаратора. Оптимальное содержание твердого в питании сепараторов в основных и контрольных операциях составляет около 40 %, в перечистных — около 30 %. Для регенерации

ферромагнитных утяжелителей при гравитационном обогащении руд и углей, магнитного обогащения магнетитовых и частично окисленных железных руд, обезжелезнения различных материалов используется обычно электромагнитный сепаратор ЭБМ-90/100 (217-СЭ) с прямоточной (217-СЭ), противоточной (217П-СЭ) и полупротивоточной (217ПП-СЭ) ваннами.

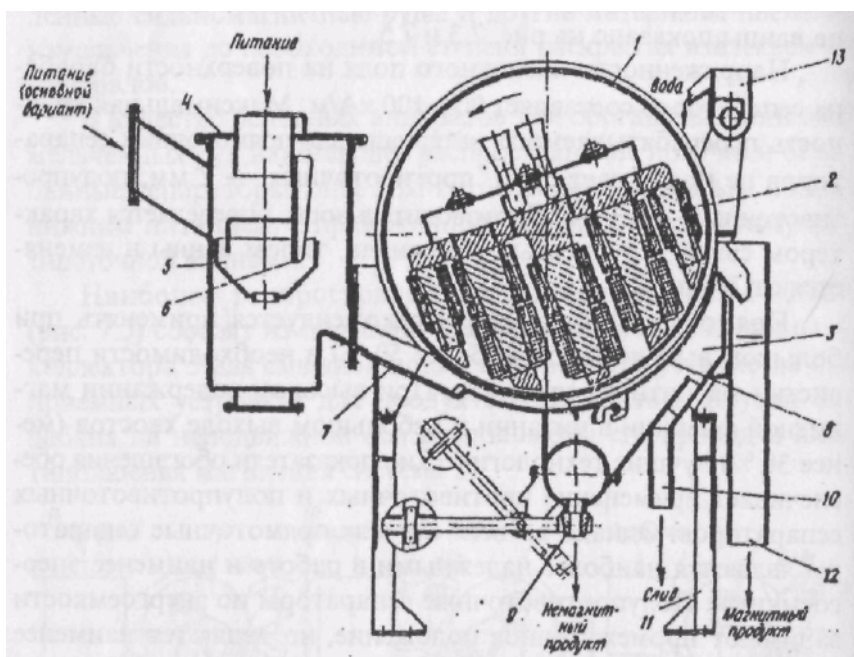


Рис. 7.6. Электромагнитный барабанный сепаратор 217-СЭ (с прямоточной ванной);

1 — барабан; 2 — электромагнитная система; 3 — ванна; 4 и 12 — соответственно загрузочная и разгрузочная коробки; 5 — распределительная коробка; 6 — успокоитель; 7 — питающий лоток; 8 — концентратный лоток; 9 — хвостовые насадки; 10 — сливной патрубок; 11—рама; 13 — брызгало

Сепаратор (рис. 7.6) имеет секторную электромагнитную систему, полюса которой чередуются не вдоль оси барабана, а по его периметру, что обеспечивает перемешивание магнитного продукта и способствует повышению его качества.

Барабан заполнен трансформаторным маслом для охлаждения обмотки возбуждения и получения магнитного поля повышенной напряженности (160 кА/м).

По принципу работы сепараторы ЭБМ аналогичны сепараторам ПБМ (см. рис. 7.5). Производительность сепаратора при регенерации утяжелителей составляет до 50 т/ч, при обогащении полуокисленных руд — до 10 т/ч.

При мокрой магнитной сепарации сильно магнитных (например, магнетитовых) руд и регенерации ферромагнитных суспензий широко применяют

намагничивание исходного питания сепараторов в намагничивающих аппаратах для образования флокул сильно магнитных частиц, чтобы устранить отрицательное влияние сопротивления водной среды их движению к рабочему органу в зоне притяжения. Величина действующих на крупные флокулы магнитных сил во много раз превышает величину противодействующих механических сил, в результате чего извлечение тонких сильно магнитных частиц в магнитный продукт повышается. Намагничивающий аппарат устанавливают на трубопроводе исходного питания. Он представляет собой трубу, по наружной или внутренней поверхности которой устанавливают систему из постоянных магнитов с напряженностью поля 32—40 кА/м.

При совмещении операций намагничивания и обесшламливания или обезвоживания тонкоизмельченных руд и продуктов обогащения используют магнитные дешламаторы (гидросепараторы) или конуса, представляющие собой чан или конус, в питающую коробку которых вмонтирована магнитная система. Образующиеся флокулы сильномагнитных частиц, например магнетита, осаждаются в дешламаторе или конусе быстрее немагнитных частиц породы, удаление которых в слив (особенно тонких частиц) вместе с избыточным количеством воды улучшает результаты последующего обогащения.

Образующиеся в рабочей зоне сепаратора или в намагничивающем аппарате флокулы магнитных частиц по выходе из магнитного поля сохраняются, хотя их размеры могут несколько уменьшиться. Если их не разрушить, то при последующей классификации (например, в цикле доизмельчения магнитного продукта) они попадают в пески, нарушая нормальный ход процесса классификации, а при фильтровании затрудняют отделение воды и получение хорошо обезвоженного кека. Поэтому в схемах мокрого магнитного обогащения тонко-вкрапленных магнетитовых руд для разрушения магнитных флокул перед классификацией продуктов измельчения или фильтрованием тонкого концентрата применяют операцию размагничивания. Размагничивающий аппарат, устанавливаемый на трубопроводе, представляет собой трубу с рядом цилиндрических катушек, питаемых переменным током промышленной частоты таким образом, чтобы амплитуда напряженности поля убывала в направлении перемещения продукта от некоторого максимального значения до нуля с градиентом, не превышающим

34 кА/м².

Лекция 8

Магнитная сепарация слабомагнитных руд и материалов

Общая характеристика процесса

Для извлечения слабомагнитных минералов из руд и материалов используют обычно электромагнитные валковые (реже дисковые) и высокоградиентные сепараторы с высокой напряженностью магнитного поля.

В связи с трудностью создания в замкнутой магнитной системе интенсивного поля в большом объеме валковые и дисковые сепараторы имеют рабочую зону сравнительно малой длины и высоты. Поэтому крупность обогащаемого на таких сепараторах материала обычно не превышает 5—6 мм. В сепараторах для сухого обогащения используются профили рабочих зон г — е (см. рис. 7.2), из них профиль г — в сепараторах с верхним питанием, применяемых для удаления слабомагнитных примесей при сравнительно невысоком их содержании в обогащаемом материале. Профиль ж является эффективным при сухом и мокром магнитном обогащении руд и материалов со средним и высоким содержанием магнитной фракции. Максимальная крупность зерен в питании высокоградиентных сепараторов не превышает 0,3 мм.

Использование замкнутых магнитных систем и полиградиентных сред всегда связано с опасностью забивания рабочей зоны сепаратора¹ флоккулами частиц сильномагнитных минералов. Поэтому предварительное извлечение таких частиц на магнитных сепараторах с низкой напряженностью поля является обязательной операцией перед извлечением слабомагнитных минералов на магнитных сепараторах с высокой напряженностью поля.

1.6.7.1. Сухая магнитная сепарация

Для сухой магнитной сепарации применяют валковые и дисковые (реже) сепараторы. Предварительное грохочение мелкой руды или материала на узкие классы крупности для повышения технологических показателей работы магнитных сепараторов малоэффективно, сравнительно дорого и применяется лишь в отдельных случаях. Например, при доводке концентратов, получаемых при обогащении руд редких металлов.

В результате проявления молекулярных сил тонкие частицы магнитных и немагнитных минералов при сухой магнитной сепарации слипаются, образуя агрегаты. Такие агрегаты притягиваются к рабочим органам сепараторов и извлекаются в магнитный продукт, загрязняя его, если их суммарная удельная магнитная восприимчивость достаточна для притяжения всего агрегата; в ином случае эти агрегаты попадают в немагнитный продукт, приводя к потерям извлекаемого компонента. Для улучшения показателей в таких случаях применяют диспергирующие добавки или предварительное обеспыливание материала, которое протекает достаточно успешно только на сухом материале. Поэтому при магнитном обогащении грубых гравитационных концентратов редких металлов их предварительно подсушивают до содержания влаги менее 1 %.

Валковые сепараторы (4ЭВС-36/100, 2ЭВС-36/100 и др.) могут иметь несколько рабочих органов. При параллельной их работе увеличивается общая производительность сепаратора; при последовательной — осуществляется перечистка магнитного или контрольная сепарация немагнитного продукта, что позволяет повысить эффективность сепарации за счет более четкого разделения продуктов и упростить компоновку оборудования.

Сепаратор *4ЭВС-36/100 (рис. 7.7, а)*, предназначенный для сухого магнитного обогащения редкометалльных и других слабомагнитных руд, состоит из четырех валков 1 с индивидуальным приводом, верхней и нижней независимых электромагнитных систем, каждая из которых включает два сердечника 4 с катушками возбуждения 3 и четыре полюсных наконечника 2. Он оборудован питателем 5 с шиберами для регулировки производительности (до 8 т/ч) и

приемными двухсекционными ваннами 6 для магнитной и немагнитной фракций

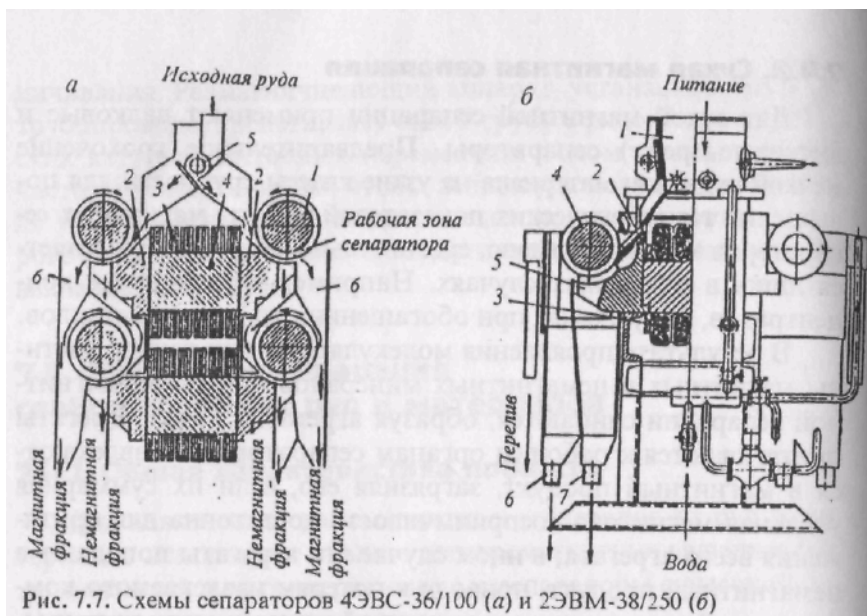


Рис. 7.7. Схемы сепараторов 4ЭВС-36/100 (а) и 2ЭВМ-38/250 (б)

Исходный материал из питателя распределяется по лот-кам в рабочие зоны верхнего каскада сепаратора. Магнитные 1 частицы притягиваются к зубьям валков и выносятся в секции для магнитной фракции. Немагнитная фракция под действием собственной массы проходит через щели в полюсных наконечниках верхнего каскада и поступает на контрольную сепарацию, осуществляемую в рабочих зонах нижнего каскада сепаратора. Магнитные фракции обоих каскадов объединяются. Независимость электромагнитных систем верхних и нижних валков позволяет осуществлять отдельную регулировку напряженности магнитного поля (до 1350 кА/м) на операциях основной (два верхних валка) и контрольной (два нижних валка) магнитной сепарации, изменяя тем самым качество продуктов обогащения.

Для доводки различных концентратов и обезжелезирования продуктов используется электромагнитный дисковый сепаратор 2ЭДС-60/40 производительностью до 1,3 г/ч, имеющий две самостоятельные электромагнитные системы. Одна из них — со слабым магнитным полем — встроена в барабанный питатель, предназначенный для отделения немагнитных примесей (магнетита и др.); другая — с сильным полем (схема изображена на рис. 7.1, в) — используется для извлечения слабомагнитных минералов. После отделения сильномагнитных минералов материал поступает на вибрационный лоток под вращающиеся диски (39 об/мин), у заостренных выступов которых создается сильное неоднородное магнитное поле, вызывающее

притяжение к ним магнитных частиц. При выходе участка диска из зоны действия магнитных сил прилипшие частицы разгружаются в приемники для магнитного продукта, расположенные сбоку от вибрлотка.

