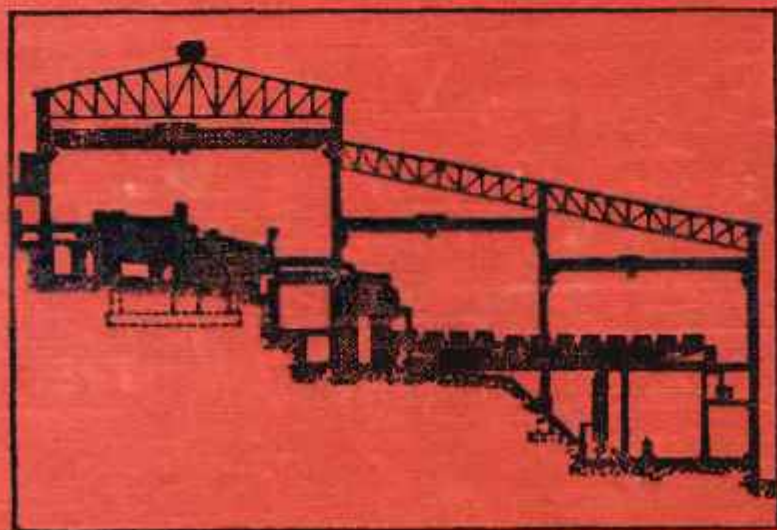


Б 116592 г5

О. Б. КЛЕБАНОВ
Л. Я. ШУБОВ
Н. К. ЩЕГЛОВА

СПРАВОЧНИК ТЕХНОЛОГА
ПО ОБОГАЩЕНИЮ РУД
ЦВЕТНЫХ
МЕТАЛЛОВ



б 116592 дс

О. Б. КЛЕБАНОВ
Л. Я. ШУБОВ
Н. К. ЩЕГЛОВА

СПРАВОЧНИК ТЕХНОЛОГА ПО ОБОГАЩЕНИЮ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Под общей редакцией
А. В. ТРОИЦКОГО

СПГТИ(ТУ)

Р

Главная библиотека



3067805

669111



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
Москва • 1974

Клебанов О. Б., Шубов Л. Я., Щеглова Н. К. Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов. М., «Недра», 1974, 472 с.

В книге представлены справочные данные по минералогии, характеристике руд цветных металлов, процессам и схемам обогащения, а также потребляемым материалам и реагентам.

Приведены технические характеристики и параметры режима работы технологического и вспомогательного оборудования, применяемого на обогатительных фабриках.

Освещены вопросы опробования руд и продуктов обогащения, а также контроля технологического процесса.

Справочник предназначен для инженерно-технических работников обогатительных фабрик, научно-исследовательских и проектных организаций.

Табл. 298, ил. 108.

1 5 2 3

ПРЕДИСЛОВИЕ

В развитии цветной металлургии СССР особое место занимает технология и техника обогащения руд. От технического уровня этой обязательной стадии технологического передела зависит обеспеченность отрасли сырьевыми ресурсами, экономика и технико-экономические показатели всех стадий технологического передела, полнота извлечения и комплексность использования минерального сырья, качество конечной продукции и экономика в целом.

Дальнейшее развитие цветной металлургии на основе технического прогресса и совершенствования организации труда, производства и управления им предусматривает значительное повышение извлечения металлов из руд, улучшение комплексного использования сырья на основе внедрения замкнутых технологических схем с полной переработкой подпродуктов и использованием отходов производства. В связи с этим повышается ответственность коллективов обогатительных фабрик, призванных совершенствовать технологию обогащения руд, снижать потери, повышать комплексность использования рудного сырья и эффективность производства.

В настоящее время объемы горных работ в цветной металлургии превышают 1,5 млрд. т горной массы в год. В 1975 г. он будет доведен почти до 2 млрд. т горной массы и должен значительно возрасти в следующей пятилетке. Более 95% всех добываемых руд подвергается обогащению.