Мокрая магнитная сепарация

Мокрая магнитная сепарация марганцевых и других слабомагнитных руд в сильных полях получила широкое распространение. В настоящее время она осуществляется в основном на двух- или четырехвалковых сепараторах (типа ЭВМ) различной конструкции, работающих в режиме извлечения (с нижней подачей питания) с производительностью 16—22 т/ч.

На рис. 7.7, б показана схема двухвалкового электромагнитного сепаратора 2ЭВМ-38/250 с параллельно работающими валками 4, расположенными на одном уровне по обеим сторонам магнитной системы О-образной формы, включающей в себя оба валка 4, два сердечника с полюсными наконечниками 5 и обмотки возбуждения,

Исходный продукт, измельченный до -5 мм или тоньше и плотностью 70—80 % твердого, из загрузочного устройства 1 по лотку 2 вместе с водой подается в зазор между валком 4 и полюсным наконечником 5 магнитной системы. Магнитные частицы притягиваются к поверхности вращающихся валков и затем смываются водой в приемник б для магнитного продукта. Немагнитные частицы под действием сил тяжести через щелевидные зазоры в полюсных наконечниках разгружаются в приемник 7 для немагнитного продукта. При работе сепаратора ванна заполняется пульпой, избыток которой уходит через сливной порог. Свежая вода подается в концентратное и хвостовое отделения ванны, брызгала лотков питателя и для смыва валков. Мокрое обогащение тонкоизмельченных слабомагнитных РУД на валковых сепараторах недостаточно эффективно, что объясняется значительной турбулентностью потока пульпы в рабочей зоне и большим гидравлическим сопротивлением водной среды движению тонких частиц.

При мокрой магнитной сепарации слабо магнитных руд (в отличие от сильно магнитных) магнитной флокуляции не наблюдается, и тонкие магнитные частицы оказываются под воздействием соизмеримых по величине магнитных и противодействующих механических сил, что приводит к значительным потерям

тонких частиц слабомагнитных минералов с немагнитным продуктом.

Минимальная крупность магнитных частиц, извлекаемых в магнитный продукт, тем меньше, чем больше их удельная магнитная восприимчивость χ магнитная сила $\mu H \text{ grad } H$, длина зоны притяжения l и меньше высота h данной зоны.

Перспективными для мокрого магнитного обогащения тонко измельченных слабомагнитных руд являются новые конструкции высокоградиентных (полиградиентных) сепараторов. Они позволяют существенно уменьшить турбулентность, создаваемую в потоке пульпы рабочим органом сепаратора, обеспечивают минимальный путь движения магнитных частиц к рабочему органу, облегчая тем самым извлечение тонких частиц, подвижность которых относительно пульпы мала.

К основным типам высокоградиентных сепараторов относятся валковые, барабанные и роторные.

Электромагнитный *валковый высокоградиентный* сепаратор 4ЭВМФ-45/250 (рис. 7.8, а) имеет электромагнитную систему 1, аналогичную системе в сепараторе 2ЭВМ-38/250 (см. рис. 7.7, б). На валках 2 (сплошных цилиндрах из низколегированной стали) установлена решетка 3 из продольных прутьев, зазоры между которыми являются рабочей зоной сепаратора. Исходная пульпа подается в рабочую зону питателем 4 через щели верхних полюсных наконечников. Магнитные частицы, проходя через решетку, закрепляются на стержнях, выносятся вращающимися валками из рабочей зоны и смываются водой из брызгал в отсек ванны для магнитного продукта 5. Немагнитный продукт поступает на нижние валки и после второго приема магнитной сепарации разгружается через отсек ванны 6. Магнитные продукты обоих приемов сепарации объединяются.

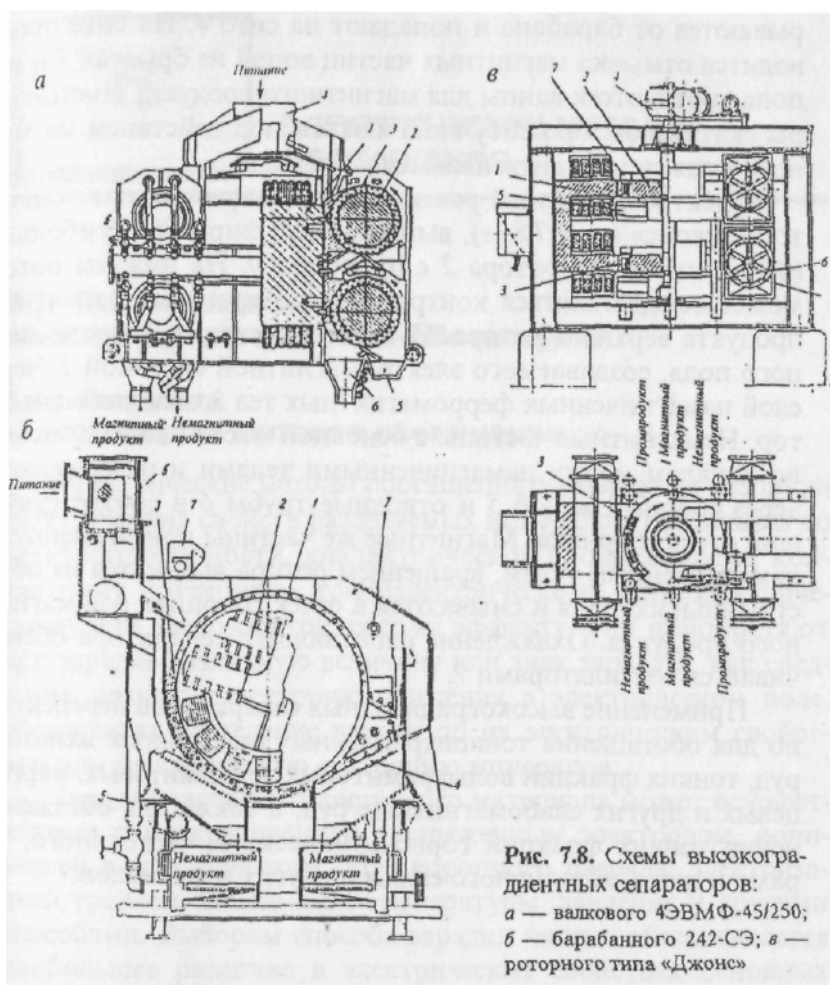


Рис. 7.8. Схемы высокоградиентных сепараторов:
 а — валкового 4ЭВМФ-45/250;
 б — барабанного 242-СЭ; в — роторного типа «Джонс»

В электромагнитном *барабанном высокоградиентном* сепараторе 242-СЭ (рис. 7.8, б) пульпа подается питателем б на слой ферромагнитных тел — шаров 3, удерживаемых на барабане / полем комбинированной системы 2. Немагнитные частицы, профильтровавшиеся через слой шаров, разгружаются в отсек ванны 5 для немагнитного продукта. Магнитные частицы, удерживаемые магнитной силой в каналах между намагниченными шарами, транспортируются барабаном в область, ослабленную магнитного поля, где вместе с шарами отрываются от барабана и попадают на сито 4. На сите производится отмывка магнитных частиц водой из брызгал 7 и они попадают в отсек ванны для магнитного продукта. Чистые шары скатываются по сити вниз и затем под действием магнитного поля снова притягиваются к барабану.

Электромагнитный *роторный высокоградиентный* сепаратор «Джонс» (рис. 7.8, в), выпускаемый фирмой «Гумбольдт» (ФРГ), имеет два ротора 2 с приводом 4. На нижнем роторе может осуществляться контрольная сепарация немагнитного продукта верхнего ротора. Пульпа протекает в области сильного поля, создаваемого электромагнитной системой 7, через слой намагниченных

ферромагнитных тел 3, заполняющих ротор. Немагнитные частицы с основной массой воды проходят по каналам между намагниченными телами и разгружаются через сборный желоб 5 и отводные трубы 6 в соответствующий отсек сборника. Магнитные же частицы притягиваются к намагниченным телам, вращением ротора выносятся из области сильного поля и смываются в отсек сборника для магнитного продукта. Охлаждение работающего сепаратора обеспечивается вентиляторами 7.

Применение высокоградиентных сепараторов перспективно для обогащения тонко вкрапленных окисленных железных* руд, тонких фракций вольфрамитовых, ильменитовых, марганцевых и других слабомагнитных руд, а также для обезжелезнения тонких фракций горно-химического, стекольного, керамического, абразивного сырья и других материалов.

ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

1.7.1. Физические основы электрических методов обогащения

Сущность электрических методов обогащения

Электрические методы обогащения основаны на различии электрических свойств разделяемых минералов. Различаясь по электропроводности, диэлектрической проницаемости, контактному потенциалу, трибоэлектрическому, пироэлектрическому или пьезоэлектрическому эффекту, они приобретают при зарядке различную величину или знак заряда и, как следствие, разную траекторию движения в электрическом поле, обеспечивая разделение частиц по их электрическим свойствам или электрическую сепарацию минералов.

Зарядка частиц сепарируемого материала может осуществляться контактированием с заряженным электродом, ионизацией в электрическом поле коронного разряда, электризацией трением, изменением температуры, давления и другими способами. Выбором способа зарядки частиц обеспечивается наибольшее различие в электрических свойствах основных разделяемых минералов и тем самым максимальная эффективность электрической сепарации.

На каждую заряженную минеральную частицу при сепарации в электрическом поле действуют:

- *электрическая кулоновская сила F_3* , обусловленная притяжением частицы к противоположно заряженному электроду и отталкиванием ее от одноименно заряженного как в однородном, так и в неоднородном поле. Влияние F_3 на траекторию движения частиц практически нивелируется только в поле переменной полярности из-за механической инерции частиц;
- *сила зеркального отображения F_3* , обусловленная взаимодействием остаточного заряда частицы и вызванного этим зарядом на поверхности электрода равного по величине индуктивного заряда. Сила направлена к электроду. По абсолютной величине она значительно меньше F_3 и ее действие заметно лишь вблизи электрода или при соприкосновении с ним;

- *пондеромоторная сила $F_{п}$* , обусловленная разницей между значениями диэлектрической проницаемости частицы $\epsilon_ч$ и среды $\epsilon_с$, в которой осуществляется сепарация. Она стремится вытолкнуть частицу в более слабые участки поля, если $\epsilon_ч < \epsilon_с$,

и наоборот втянуть при $\epsilon_ч > \epsilon_с$. Сила проявляется только в неоднородном поле, в том числе, в отличие от F_3 , и в полях переменной полярности. Она весьма мала в воздушной среде по сравнению с F_3 и достигает больших значений в жидкостях с высокой диэлектрической проницаемостью;

- *механические силы*, основными из которых являются сила гравитационного притяжения F_r , центробежная сила F_n , силы сопротивления среды F_c .

Силы молекулярного сцепления частиц между собой и с электродами, сила трения между частицами и электродом для частиц крупнее 0,1 мм, а также инерционные силы, действующие на завершающем этапе сепарации, сравнительно малы и обычно не учитываются.

Разделение различно заряженных частиц происходит в результате воздействия на них электрических и механических сил в рабочей зоне сепаратора.

Соотношение сил и эффективность разделения при этом будут зависеть от различия электрических свойств разделяемых минералов, изменения напряженности электрического поля во времени (постоянное или переменное) и пространстве (однородное или переменное), наличия движущихся носителей заряда (ионов, электронов), вида среды разделения (газ или жидкость) и

характера движения материала в рабочем пространстве электрических сепараторов.

В сепараторах с криволинейным транспортирующим электродом барабанного типа (рис. 8.1, а) процесс разделения минералов происходит в воздушной среде.

Неоднородное электростатическое или электрическое поле постоянной полярности напряженностью до 10 кВ/см создается между барабаном и отстоящим от него на некотором расстоянии вторым электродом или системой электродов. Электрическая сила F_e будет прижимать к барабану частицы, имеющие знак заряда, противоположный знаку полярности барабана, и отталкивать от него одноименно заряженные частицы. Сила зеркального отображения F_i направлена к центру барабана, удерживая частицы на его поверхности. Центробежная сила F_c наоборот, стремится оторвать частицы от поверхности.

Гравитационная сила F_g действует вертикально вниз, ее составляющие зависят от угла поворота барабана. Пондеромоторная сила F_a направлена от центра барабана, поскольку диэлектрическая проницаемость минералов больше, чем воздуха, и концентрация силовых линий поля повышается в направлении ко второму электроду. Однако сила F_a , как и сила сопротивления воздушной среды F_w для зернистых частиц в рабочей зоне сепаратора, относительно невелика и их можно не учитывать.

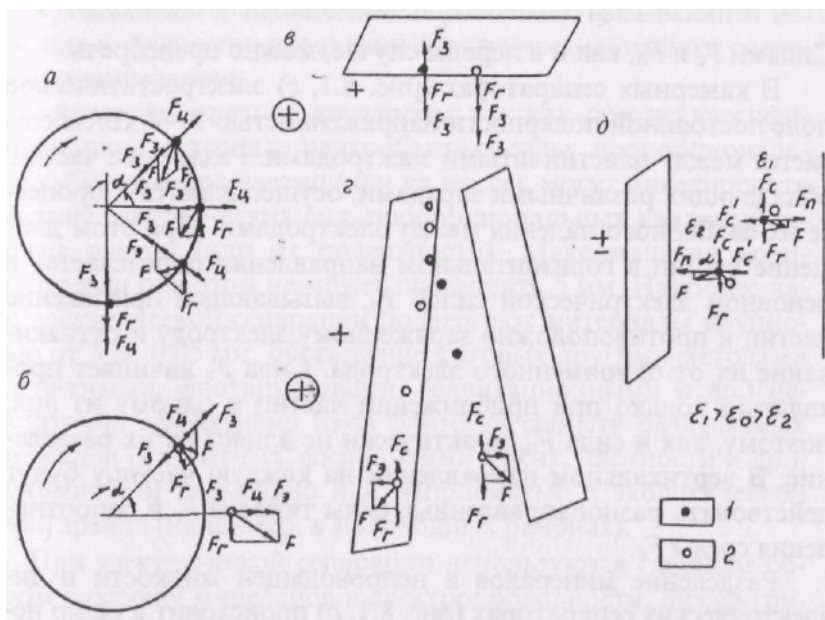


Рис. 8.1. Векторные диаграммы сил, действующих на частицы в сепараторах:

а, б — барабанном электростатическом; е — плоскостном электростатическом; г — камерном электростатическом; д — диэлектрическом; 1 — положительно заряженная частица; 2 — отрицательно заряженная частица

Результирующая сила F , определяющая траекторию движения частиц в электрическом поле сепаратора, является векторной суммой основных взаимодействующих сил:

$$\vec{F} = \mp \vec{F}_3 + \vec{F}_3 - \vec{F}_g \pm \vec{F}_r.$$

В сепараторах с плоским транспортирующим электродом (рис. 8.1, е) между ним и расположенным сверху вторым электродом или системой электродов создается электрическое или электростатическое поле напряженностью 2—4 кВ/см. Результирующая сила F , определяющая траекторию разделяемых частиц, складывается из электрической силы F_3 , силы зеркального отображения F_3 и гравитационной силы F_r , вызывающих движение частиц по плоскости и существенно влияющих на разделение минералов, резко различающихся по форме:

$$\vec{F} = \mp \vec{F}_3 + \vec{F}_3 + \vec{F}_r.$$

Силами F_c и F_n , как и в первом случае, можно пренебречь.

В камерных сепараторах (рис. 8.1, г) электростатическое поле постоянной полярности напряженностью 2—4 кВ/см создается между пластинчатыми электродами. Разделение частиц, обладающих различными зарядами, осуществляется в процессе их свободного падения между электродами. При этом движение частиц в горизонтальном направлении определяется в основном электрической силой F_3 , вызывающей притяжение частиц к противоположно заряженному электроду и отталкивание их от одноименного электрода. Сила F_3 начинает проявляться только при приближении частиц к одному из них, поэтому, как и сила F_n , практически не влияет на их разделение. В вертикальном направлении на каждую частицу будут действовать разнонаправленные силы тяжести F_t и сопротивления среды F_c .

Разделение минералов в непроводящей жидкости в диэлектрических сепараторах (рис. 8.1, д) происходит в резко неоднородном электрическом поле переменной полярности напряженностью до 5 кВ/см. Определяющей процесс силой в этих условиях является пондеромоторная сила F_n . Под ее действием частицы с

диэлектрической проницаемостью ϵ_2 , большей ϵ_c , втягиваются в область поля наибольшей напряженности у электрода с малым радиусом кривизны, тогда как частицы с ϵ_2 , меньшей ϵ_c , выталкиваются из этой области. Из механических сил влияют на разделение частиц силы тяжести F_T и сопротивления среды как в вертикальном F_C так и горизонтальном F'_C направлении.

1.7.2. Методы улучшения селективности электрической сепарации

Селективность разделения заряженных частиц при электрической сепарации в воздушной среде улучшается:

- *подсушкой* материала до состояния сыпучести, чтобы предотвратить слипание частиц;
- *обеспыливанием*, предотвращающим обволакивание пылевидными частицами более крупных;
- *реагентной и термической обработкой*, вызывающей изменение в нужном направлении электрических свойств разделяемых минералов;
- *классификацией по крупности*, так как при неклассифицированном материале центробежные силы, пропорциональные кубу диаметра частиц (или их массе), могут нивелировать действие электрических сил, пропорциональных квадрату диаметра частиц (или их поверхности). Максимальная крупность зерен при этом не может превышать 5 мм. Наиболее часто электрической сепарации подвергают материалы крупностью от 3 до 0,05 мм, обогащение которых другими методами (магнитными, флотационными, гравитационными и др.) недостаточно эффективно из-за близости свойств разделяемых минералов (магнитных, физико-химических, плотности и др.), экономически невыгодно или неприемлемо с экологической точки зрения (например, в маловодных районах).

При электрической сепарации используются главным образом различия минералов в электропроводности, диэлектрической проницаемости, электризации трением и при изменении температуры. Сепарация на основе пьезо- и фотоэлектрического эффекта, униполярной проводимости и других электрических свойств не нашла пока практической реализации.

1.7.3. Электрические сепараторы и принципы их работы

Разделение минералов по электропроводности производится в воздушной среде в неоднородном электрическом поле постоянной полярности в электростатических, коронно-электрических и коронно-электростатических сепараторах преимущественно барабанного типа.

При электрической сепарации в *электростатических* сепараторах (рис. 8.2, а) исходный материал из бункера 1 подается на заряженный вращающийся барабан 2. При контакте с ним частицы минералов-проводников сразу же приобретают одноименный заряд, отталкиваются от него под действием кулоновских сил и, двигаясь по криволинейной траектории, попадают в приемник 6. Частицы непроводящих минералов, наоборот, прилипают под действием сил зеркального отображения к поверхности барабана и счищаются с него щеткой 3 в приемник 4. Частицы промежуточной электропроводности и сростки минералов-проводников с непроводящими минералами падают по траектории, определяемой в основном механическими силами, и попадают в приемник 5. Качество продуктов регулируют положением шибера 8. Для увеличения отклонения частиц минералов-проводников и улучшения селективности сепарации параллельно барабану устанавливается отклоняющий электрод 7 противоположной полярности. Повышению эффективности разделения способствует также классификация материала на узкие классы крупности и увеличение различия в электропроводности разделяемых минералов в процессе подготовки материала к электрической сепарации.

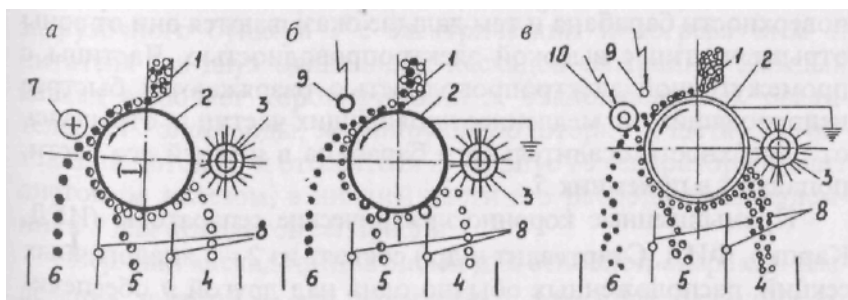


Рис. 8.2. Схемы электростатического (а), коронно-электрического (б) и коронно-электростатического (в) сепараторов

При электрической сепарации в *коронно-электрических* сепараторах (рис. 8.2, б) материал из бункера 1 поступает на вращающийся металлический заземленный барабан — осадительный электрод 2 — и транспортируется им в зону действия коронирующего электрода 9, установленного параллельно образующей осадительного электрода. Коронирующий электрод представляет собой устройство из туго натянутых нихромовых проволок толщиной 0,25—0,40 мм, тонкостенных трубок с врезанными в них лезвиями толщиной 0,1 мм или систему игл, направленных остриями в сторону осадительного электрода. Под действием высокого напряжения (до 50 кВ), подаваемого на коронирующий электрод, вокруг него образуется (за счет частичного пробоя) поле коронного разряда, вызывающее ионизацию молекул воздуха. Образующиеся ионы, имеющие одинаковую полярность с коронирующим электродом, движутся под влиянием электрического поля к осадительному электроду, сталкиваются с минеральными частицами и заряжают их. Если частица является проводником, то она легко передает почти весь свой заряд осадительному электроду и центробежной силой сразу же сбрасывается с него в приемник 6. Заряженные в поле коронного разряда частицы непроводящих минералов, наоборот, очень медленно разряжаются на осадительном электроде и, сохраняя значительный заряд, удерживаются на нем силами зеркального отображения, выносятся при вращении барабана из зоны действия коронирующего электрода и счищаются щеткой 3 в приемник 4. Чем меньше электропроводность частиц и выше контактное сопротивление между ними и осадительным электродом, тем больше величина остаточного заряда, сила притяжения их к поверхности барабана и тем дальше оказываются они от зоны отрыва частиц с высокой электропроводностью. Частицы с промежуточной электропроводностью разряжаются быстрее непроводящих, но медленнее проводящих частиц и, отрываясь от поверхности осадительного барабана в нижней его части, попадают в приемник 5.

Промышленные коронно-электрические сепараторы (ИГД, Карпко, ФИА, Стартевант и др.) состоят из 2—4 аналогичных секций, расположенных обычно одна над другой и обеспечивающих тем самым возможность перечистки продуктов сепарации.

Коронно-электростатические сепараторы (рис. 8.2, в) отличаются от коронно-электрических (см. рис. 8.2, б) наличием дополнительного цилиндрического отклоняющего электрода β_0 , имеющего одинаковый с коронирующим электродом

9 потенциал, что приводит к созданию параллельно с полем коронного разряда неравномерного электростатического поля высокой напряженности.

Если частица обладает достаточно хорошей электропроводностью, то электрическая сила статического поля будет влиять на увеличение скорости стекания остаточного заряда и более быстрый отрыв частицы от поверхности осадительного электрода. Большему отклонению ее от барабана будет способствовать пондеромоторная сила, возникающая в неравномерном электростатическом поле и действующая в направлении отклоняющего электрода. В случае плохой электропроводности частицы стекание остаточного заряда с нее будет проходить очень медленно и электростатическое поле будет прижимать частицу к осадительному электроду.

Таким образом, содействуя разделению проводящих и непроводящих частиц, электростатическое поле может существенно повысить эффективность электрической сепарации. Поэтому коронно-электростатические сепараторы получили наиболее широкое распространение в практике обогащения полезных ископаемых.

К барабанным коронно-электростатическим сепараторам относятся ЭКС-1250, ЭКС-3000, СЭС-2000, СЭС-1000; к пластинчатым— сепаратор ПЭСС.

Барабанный сепаратор ЭКС-1250 (рис. 8.3, а) состоит из загрузочного бункера 1 с электрическим подогревателем 2, питателя 3 и двух одинаковых каскадов сепарации. Каждый каскад включает коронирующий 5, отклоняющий 6, осадительный 7 электроды, экранирующую шторку 4, щетку 11, питающий лоток 12 и отсекатели 8. Корпус 10 сепаратора обшит листовым железом, в нижней части его расположены приемники 9 для продуктов сепарации.

Верхний каскад предназначен для основной операции разделения, нижний — для перечисленных операций. Величина загрузки нижнего каскада и качество продуктов сепарации регулируются отсекателями.