Современная обогатительная фабрика представляет собой комплекс взаимосвязанных агрегатов и механизмов, на которых осуществляются сложные комбинированные технологические схемы и процессы переработки руд. Производительность отдельных фабрик достигает нескольких десятков миллионов тонн руды в год, а отдельных машин — 2500—3500 т/ч.

Технологии и техника обогащения руд непрерывно совершенствуются, применяемые процессы интенсифицируются, создается новое оборудование.

В практической работе на фабриках и в лабораториях часто необходимы справочные данные по технологии, оборудованию и приборам.

В области обогащения полезных ископаемых в СССР накоплен громадный опыт, выросли кадры специалистов-обогащателей, значительно расширилась сеть научно-исследовательских, проектных и конструкторских организаций, занимающихся обогащением руд.

В настоящем справочнике помимо практических данных использованы материалы исследований, проведенных научно-исследовательскими, учебными институтами и фабричными лабораториями, а также приведены наиболее часто требующиеся при работе технологам сведения по обогащению руд цветных металлов.

Раздел 1 справочника содержит основные понятия о процессах обогащения руд; раздел 2 — данные об обогатительном оборудо-

валли, методику его расчета, производительность и некоторые результаты эксплуатации оборудования на фабриках; раздел 3 — описание промышленных схем и режимов обогащения различных руд; раздел 4 — характеристику флотационных реагентов, применяемых при обогащении руд цветных металлов; раздел 5 — методические указания по опробованию руд и продуктов обогащения, а также контролю технологических процессов.

Разделы 1, 3 и 4 написаны канд. техн. наук Л. Я. Шубовым, раздел 2 и § 82 главы XXXVI — инж. О. Б. Клебановым, раздел 5 — инж. Н. К. Щегловой.

Авторы выражают глубокую благодарность инженерам А. В. Троицкому и В. А. Кулишову, канд. техн. наук Н. В. Матвеевко, лауреату Государственной премии инж. А. Г. Старикову и всем товарищам и организациям, любезно предоставившим необходимые материалы для справочника.

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССАХ ОБОГАЩЕНИЯ РУД

Обогащением руд называют совокупность процессов, осуществляемых для выделения из минерального сырья промышленно-ценных компонентов в продукты с повышенной концентрацией одного или нескольких ценных компонентов.

Различают подготовительные, основные, вспомогательные процессы обогащения и процессы производственного обслуживания.

Глава I

ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

К подготовительным процессам обогащения руд относят дезинтеграцию, дробление и измельчение, классификацию по крупности дробленого или измельченного материала.

Дезинтеграция — процесс разъединения (разрыхления) ископаемого сырья, состоящего из слабо связанных между собой составных частей.

Дробление и измельчение — процессы уменьшения размера кусков под действием внешних механических усилий для получения продукта преимущественно крупностью 5 мм и более (дробление) и менее 5 мм (измельчение).

Крупность граничной частицы, равная 5 мм, принята условно и может колебаться в некоторых пределах в зависимости от рода ископаемого сырья. При неоднородном по твердости ископаемом сырье можно получить продукты различной крупности и минералогического состава.

Физическая сущность процессов дробления и измельчения одинакова. При дроблении и измельчении горные породы разрушаются в результате различных деформаций (сжатия, растяжения, изгиба истирания и сдвига) при переходе напряжений за предел прочности материала (предел временного сопротивления).

Выбор способа дробления зависит от физических свойств полезного ископаемого и крупности исходного материала. Для очень твердых материалов наиболее рационален удар или раздавливание, для вязких — раздавливание или удар в соединении с истиранием, хрупкие материалы дробят способом раскалывания. Для крупного дробления чаще всего применяют раздавливание и раскалывание, тонкое измельчение осуществляется главным образом ударом и истиранием. Наиболее простым и дешевым способом дробления является раздавливание, наиболее дорогим — истирание, связанное с большим расходом энергии и материалов.

Процессы дробления и измельчения сопровождаются образованием новых поверхностей и, как следствие, увеличением потенциальной энергии системы. Они протекают с поглощением энергии.