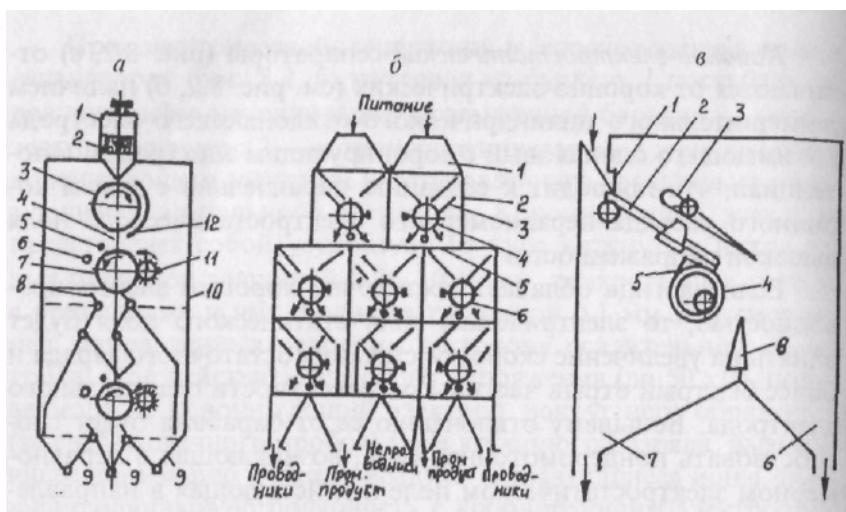


Рис. 8.3. Схемы коронно-электростатических сепараторов ЗКС-125U (а), СЭС-2000 (б) и ПЭСС (в)

Секционный коронно-электростатический сепаратор барабанного типа СЭС-2000 (рис. 8.3, б) состоит из восьми блоков. Каждый блок представляет собой самостоятельный рабочий аппарат и включает в себя питающий бункер 1, коронирующий 2, отклоняющий 3 и осадительный 4 электроды, щетку 5 и отсекающий 6. Загрузка верхних блоков сепаратора осуществляется при помощи барабанно-щелевых питателей. Нижние блоки имеют приемные бункера.

Преимуществом секционных сепараторов, по сравнению с сепараторами ЭКС, является возможность компоновки в одном сепараторе различных технологических схем с получением конечных продуктов обо- 4 гашения.

Пластинчатый коронно-электростатический сепаратор ПЭСС, разработанный Верхнеднепровским ГМК для доводки коллективного редкометалльного концентрата, собирается из 88 последовательно-параллельно соединенных ячеек. В каждой ячейке (рис. 8.3, в) верхний клинообразный электрод и нижний цилиндрический электрод 4, разделенные изолятором и подключаются к разноименным полюсам высоковольтного генератора. Нагретый до температуры 80—120 °С концентрат поступает через питатель на заземленный пластинчатый электрод 2, по которому попадает в межэлектродное пространство, где минералы проводники приобретают больший индуктивный заряд, чем минералы-диэлектрики, отклоняются к верхнему электроду 3 и попадают в приемник б. Минералы-диэлектрики, наоборот, отклоняются в сторону нижнего электрода 4 и попадают в приемник 7. Качество получаемых продуктов регулируется отсекающим 8.

1.7.4. Основные Факторы, влияющие на процесс электрической сепарации

Эффективность процесса электрической сепарации определяется различием разделяемых минералов в значениях электропроводности, конструкциях и принципах работы сепаратора, особенностями вещественного состава минерального сырья и способом подготовки его к сепарации, технологическим режимом ведения процесса.

Чем больше разница в значениях *электропроводности* разделяемых минералов, тем значительно отличаются они скоростью зарядки (на заряженном электроде) и разрядки (на осадительном электроде), величиной остаточных зарядов и траекторией движения в рабочем пространстве сепаратора, тем легче осуществить их разделение. Электрическая сепарация минералов по электропроводности широко применяется при доводке титаноциркониевых, танталониобиевых, оловянно-вольфрамовых, алмазсодержащих, магнетитогематитовых концентратов, а также при обогащении гематитовых (спекуляритовых) и смешанных железных руд.

Качество получаемых продуктов при сепарации зависит от *содержания разделяемых минералов* в исходном материале. Чем меньше в нем содержание непроводников, тем выше качество получаемой фракции проводящих минералов, и наоборот, при большом содержании непроводников для получения необходимого качества проводящей фракции требуется несколько пересортичных операций. На качество конечных продуктов и эффективность сепарации существенное влияние оказывает также степень постоянства *содержания примесей* в разделяемых минералах. Например, увеличение содержания включений железосодержащих минералов в непроводящем цирконе может настолько увеличить его электропроводность, что он начинает переходить в проводящую фракцию. Эффективность процесса и качество продуктов сепарации ухудшаются при увеличении *содержания пылевидных частиц* в исходном материале, поэтому перед электросепарацией материал подвергается обычно тщательному обеспыливанию.

С увеличением крупности частиц возрастает не только величина заряда, получаемого в поле коронного разряда или на заряженном барабане, но и центробежная сила, отрывающая их от поверхности барабана. Это затрудняет

четкое разделение зерен при сепарации материала широкого диапазона крупности. Крупная непроводящая частица при этом может оторваться от барабана одновременно с более мелкой проводящей частицей и, наоборот, очень тонкие проводящие частицы попадут в непроводящую фракцию. Технологические показатели значительно улучшаются при электросепарации узко классифицированного материала.

С увеличением *скорости вращения* барабана сепаратора и ростом центробежной силы улучшаются условия для выделения проводников. Однако чрезмерное ее увеличение может привести к переходу в проводящую фракцию и тех непроводящих частиц, которые не смогут уже удерживаться на барабане силами электрического притяжения. При слишком малой скорости вращения барабана также наблюдается повышенное засорение проводящей фракции непроводниками, успевающими отдать свой заряд осадительному электроду. В зависимости от исходного материала частота вращения барабана диаметром 140—350 мм изменяется от 30 до 500 об/мин.

Важным параметром регулирования процесса электросепарации является *напряжение на электродах*, с увеличением которого возрастает разница в зарядах проводящих и непроводящих частиц и улучшаются результаты их разделения. Величина напряжения на коронирующем электроде в современных сепараторах находится в пределах 35—50 кВ, максимальный ток в межэлектродном пространстве — около 50 мА.

Регулировать процесс электросепарации можно также изменением *расстояния между электродами* — уменьшая его, увеличивают ток короны, и наоборот.

Расстояние между электродами устанавливают в процессе отработки режима сепарации и не изменяют, как правило, при работе.

Производительность каждой ячейки сепаратора зависит от длины барабана, изменяющейся в разных сепараторах от 800 до 3000 мм, и скорости его вращения. Увеличивая скорость вращения, можно повысить производительность сепаратора, однако качество продуктов сепарации может ухудшиться.

1.7.5. Трибоэлектрическая сепарация

Общая характеристика трибоэлектрической сепарации

Трибоэлектрическая сепарация основана на использовании трибоэлектрического эффекта и применяется в основном для разделения обладающих низкой электропроводностью минералов и веществ с диэлектрическими и полупроводниковыми свойствами.

Сущностью явления электризации трением является переход носителей электрических зарядов от одного контактирующего тела к другому вследствие различной концентрации в них носителей заряда. Возникающий на границе соприкосновения тел поток электронов или дырок продолжается до установления их равновесной концентрации и выравнивания потенциалов соприкасающихся тел. Направление перехода носителей зарядов определяется соотношением величин работы выхода электрона контактирующих частиц. При относительно высоком значении работы выхода электроны приобретаются и тело заряжается отрицательно, при низком значении — электроны теряются и тело заряжается положительно.

1.7.5.1. Способы электризации частиц при сепарации

На практике электризация частиц трением осуществляется двумя способами:

- многократным соприкосновением всех частиц с поверхностью транспортирующего лотка или наклонной плоскости, выполняющих роль электризатора. Способ контактной электризации обеспечивает возможность селективной зарядки путем подбора соответствующих электризующих поверхностей, однако из-за необходимости монослойного прохождения материала при электризации имеет ограниченную производительность;
- контактом частиц минералов между собой при перемешивании их во вращающемся барабане или ином устройстве, обеспечивающем интенсивное соударение. Способ обеспечивает высокую производительность, но имеет ограниченные возможности регулирования процесса зарядки частиц.

Для изменения электрических свойств минералов при подготовке материала к трибоэлектрической сепарации применяют:

- *термическую обработку*, являющуюся основным способом подготовки материала к сепарации, поскольку при комнатной температуре возникающие контактные заряды незначительны. Материал перед сепарацией нагревают

обычно до $150\text{—}300\text{ }^\circ\text{C}$ с учетом оптимальной температуры нагрева для каждой пары разделяемых минералов;

- *обработку реагентами*, сопровождающуюся при их закреплении на поверхности минералов резким изменением концентрации свободных носителей электрического заряда и работы выхода электрона. Селективной физической сорбцией или хемосорбцией реагентов на одном из минералов можно добиться изменения не только величины, но и знака заряда, возникающего на нем при контактной электризации;
- *радиационное воздействие*, вызывающее активизацию примесных уровней и увеличение концентрации носителей зарядов в зоне проводимости минералов. Например, при облучении инфракрасными лучами (с длиной волны от 10^{-6} до $1,5\text{--}10^{-2}$ м и интенсивностью $0,7\text{—}0,9\text{ В/см}^2$) контактный заряд j силикатных минералов увеличивается в несколько раз.

1.7.5.2. Сепараторы и принципы их работы

Трибоэлектрическая сепарация осуществляется в воздушной среде в электрическом поле постоянной полярности, которое может быть однородным и неоднородным. Используют в основном многокаскадные сепараторы барабанного, лоткового, камерного и трубчатого типов. Зарядное устройство в них часто отделено от сепарирующей области.

В сепараторах (СЭП-1, СЭП-2, СЭС-2000С, «Джонсон», ЭСК-2000) *барабанного* типа (рис. 8.4, а) разделение происходит в электростатическом неоднородном поле постоянной полярности напряженностью $2\text{—}4\text{ кВ/см}$, создаваемом между металлическим заземленным электродом 1 и цилиндрическим вращающимся (или статическим в виде параллельных дуг) электродом 2, на который подается высокое напряжение ($15\text{—}50\text{кВ}$).

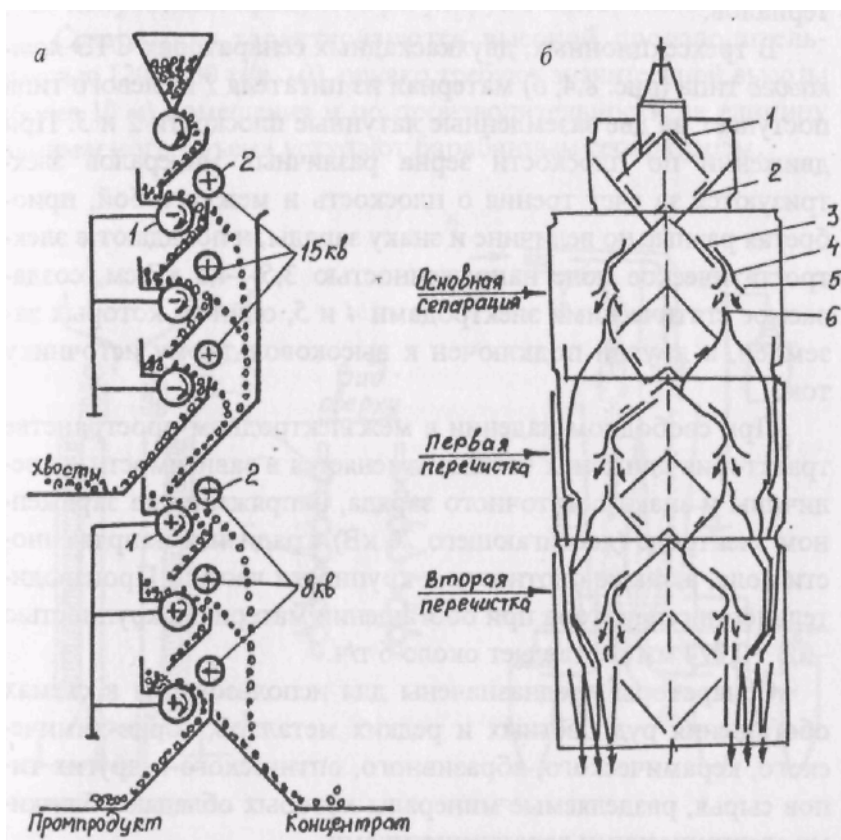


Рис. 8.4. Схемы многокаскадных трибоэлектрических сепараторов («Джонсон» (а) и СТЭ (б))

Полярность напряжения и материал электродов (медь, латунь, нержавеющая сталь) подбираются с учетом знака заряда, приобретаемого минералами при электризации, и характера контактных явлений, происходящих между частицами и барабаном. При диаметре барабана 150—300 мм, длине 1000—2000 мм и частоте вращения 40—400 об/мин производительность сепаратора составляет А—12 т/ч по исходному питанию при крупности его до 3 мм. Сепараторы применяются для разделения полевых шпатов и кварца, при обогащении фосфоритов, галургического сырья, вермикулита и других материалов.

В трех-секционных, двухкаскадных сепараторах СТЭ лоткового типа (рис. 8.4, б) материал из питателя 1 щелевого типа поступает на две заземленные латунные плоскости 2 и 3. При движении по плоскости зерна различных минералов электризуются за счет трения о плоскость и между собой, приобретая разные по величине и знаку заряды, и попадают в электростатическое поле напряженностью 3,5—4,5 кВ/см, создаваемое статическими электродами 4 и 5, один из которых заземлен, а другой подключен к высоковольтному источнику тока.

При свободном падении в межэлектродном пространстве траектория движения частиц изменяется в зависимости от величины и знака остаточного заряда, напряжения на заряженном электроде (достигающего 20 кВ), градиента напряженности поля, а также плотности и крупности частиц. Производительность сепаратора при обогащении материала крупностью $-0,3 + 0,074$ мм составляет около 6 т/ч.

Сепараторы предназначены для использования в схемах обогащения руд цветных и редких металлов, горно-химического, керамического, абразивного, оптического и других типов сырья, разделяемые минералы которых обладают близкими электрическими характеристиками.

Трубчатые сепараторы свободного падения (рис. 8.5, а), используемые, например, в калийной промышленности ФРГ, состоят из двух разноименно заряженных рядов вертикальных труб 4, имеющих верхнее 2 и нижнее 6 шарнирные крепления, и вращающихся вокруг своей оси под действием привода 3. От налипающей на них пыли они освобождаются неподвижными щетками 5. Максимальная напряженность электрического поля сепаратора 4—5 кВ/см.

Из бункера 1 разделяемые минералы (галит и сильвин), имеющие разные заряды, поступают в рабочую зону и, притягиваясь в свободном падении к соответствующему ряду разноименно заряженных труб, попадают в приемники 7. Качество получаемых продуктов регулируют шиберами 8.

Сепараторы характеризуются высокой производительностью [20 — 30 т/(ч * м)], однако требуют значительной высоты (более 10 м) помещения и по производительности на единицу занимаемого объема уступают барабанным сепараторам.

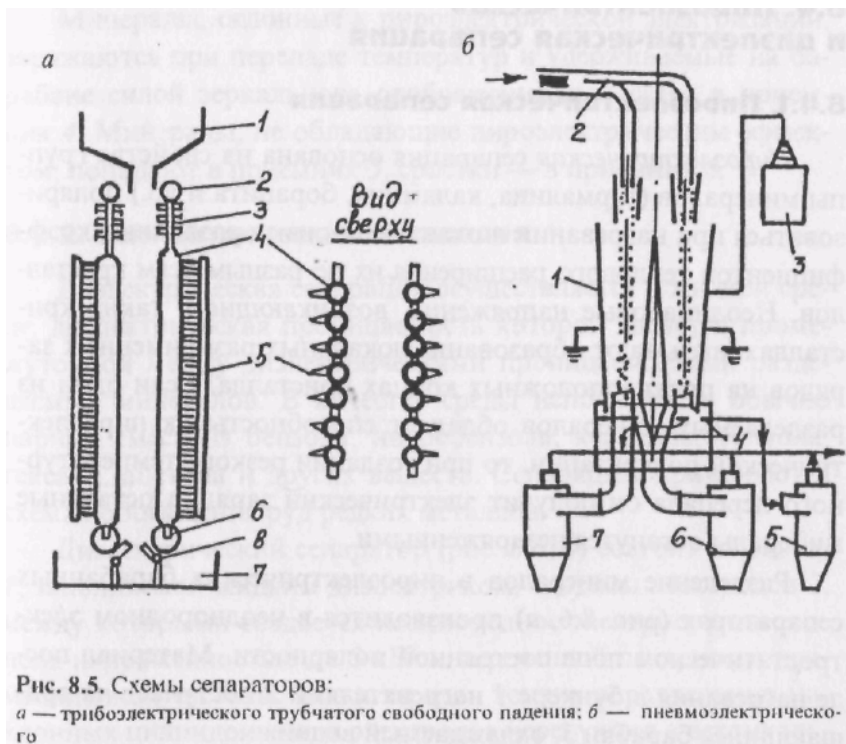


Рис. 8.5. Схемы сепараторов:
 а — трибоэлектрического трубчатого свободного падения; б — пневмоэлектрического

Основной особенностью конструкции *пневмоэлектрического* сепаратора (рис. 8.5, б) камерного типа является трибоэлектрическая зарядка тонкоизмельченных частиц при транспортировании их газовым потоком. Успешная работа сепаратора осуществляется ускоренным движением пылегазового потока в зоне 2 трибоэлектризации и спокойным движением в зоне разделения между заземленными электродами 1 и электродом, подключенным к источнику 3 высокого напряжения. Делителями 4 продукты разделения направляются в циклоны для хвостов 5, промпродукта 6 и концентрата 7. Сепаратор показал хорошие результаты сепарации промпродуктов и доводки концентратов, полученных при магнитном обогащении окисленных труднообогатимых железных руд.

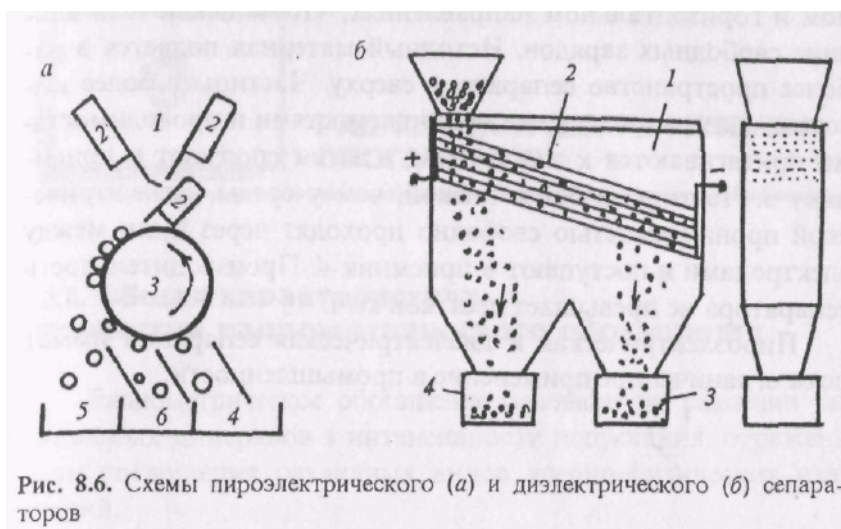
Лекция 9

Пироэлектрическая и диэлектрическая сепарация

1.8.1. Пироэлектрическая сепарация

Пироэлектрическая сепарация основана на свойстве группы минералов (турмалина, каламина, борацита и др.) поляризоваться при нагревании и охлаждении из-за различных коэффициентов теплового расширения их по разным осям кристаллов. Неодинаковые напряжения, возникающие в таких кристаллах, вызывают образование локальных разноименных зарядов на противоположных концах кристалла. Если один из разделяемых минералов обладает способностью к пироэлектрической поляризации, то при создании резкого температурного перепада он получит электрический заряд, а остальные минералы останутся незаряженными.

Разделение минералов в пироэлектрических барабанных сепараторах (рис. 8.6, а) производится в неоднородном электростатическом поле постоянной полярности. Материал после нагревания в бункере 1 нагревателями 2 поступает на вращающийся барабан 3, охлаждаемый водой. Минералы, склонные к пироэлектрической электризации, заряжаются при перепаде температур и удерживаемые на барабане силой зеркального отображения выносятся в приемник 4. Минералы, не обладающие пироэлектрическим эффектом, попадают в приемник 5, сростки — в приемник 6.



Минералы, склонные к пироэлектрической электризации, заряжаются при перепаде температур и удерживаемые на барабане силой зеркального отображения выносятся в приемник 4. Минералы, не обладающие пироэлектрическим эффектом, попадают в приемник 5, сростки — в приемник 6.

1.8.2. Диэлектрическая сепарация

Диэлектрическая сепарация осуществляется в жидкой среде, диэлектрическая проницаемость которой является промежуточной между диэлектрическими

проницаемостями разделяемых минералов. В качестве среды используются обычно парные смеси из бензола, нитробензола, керосина, толуола, гексана, ацетона и других веществ. Сепарацию применяют в схемах обогащения руд редких металлов.

Диэлектрический сепаратор (рис. 8.6, б) состоит из ванны 1, заполняемой жидким диэлектриком, системы электродов 2, между которыми создается неоднородное электростатическое поле напряженностью до 5 кВ/см переменной полярности промышленной частоты. Знаки зарядов тонких параллельных наклонных цилиндрических электродов чередуются в вертикальном и горизонтальном направлениях, чтобы исключить влияние свободных зарядов. Исходный материал подается в рабочее пространство сепаратора сверху. Частицы с более высокими диэлектрическими проницаемостями и проводимостями притягиваются к электродам, а затем сползают к приемнику 3. Частицы с более низкой, чем у среды, диэлектрической проницаемостью свободно проходят через щели между электродами и поступают в приемник 4. Производительность сепаратора не превышает десятков кг/ч.

Пироэлектрическая и диэлектрическая сепарации имеют пока ограниченное применение в промышленности.

Лекция 10

ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Сущность и разновидности Флотационных процессов разделения минералов

Вес флотационные процессы разделения минералов основаны на различии их физико-химических свойств — на различии в значениях удельной свободной поверхностной энергии минералов, определяющей различную способность их закрепляться на межфазовой поверхности жидкость — газ, жидкость — жидкость, твердое — жидкость или твердое — газ. В практических условиях в качестве жидкой фазы используется обычно вода, в качестве газообразной фазы — воздух, в качестве твердой — разделяемые минералы.

1.9.1. Зависимость смачиваемости поверхности минералов от значений удельных поверхностных энергий на границе соприкасающихся Фаз

Способность минералов закрепляться на поверхности раздела воздух — вода (или в общем случае газ — жидкость) и флотироваться зависит от степени полярности минеральной поверхности, энергии взаимодействия ее с молекулами воды (жидкости) и смачиваемости водой (жидкостью).

Гидратация поверхности минерала происходит, когда энергия взаимодействия ее с молекулами воды, энергия адгезии W_a , больше энергии взаимодействия молекул воды друг с другом, т. е. энергии когезии W_k . Чем больше значение отношения W_a/W_k , тем лучше минерал смачивается водой и хуже флотируется.