Продукт дробления (кусковой материал) имеет прямолинейную или выпуклую характеристику крупности, продукт измельчения (порошкообразный материал) — вогнутую характеристику.

На дробление и измельчение расходуется около половины энергии, потребляемой при обогащении минерального сырья.

Материал от исходной крупности до требуемого размера обычно дробят и измельчают последовательно в несколько стадий.

Основными технологическими показателями процесса дробления и измельчения являются степень и эффективность дробления или измельчения.

Под степенью дробления (измельчения) i понимают отношение размера максимальных кусков D до дробления к размеру максимальных кусков d после дробления.

Для отдельной стадии дробления

$$i = \frac{D}{d} \quad (1)$$

Общая степень дробления равна произведению степеней дробления каждой стадии:

$$i_{\text{общ}} = i_1 i_2 i_3 \dots i_n \quad (2)$$

В зависимости от крупности дробленого продукта различают крупное, среднее и мелкое дробление. При крупном дроблении размер максимальных кусков в дробленом продукте составляют примерно 350—100 мм, при среднем — 100—40 мм, при мелком — 40—5 мм.

Эффективность дробления \mathcal{E}_d характеризуется количеством дробленой руды, получаемой при затрате 1 квт·ч электроэнергии,

$$\mathcal{E}_d = \frac{Q}{E}, \quad \text{т/квт} \cdot \text{ч}, \quad (3)$$

где Q — производительность дробилки, т/ч;

E — энергия, затрачиваемая на дробление, квт·ч.

Обратная величина — квт·ч на 1 т дробленого продукта — представляет собой удельный расход энергии $E_{уд}$:

$$E_{уд} = \frac{E}{Q}, \quad \text{квт} \cdot \text{ч/т}. \quad (4)$$

В подвергаемом дроблению (измельчению) материале всегда содержатся куски (зерна) мельче того размера, до которого дробится (измельчается) материал.

Для сокращения объема материала, направляемого в операции дробления (измельчения), и выделения готового по крупности продукта применяют классификацию.

Классификация — процесс разделения ископаемого сырья, неоднородного по величине его частиц, на два (или более) относительно однородных по крупности продукта.

Различают классификацию ситовую (грохочение) и бесситовую (гидравлическую и воздушную).

Грохочение (ситовая классификация) — процесс разделения ископаемого сырья на классы по крупности, осуществляемый на просеивающей поверхности (решетах, ситах и др.). Аппараты, на которых осуществляется процесс грохочения, называются грохотами.

Основным показателем процесса является эффективность грохочения, определяемая отношением веса подрешетного продукта к весу нижнего класса в исходном материале.

Гидравлическая (бесситовая) классификация — процесс разделения ископаемого сырья на классы по крупности, осуществляемый в жидкой среде по скорости падения (осаждения) частиц.

Скорость v_0 свободного падения частиц шарообразной формы (при содержании 10—15% твердого в пудле) определяют по формулам:

Стокса для частиц крупностью менее 0,15 мм

$$v_0 = 54,5 \left(\frac{\delta - \Lambda}{\mu} \right) d^2; \quad (5)$$

Аллена для частиц крупностью 0,15—1,5 мм

$$v_0 = 25,8 \sqrt[3]{\frac{(\delta - \Delta)^2}{\mu}}; \quad (6)$$

Риттингера — Ньютона для частиц крупностью более 1,5 мм

$$v_0 = 44,3 \sqrt{d \frac{\delta - \Delta}{\Delta}}; \quad (7)$$

где d — диаметр частицы, см;
 δ — плотность минерала, г/см³;
 Δ — плотность жидкости, г/см³;
 μ — вязкость жидкости, г/с · см².

Скорость свободного падения частиц любых размеров определяют по безразмерному параметру (метод П. В. Лященко)

$$\text{Re}^2 \psi = \frac{G \Delta}{\mu^2}; \quad (8)$$

где Re — число Рейнольдса ($\text{Re} = \frac{d v_0 \Delta}{\mu}$);

ψ — коэффициент сопротивления среды;
 G — вес падающей в среде частицы;

$$G = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g. \quad (9)$$

Вычислив $\text{Re}^2 \psi$ по номограмме, определяют соответствующее Re и затем находят скорость v_0 .