При принятых на рис. 10.2 обозначениях:

$$E_1 = \sigma_{г-ж} S_{г-ж} + \sigma_{ж-г} S_{ж-г},$$

$$E_2 = \sigma_{г-ж} S'_{г-ж} + \sigma_{ж-г} S'_{ж-г} + \sigma_{г-г} S_{г-г},$$

а изменение поверхностной энергии системы при элементарном акте флотации:

$$E_1 - E_2 = \sigma_{г-ж} (S_{г-ж} - S'_{г-ж}) + \sigma_{ж-г} (S_{ж-г} - S'_{ж-г}) - \sigma_{г-г} S_{г-г}.$$

Из рис. 10.2 видно, что $(S_{ж-г} - S'_{ж-г}) = S_{г-г}$, тогда как разность $(S_{г-ж} - S'_{г-ж})$ нельзя принять равной $S_{г-г}$ вследствие деформации особенно маленьких пузырьков при закреплении на них минеральных частиц. Поэтому

$$E_1 - E_2 = \sigma_{г-ж}(S_{г-ж} - S'_{г-ж}) + (\sigma_{ж-г} - \sigma_{г-г}) S_{г-г}.$$

Учитывая, что в равновесных условиях по правилу Неймана [выражение (10.!)]

$$\sigma_{ж-г} - \sigma_{г-г} = -\sigma_{г-ж} \cos \theta_p,$$

получим

$$E_1 - E_2 = \sigma_{г-ж}(S_{г-ж} - S'_{г-ж}) - \sigma_{г-ж} \cos \theta_p S_{г-г}.$$

Разделив это выражение на $S_{г-г}$ и обозначив $\frac{E_1 - E_2}{S_{г-г}} = F$, найдем

$$F = \frac{E_1 - E_2}{S_{г-г}} = \sigma_{г-ж} \left(\frac{S_{г-ж} - S'_{г-ж}}{S_{г-г}} - \cos \theta_p \right). \quad (10.2)$$

Величина F , характеризующая изменение поверхностной энергии системы при закреплении частицы на поверх- ности раздела фаз, отнесенное к единице площади контакта газ — твердое,

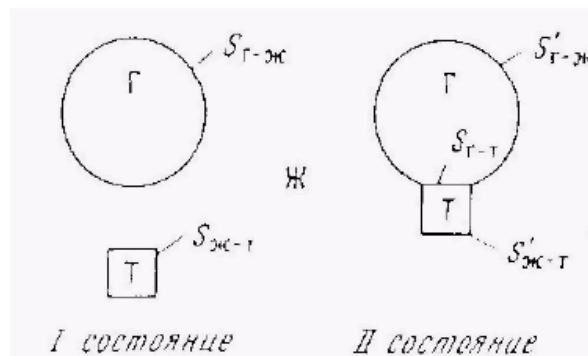


Рис. 10.2. Схемы состояния системы до и после закреплении частицы на пузырьке

называется *показателем флотуемости*.

Система перейдет из состояния I в состояние II (см. рис. 10.2) юлько при условии, что $F > 0$ (т. е. $E_1 > E_2$). Чем больше значение F тем вероятнее закрепление частицы на поверхности раздела жидкость — газ и ее флотация.

При закреплении на пузырьках минеральных частиц, размеры которых малы по сравнению с размерами пузырьков (что наблюдается при обычной пенной флотации), т. е. когда деформация пузырьков мала и можно принять, что

$\frac{S_{г-ж} - S'_{г-ж}}{S_{г-г}} \approx 1$, выражение (10.2) принимает вид

$$F = \sigma_{г-ж}(1 - \cos \theta_p), \quad (10.3)$$

из которого следует, что чем больше краевой угол, тем больше показатель флотирности. При $\theta_p = 0$ значение F также равно нулю.

1.9.2. Разновидности Флотационных процессов разделения минералов

1.9.2.1. Разделение минералов на поверхности раздела жидкость — газ

Разделение минералов, происходящее на плоской поверхности раздела вода — воздух, получило название *нитоной* флотации. Исходная смесь флотирующихся и нефлотирующихся частиц при этом подается на водную поверхность сверху. Флотирующиеся частицы удерживаются на поверхности и переносятся потоком к месту разгрузки концентрата, а нефлотирующиеся — тонут и удаляются в виде хвостов. Принцип пленочной флотации использован в настоящее время при *флото-гравитационном* способе обогащения, широко применяемом в схемах доводки редкометалльных концентратов.

При *пенной* флотации флотирующиеся частицы закрепляются на пузырьках, образуемых в пульпе, и выносятся ими на ее поверхность, образуя слой минерализованной пены. В зависимости от способа насыщения пульпы пузырьками газа пенная флотация подразделяется на несколько разновидностей.

При *обычной пенной* флотации, используемой в настоящее время практически на всех флотационных фабриках, газом является засасываемый или подаваемый под давлением воздух, который диспергируется в пульпе на мелкие пузырьки различными устройствами.

При *вакуумной* флотации аэрацию пульпы обеспечивают при выделении воздуха из раствора. Процесс используется для обогащения коксующихся углей и перспективен для флотации тонких шламов других полезных ископаемых. Аналогичный процесс флотации можно получить, если сначала вода насыщается воздухом под повышенным давлением, а затем при атмосферном давлении

происходит выделение пузырьков. Такая флотация **с повышенным давлением** (**компрессионная** флотация) используется для очистки воды от топочных капелек нефти, которые закрепляются на поверхности выделяющихся пузырьков и всплывают вместе с ними на поверхности очистного сооружения.

Принцип компрессионной флотации получил развитие и используется в настоящее время в процессе **адгезионной** сепарации для извлечения гидрофобных частиц, осадков и веществ из шахтных, сточных или оборотных вод в результате адгезии их на поверхности выделяющихся из раствора пузырьков газа и отделения образующихся флотационных комплексов от объема жидкости или пульпы.

При **химической** (**газовой**) флотации пузырьки газа образуются при химическом взаимодействии, например, между загружаемой в пульпу кислотой и карбонатами пустой породы. В этом случае флотирующиеся минералы закрепляются на выделяющихся пузырьках углекислоты. Процесс в течение ряда лет применялся в Австралии для переработки отвалов — хвостов отсадки, содержащих сфалерит. При **электрофлотации** используется межфазовая поверхность образующихся при электролизе воды пузырьков водорода или кислорода, крупность которых легко регулируется изменением силы тока. Процесс может быть использован для флотации мелких или весьма мелких частиц, например алмаза, а также при осуществлении так называемой **ионной** флотации и ее разновидностей (**пенного фракционирования, флотации гидрофобных и гидрофобизированных осадков, флотоэкстракции**), когда поверхность раздела жидкость — газ используется для извлечения из растворов ионов и молекул органических соединений или продуктов их взаимодействия с ионами или молекулами неорганических соединений.

При **пенной сепарации** исходная пульпа, предварительно обработанная реагентами, подается на пену или азрированную жидкость. Флотирующиеся частицы удаляются с пеной, а нефлотирующиеся — проходят сквозь пену под действием силы тяжести и разгружаются в виде камерного продукта. Процесс пенной сепарации предложен в СССР (в 1961 г.) В.А. Малиновским и используется в настоящее время для флотационного обогащения крупноизмельченных фосфоритовых, калийных, алмазосодержащих и других типов минерального сырья.

Флотационные явления на границе раздела жидкость — газ лежат в основе процесса **гидрообеспыливания**. В этом случае через запыленный воздух

движутся капельки воды. При столкновении частичек пыли с каплями воды флотирующиеся частицы закрепляются на поверхности капель (т. е. на межфазовой поверхности раздела жидкость — газ), а нефлотирующихся частицы будут переходить внутрь капель (т. е. в жидкую фазу).

1.9.2.2. Разделение минералов на поверхности раздела жидкость — жидкость

На различной способности минералов закрепляться на поверхности раздела вода — масло основан процесс *масляной* флотации. Сталкиваясь с каплями диспергированного в пульпе масла и закрепляясь на них, флотирующиеся частицы будут удерживаться на поверхности раздела масло — вода, а нефлотирующиеся частицы останутся в пульпе. Если плотность масла меньше единицы, то капельки вместе с закрепившимися частицами всплывают на поверхность пульпы, образуя слой минерализованного масла, который затем удаляется. Если берется масло высокой плотности и загружается в небольшом количестве, то образующиеся минерализованные гранулы опускаются на дно, а нефлотирующиеся зерна выносятся наверх является засасываемый или подаваемый под давлением воздух, который диспергируется в пульпе на мелкие пузырьки различными устройствами.

При **вакуумной** флотации аэрацию пульпы обеспечивают при выделении воздуха из раствора. Процесс используется для обогащения коксующихся углей и перспективен для флотации тонких шламов других полезных ископаемых. Аналогичный процесс флотации можно получить, если сначала вода насыщается воздухом под повышенным давлением, а затем при атмосферном давлении происходит выделение пузырьков. Такая флотация **с повышенным давлением (компрессионная флотация)** используется для очистки воды от топки капелек нефти, которые закрепляются на поверхности выделяющихся пузырьков и всплывают вместе с ними на поверхности очистного сооружения.

Принцип компрессионной флотации получил развитие и используется в настоящее время в процессе *адгезионной* сепарации для извлечения гидрофобных частиц, осадков и веществ из шахтных, сточных или оборотных вод в результате адгезии их на поверхности выделяющихся из раствора пузырьков газа и отделения образующихся флотационных комплексов от объема жидкости или пульпы.

При **химической (газовой)** флотации пузырьки газа образуются при химическом взаимодействии, например, между загружаемой в пульпу кислотой и карбонатами пустой породы. В этом случае флотирующиеся минералы закрепляются на выделяющихся пузырьках углекислоты. Процесс в течение ряда лет применялся в Австралии для переработки отвалов — хвостов отсадки, содержащих сфалерит. При **электрофлотации** используется межфазовая поверхность образующихся при электролизе воды пузырьков водорода или кислорода, крупность которых легко регулируется изменением силы тока. Процесс может быть использован для флотации мелких или весьма мелких частиц, например алмаза, а также при осуществлении так называемой **ионной** флотации и ее разновидностей (*пенного фракционирования, флотации гидрофобных и гидрофобизированных осадков, флотозэкстракции*), когда поверхность раздела жидкость — газ используется для извлечения из растворов ионов и молекул органических соединений или продуктов их взаимодействия с ионами или молекулами неорганических соединений.

При **пенной сепарации** исходная пульпа, предварительно обработанная реагентами, подается на пену или аэрированную жидкость. Флотирующиеся частицы удаляются с пеной, а нефлотирующиеся — проходят сквозь пену под действием силы тяжести и разгружаются в виде камерного продукта. Процесс пенной сепарации предложен в СССР (в 1961 г.) В.А. Малиновским и используется в настоящее время для флотационного обогащения крупноизмельченных фосфоритовых, калийных, алмазодержащих и других типов минерального сырья.

Флотационные явления на границе раздела жидкость — газ лежат в основе процесса **гидробеспыливания**. В этом случае через запыленный воздух движутся капельки воды. При столкновении частичек пыли с каплями воды флотирующиеся частицы закрепляются на поверхности капель (т. е. на межфазовой поверхности раздела жидкость — газ), а нефлотирующихся частицы будут переходить внутрь капель (т. е. в жидкую фазу).

Флотационный процесс в таком исполнении применяется, например, для обогащения коксующихся углей и называется **грануляционным**.

Поверхность раздела жир — вода используется в промышленных условиях для улавливания алмазов в процессе **обогащения на жировых поверхностях**. На поверхность, по которой течет содержащая алмазы пульпа, или па барабан нано-

сится слой вязкого жира, алмазы закрепляются на поверхности раздела жир — вода, а пустая порода сносится потоком пульпы.

В процессе **флотации при автоклавной плавке серных концентратов** используется способность частиц пустой породы закрепляться на поверхности капель воды, находящихся внутри расплава серы, т. е. на поверхности раздела вода — расплав серы. Так как удельный вес нагруженных капелек воды меньше удельного веса расплава серы, то они поднимаются на поверхность расплавленной серы, вынося с собой пустую породу, в результате чего достигается очистка серы от загрязняющих ее минеральных примесей.

10.1.3.3. Флотационные процессы на поверхностях раздела твердое — жидкость и твердое — газ

Флотация на поверхности раздела твердое — жидкость реализуется в так называемой **флотации с носителем**, когда для повышения извлечения топочных гидрофобных частиц в пульпу добавляют хорошо извлекаемые крупные частицы, на поверхности которых они закрепляются и с которыми флотируются в пену. В качестве флотационного процесса на поверхности раздела твердое — вода можно рассматривать также *коагуляцию* (слипание) минеральных частиц в пульпе, широко используемую в технике для осветления шламовых вод. Роль твердой фазы в данном случае играют слипшиеся минеральные частицы. Аналогично явление *слипания твердых частиц в аэрозолях и дымах* можно рассматривать как процесс их закрепления на поверхности раздела газ — твердое. Роль твердой фазы здесь играют взвешенные частички пыли, а газообразной — воздух или дымовой газ.

1.9.3. Флотационные реагенты и их действие при Флотации

1.9.3.1. Назначение и классификация Флотационных реагентов

Назначением флотационных реагентов является направленное изменение поверхностной энергии на границе раздела между фаз с целью изменения показателя флотируемости разделяемых минералов, числа и размера пузырьков воздуха, прочности пены. Прогресс в области флотационного обогащения в значительной мере определяется совершенствованием реагентного режима, улучшением способов использования флотационных реагентов, разработкой и внедрением новых эффективных реагентов и их сочетаний.

Флотационные реагенты могут быть органическими или неорганическими соединениями, а также их растворами или смесями. Современная классификация предусматривает разделение флотационных реагентов в зависимости от их роли при флотации на следующие группы:

- *пенообразователи*, представляющие собой различные гетерополярные органические соединения, которые за счет их адсорбции на поверхности раздела жидкость — газ облегчают диспергирование воздуха на мелкие пузырьки, препятствуют их слиянию и повышают прочность пены;
- *собиратели*, представляющие собой органические вещества, способные закрепиться на поверхности извлекаемых минералов и резко увеличить их флотирность;
- *депрессоры*, или *подавители*, к которым относят реагенты, понижающие флотирность тех минералов, извлечение которых в пенный продукт нежелательно в данной операции;
- *активаторы*, к которым относят реагенты, способствующие закреплению собирателя на поверхности, гидрофобизации ее и флотации извлекаемого минерала;
- *регуляторы среды*, к которым относят реагенты, влияющие на процессы взаимодействия собирателей, депрессоров и активаторов с минералами. Основное назначение их состоит в регулировании ионного состава пульпы, процессов диспергирования и коагуляции тонких шламов.

Депрессоры, активаторы и регуляторы среды часто относят к одной группе и называют *модификаторами*, поскольку один и тот же реагент может выполнять различную роль при флотации.

Ко всем флотационным реагентам предъявляются следующие требования: селективность действия, стандартность качества, дешевизна и недефицитность, удобство в применении (устойчивость при хранении, легкая растворимость в воде, отсутствие неприятного запаха и т. д.).

Направленное изменение поверхностной энергии раздела фаз под действием флотационных реагентов достигается в результате их химических взаимодействий в объеме жидкой фазы и адсорбции на поверхности, возможность протекания которых зависит от природы и состояния межфазной поверхности и реагентов в пульпе.

1.9.4. Собиратели

1.9.4.1. Строение молекул и классификация собирателей

В качестве собирателей предложено большое количество органических соединений. Классификация основных групп собирателей, наиболее широко используемых при флотации различных типов минерального сырья, приведена на рис. 10.3.

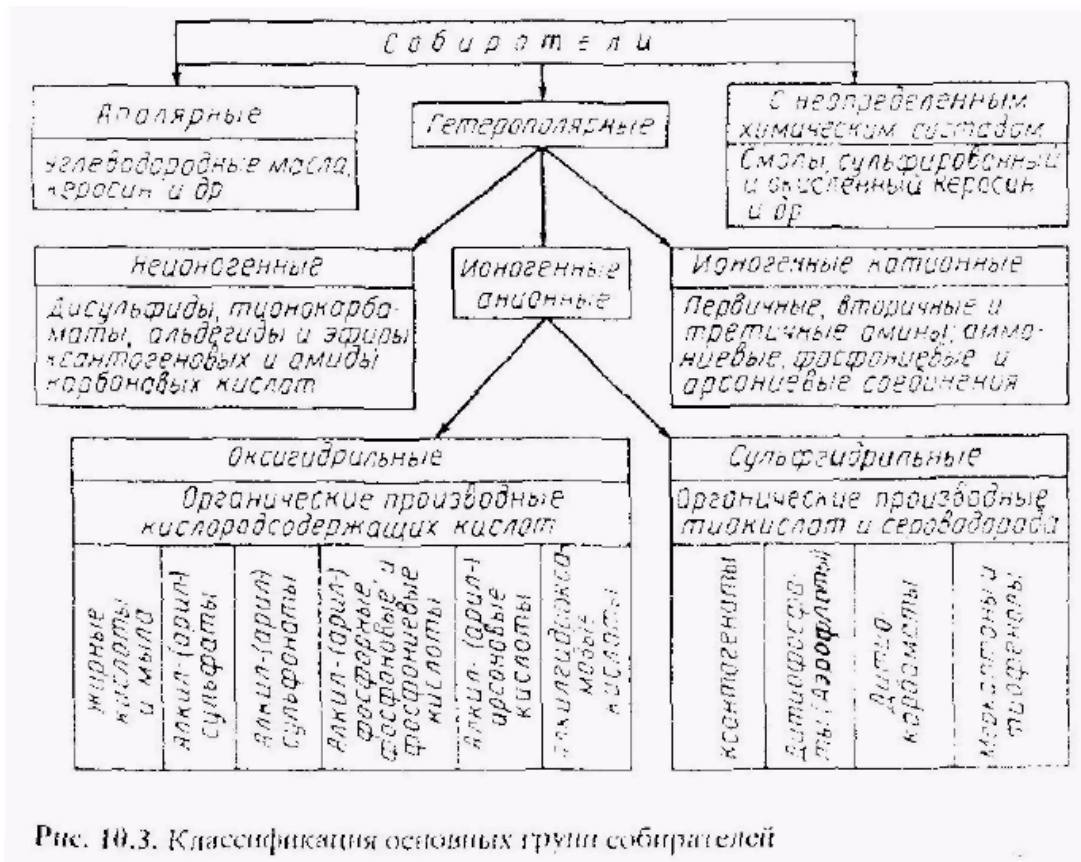
Поскольку собиратели применяются для гидрофобизации поверхности минералов, то в состав их молекул в обязательном порядке входят аполярные группы атомов. Если молекулы собирателя состоят только из углеводородов, то такие собиратели называются *аполярными*, неполярными, или «углеводородными маслами».

Гораздо чаще при флотации используют *гетерополярные* собиратели, молекулы которых кроме углеводородного радикала алифатического или реже циклического ряда, т. е. аполярной (или неполярной) части, имеют и полярную группу. Полярная группа собирателя определяет его химические свойства и способность закрепляться на полярных минералах, поэтому она называется еще *солидофильной* или *функциональной* группой.

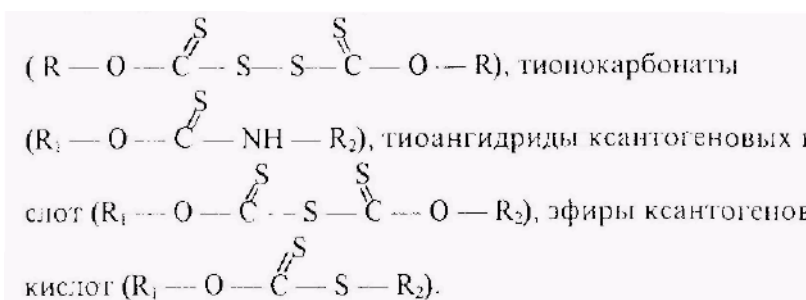
Прочность закрепления гетерополярного собирателя на поверхности определяется энергией связи функциональной группы с минералом, зависящей от ее характера и природы минерала, а также энергией дисперсионного взаимодействия углеводородных радикалов в адсорбционном слое, возрастающей с увеличением длины углеводородного радикала. Поэтому эффективность действия собирателя может быть преобразована путем изменения или характера функциональной группы, или углеводородного радикала.

Собиратели с *неопределенным химическим составом* (смолы, сульфированный и окисленный керосин и др.) представляют собой смесь аполярных и гетерополярных органических соединений.

В зависимости от характера полярной группы гетерополярные собиратели могут быть *ионогенными*, т. е. обладать способностью к диссоциации, или *неионогенными*, т. е. не обладать такой способностью.

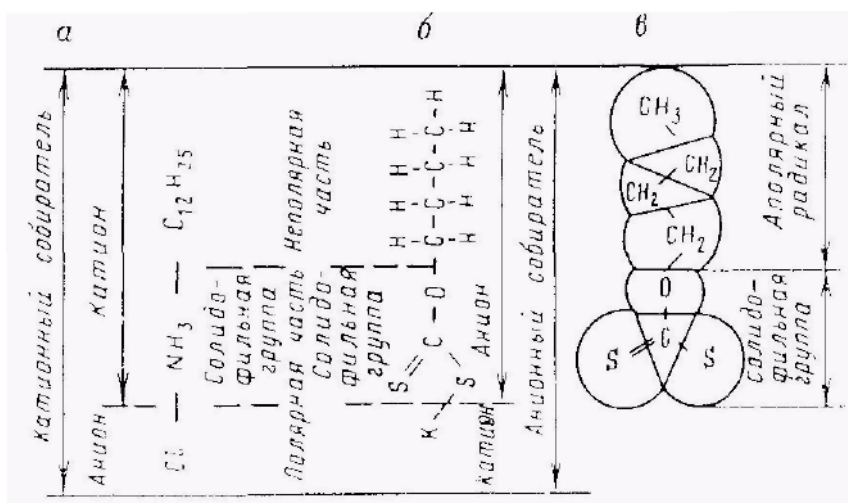


Из гетерополярных собирателей наибольшее распространение получили **диксаптогениды**



Если при диссоциации ионогенного гетерополярного собирателя углеводородная часть молекулы входит в состав аниона, то он называется *анионным*; если в состав катиона — то *катионным* собирателем. Строение молекул гетерополярных анионных (на примере бутилового ксантогената калия) и катионных (на примере хлористого лаурилами́на) собирателей, а также состав анионов, катионов и стереохимическая модель иона бутилового ксантогената изображены на рис. 10.4.

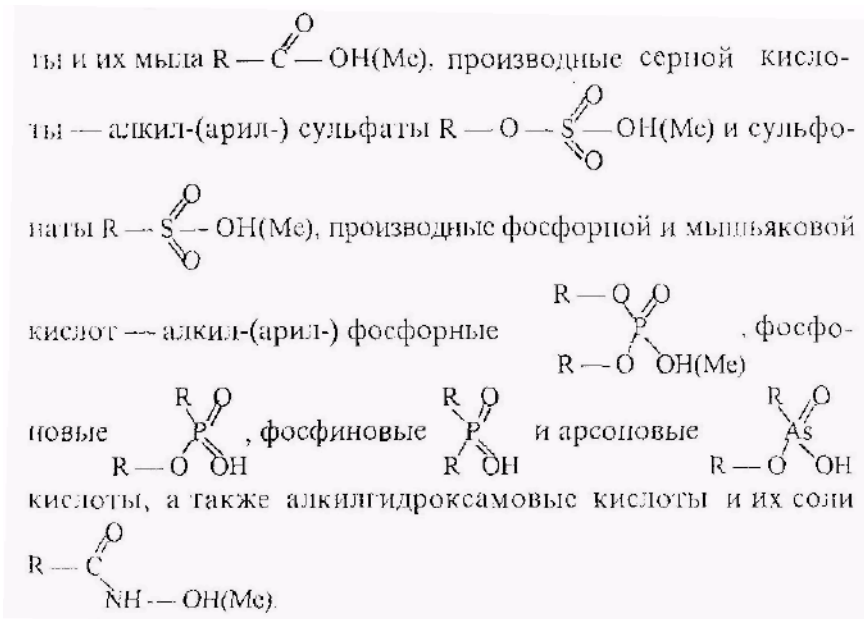
Наиболее важное практическое значение из *катионных* собирателей имеют органические производные аммиака — амины



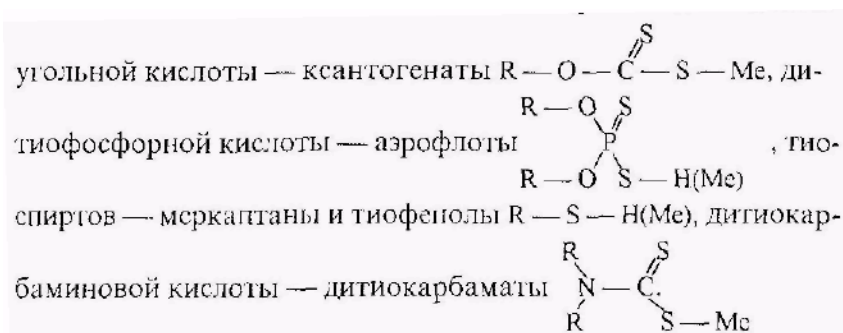
В зависимости от числа атомов водорода, замещенных в аммиаке на углеводородный радикал R, различают первичные вторичные (R_2NH), третичные (R_3N) амины и четвертичные (R_4NCl) аммониевые основания (R_4NCl).

Среди *анионных* собирателей наиболее важное практическое значение имеют органические производные угольной, фосфорной, серной, мышьяковой кислот и соответствующих им тиокислот, а также алкилгидроксамовые кислоты и их соли. Органические производные кислородсодержащих кислот, характеризующиеся наличием в их полярной группе или оксигидрильной группы —O—H (у кислот), или группы —O—Me (у солей), получили название *оксигидрильных* собирателей. Важнейшими представителями таких собирателей, применяемых в основном для флотации несulfидных минералов, являются производные угольной кислоты —

карбоновые кисло-Органические



производные тиокислот и тиоспиритов, характеризующиеся наличием у них
 сульфгидрильной группы — S — H (у кислот) или группы — S — Me (у солей),
 объединяются под общим названием *сульфгидрильные собиратели*. Эти
 собиратели применяются в основном флотационного извлечения сульфидных
 минералов, а также благородных металлов и самородной меди. Важнейшими
 представителями сульфгидрильных



Оптимальная длина углеводородного радикала R в общем случае зависит от
 характера полярной группы собирателя и увеличивается с возрастанием се
 полярности. Например, если радикал сульфгидрильных собирателей содержит
 обычно 2—5 атомов углерода, то у алкилгидроксаматов длина углеводородного
 радикала насчитывает уже 7—8 атомов углерода, а у органических производных
 карболовых кислот — не менее 12 атомов углерода.

1.9.4.2. Характеристика действия собирателей и область их применения

Аполярные реагенты не имеют в составе своих молекул солидофильной группы и поэтому лишены возможности химически фиксироваться на поверхности минералов. Они представлены углеводородными жидкостями главным образом нефтяного происхождения (керосин, соляровое, трансформаторное масла и др.) и их закрепление на минеральной поверхности может происходить только по механизму избирательного смачивания с образованием дисперсионных межмолекулярных сил между углеводородными цепями реагента и поверхностью минерала. Исследованиями академика А.Н. Фрумкипа показано, что величина адсорбции нейтральных и не образующих химической связи с поверхностью молекул аполярных собирателей тем больше, чем меньше величина заряда, т. е. полярность поверхности. Максимум адсорбции таких молекул совпадает с областью нулевого заряда поверхности. Поэтому в настоящее время аполярные реагенты используются в качестве самостоятельных собирателей только при флотации минералов, обладающих «природной» гидрофобностью, таких, как сера, графит, уголь, молибденит, тальк и др. Являясь химически инертными веществами, углеводородные масла, особенно парафинового ряда, практически нерастворимы в воде и их подают в пульпу (300—2000 г/т руды или угля) обычно в виде эмульсии.

Гетерополярные собиратели с неопределенным химическим составом по своему действию при флотации аналогичны аполярным собирателям, но используются гораздо реже, так как они нестандартны по качеству и содержат часто фенолы и другие спирты ароматического ряда, вредные для рыб и животных, что приводит к необходимости строительства дорогостоящих очистных сооружений.

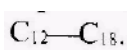
К *катионным* собирателям относятся амины и соли аминов, органические аналоги аммониевых соединений, при ионизации которых углеводородный радикал и полярная группа остаются в катионе. В кислой среде ($\text{pH} < 7$) они находятся в виде ионов, в щелочной ($\text{pH} > 7$) — в виде молекул.

Преимущественная сорбция ионов или же молекул амина к общему случаю будет определяться величиной, знаком и градиентом электростатического поля, природой и характером связей на минеральной поверхности и состоянием собирателя в растворе. Так как различные минералы обладают различной

электронной структурой и состав их поверхностного слоя может меняться (например, при изменении pH раствора), вызывая изменение характеристик электростатического поля поверхности, то все это должно оказывать большое влияние на величину и прочность сорбции как ионов, так и молекул амина.

По этой причине коллективирующие свойства аминов и их солей в значительной мере зависят от щелочности пульпы. Например, кварц и окислы железа лучше флотироваться при pH 6—8, а берилл, сподумен и полевошпатовый шпат (альбит) — при pH 9—9,5, сульфидные минералы — при pH 10,5—11,5, а кальцит — при pH > 11,5.

Из катионных собирателей практическое значение имеют собиратели, содержащие 11—18 атомов углерода в цепи. В настоящее время производится катионный собиратель марки АНП-2, представляющий собой смесь солянокислых первичных алифатических аминов изостроения с числом атомов углерода в радикале от 12 до 18 и первичных аминов на основе высших жирных кислот с $C_{17}-C_{20}$; «Катапин А» является четвертичным аммониевым основанием с арильным радикалом



Катионные собиратели начали применяться сравнительно недавно, но их значение для практики флотации непрерывно возрастает. В настоящее время они используются для разделения сильвина (KCl) и галита (NaCl) при избирательной флотации сильвина в насыщенном растворе солей; для флотации кремнезема из грубых фосфатных концентратов и железных руд; при отделении полевошпатового шпата от кварца в присутствии фтористо-водородной кислоты; для флотации окисленных цинковых минералов после их сульфидизации; для селективной флотации минералов руд редких металлов и других случаях флотационного обогащения. Расход собирателя составляет 50—200 г/т.

Оксигидричные собиратели широко применяются при флотационном обогащении редкометалльного промышленного, химического сырья. Из них наиболее широкое распространение получили органические производные угольной, серной, фосфорной и гидроксамовой кислот¹ (см. рис. 3.3). Собирательное действие карбоновых кислот и их мыл $R-COO^-Me$ находится в прямой зависимости от $R-COOH$

степени дисперсности этих реагентов в водной среде. Чем выше степень их дисперсности (вплоть до ионов и молекул), тем лучше результаты флотации.

Недостатком жирных кислот и мыл является зависимость их собирательных свойств от жесткости воды, которая определяется концентрацией в ней ионов Mg^{2+} и Ca^{2+} . Образование с этими ионами труднорастворимых мыл приводит к потерям собирателя и нарушению селективности процесса. Поэтому в ряде случаев, особенно при флотации руд редких металлов, применяют умягченную воду. Жирные кислоты и их заменители являются хорошими собирателями большого количества минералов. Ими особенно хорошо флотируются не содержащие кремнезема соли щелочноземельных металлов (кальцит — $CaCO_3$, флюорит — CaF_2 , шеелит — $CaWO_4$, апатит — $Ca_5(PO_4)_3(F, Cl, OH)$, барит — $BaSO_4$, витерит — $BaCO_3$) и карбонатов черных металлов (сидерит — $FeCO_3$, родохрозит — $MnCO_3$), несколько хуже окислы железа (гематит — Fe_2O_3 , магнетит — Fe_3O_4 , бурые железняки — $Fe_2O_3 \cdot nH_2O$ и др.) и марганца (пирролюзит — MnO_3 и др.). Силикатные минералы флотируются жирными кислотами в юм случае, если на их поверхности имеются катионы, способные образовать с собирателем труднорастворимые поверхностные соединения. Чистый кварц жирными кислотами не флотируется и для его флотации необходима предварительная активация катионами щелочноземельных или тяжелых металлов.

Алкилсульфаты («Новость», алкилсульфаты вторичных высших спиртов) и сульфонаты («Сульфонол НГ1», сульфированные нефтепродукты) хорошо флотируют барит и применяются в качестве собирателя для флотационного его извлечения при переработке руд, а также для извлечения железосодержащих минералов и других минеральных примесей из стекольного песка и полевого шпата в кислой среде, при селективной флотации руд редких металлов. Удельный расход алкилсульфатов и сульфонатов примерно такой же как и карбоновых кислот, но промышленное значение при флотации полезных ископаемых намного меньше.

Алкилфосфоновые, (например, толуоларсоновая) и *диалкилфосфиновые кислоты* с радикалами C_n — C_m предложены и используются для селективной флотации касситерита (SnO_2).

Алкилгидроксамовые кислоты и их соли с общей структурной формулой

$R-C(=O)-NH-OH$ (Me) и длиной радикала C_7 — C_9 являются основой весьма перспективного реагента ИМ-50. Комплексообразующие свойства гидроксамовых кислот и возможность образования устойчивых комплексных соединений с

титаном, ниобием, танталом и оловом позволяют использовать реагент ИМ-50 в качестве селективного собирателя при флотации пироклоровых, лопаритовых, перовскитовых, касенгеритовых и других руд, полезные минералы которых содержат в своем составе перечисленные металлы.

Лекция 11

1.9.5. Регуляторы среды

Регуляторы среды используются для создания оптимальных условий действия других реагентов при флотации. Это достигается главным образом путем изменения pH среды, удаления из жидкой фазы пульпы так называемых «нежелательных» ионов, регулированием значений окислительно-восстановительного потенциала пульпы и процессов диспергации и коагуляции шламов. В качестве реагентов-регуляторов среды используются неорганические и органические соединения, многие из которых применяются также в качестве активаторов или депрессоров флотации минералов.

Регулирование pH пульпы может оказать существенное влияние на состояние минеральной поверхности и собирателя в растворе, вызвать осаждение одних и растворение других компонентов, присутствующих в пульпе, усилить или ослабить конкуренцию между ионами жидкой фазы пульпы и собирателем за место на поверхности минерала. Поэтому регулирование концентрации водородных (или гидроксильных) ионов в пульпе является одним из главных средств повышения селективности процесса флотационного извлечения минералов из руд.

Для регулирования значений pH используют обычно наиболее дешевые *щелочи и кислоты*. Из щелочей наибольшее распространение получили известь и сода; гораздо реже применяется едкий натр. Для создания кислой или нейтрализации щелочной среды применяется обычно серная кислота.

Удаление из жидкой фазы пульпы «нежелательных» ионов. К ним в первую очередь относятся ионы, уменьшающие концентрацию собирателя в пульпе, ионы, депрессирующие флотируемые минералы, и ионы, активирующие флотацию депрессируемых минералов.

Ионы, уменьшающие концентрацию собирателя в пульпе. Если в качестве собирателя используются, например, карбоновые кислоты, то к «нежелательным» ионам относятся соли щелочноземельных и тяжелых металлов, образующих с собирателем осадки труднорастворимых соединений (мыл) и уменьшающих тем

самым его концентрацию в пульпе. Загрузка таких регуляторов среды, как сода или фосфатные соединения, позволяет связать «нежелательные» ионы и перевести их в осадок.

Ионы, депрессирующие флотируемые минералы. К таким ионам относятся, например, сульфидные ионы, избыточная концентрация которых наблюдается в пульпе после сульфидизации окисленных цинковых минералов перед их флотацией и после осуществления десорбции собирателя с поверхности минералов коллективного концентрата перед его разделением. Нейтрализация депрессирующего действия избытка ионов серы достигается добавками солей тяжелых металлов, используемых в данном случае в качестве регуляторов среды.

Ионы, активирующие флотацию депрессируемых минералов. Например, ионы меди нежелательны при свинцовой флотации свинцово-цинковых руд, так как они активируют сфалерит. Для связывания их применяют цианиды или в небольшом количестве сернистый натрий. Для нейтрализации активирующего действия солей щелочноземельных металлов на минералы пустой породы при флотации с оксигидрильными собирателями применяют соду, фосфатные соединения, жидкое стекло.

Пенообразователи

В качестве *реагентов-пенообразователей* наиболее широко применяются гетерополярные поверхностно-активные вещества, содержащие полярную (водактивную) и неполярную (воздушно-активную) части. Вещества такого типа способны адсорбироваться на границе раздела вода — воздух, ориентируясь своей полярной группой к воде, а неполярной — к воздушной фазе.

Полярные группы пенообразователей могут быть *неионизирующимися* или *слабоионизирующимися* ($-\text{OH}$, $=\text{C}=\text{O}$, $-\overset{\text{H}}{\text{C}}=\text{O}$), *ионизирующиеся анионные*, например $-\overset{\text{O}}{\parallel}{\text{C}}-\text{OH}$, $-\text{O}-\overset{\text{O}}{\parallel}{\text{S}}-\text{OH}$, $-\overset{\text{O}}{\parallel}{\text{S}}-\text{OH}$, и *ионизирующиеся катионные*: $-\text{NH}_2$, $=\text{N}$. Аполяр-

ная часть молекулы может¹ быть представлена алкильным или арильным радикалом. Молекулы пенообразователей содержат обычно один углеводородный радикал и одну или небольшое число полярных групп. Используемые на практике

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>