Скорость свободного падения частицы всегда больше скорости стесненного падения (более 15% твердого в пудле).

Скорость слабостесненного падения (содержание твердого в пудле 15—25%) с достаточной степенью точности можно определить (по В. А. Олевскому), умножив скорость свободного падения на поправочный коэффициент, равный разности между единицей и отношением фактического содержания твердого в пудле T к предельно возможному T_m . Предельное содержание твердого в воде, соответствующее сплоченному расположению частиц по кубической решетке, определяют по формуле

$$T_m = \frac{100\delta}{(\delta - 1) + \frac{6}{\pi}} \cdot \%. \quad (10)$$

Гидравлическую классификацию осуществляют в классификаторах — машинах и аппаратах с гравитационным или центробежным полем.

Основным показателем классификации и грохочения является показатель эффективности E . Предложено много определенных эффективности. Наиболее распространенной является эффективность, выраженная следующими формулами:

$$E = 100 \frac{\varepsilon - \gamma}{100 - \alpha} = 100 \frac{\gamma}{\alpha} \cdot \frac{(\beta - \alpha)}{(100 - \alpha)} = \frac{100 \cdot 100}{\alpha} \cdot \frac{(\beta - \alpha)(\alpha - \theta)}{(100\alpha)(\beta - \theta)} = \varepsilon_{\text{гм}} - \varepsilon_{\text{рл}}, \quad (11)$$

где E — эффективность классификации (грохочения), %;

γ — выход подрешетного продукта или слива классификатора, %;

α — содержание расчетного мелкого класса в материале, поступающем на грохочение или классификацию, %;

β — содержание расчетного мелкого класса в подрешетном продукте или сливе классификатора, %;

- θ — содержание расчетного мелкого класса в подрешетном продукте или в песках классификатора, %;
- $\epsilon_{рм}$ — извлечение расчетного мелкого класса в подрешетный продукт или слив классификатора, %;
- $\epsilon_{рк}$ — извлечение расчетного крупного класса в подрешетный продукт или слив классификатора, %;
- применительно к гидравлической классификации предпочитают формулу

$$E = 100 \frac{\gamma}{\alpha} \frac{(\beta - \alpha)}{(100 - \alpha)}$$

В частном случае, когда содержание мелкого класса в продукте равно 100%, как это имеет место при грохочении, эффективность грохочения совпадает с извлечением мелкого класса в подрешетный продукт.

Глава II

ОСНОВНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Процессы обогащения минерального сырья основаны на использовании природных или искусственно создаваемых различий физических и физико-химических свойств минералов, слагающих обогащаемое сырье.

Процессы, основанные на использовании различий плотностей минералов, относятся к группе гравитационных методов обогащения, на использовании различий физико-химических свойств поверхностей минеральных частиц — к группе флотационных методов, на использовании различий магнитных свойств минералов — к группе магнитных методов обогащения, на использовании электрических свойств минералов — к группе электрических методов обогащения. Известна также группа электрошых (радиометрических) и ряд других методов, основанных на использовании различий внешних признаков, коэффициента трения и др.

Гравитационные методы обогащения — обогащение в жидкой или газообразной среде под действием сопротивления среды и сил тяжести разделяемых частиц — основаны на использовании различий преимущественно плотности. При гравитационном обогащении используются также центробежные силы, возникающие в результате вращения частиц и среды, а также электрическое и магнитное воздействие на разделяющую среду.

Гравитационные методы широко применяют при обогащении руд и россыпей редких и благородных металлов, железных руд и угля.

Из гравитационных методов в промышленности наиболее распространены процессы отсадки, концентрации на столах, обогащения в винтовых, конусных струйных сепараторах, в тяжелых суспензиях и жидкостях, а также на вилках.

Относительно новыми процессами гравитации является обогащение в криволинейных потоках, а также комбинированные процессы — флотогравитация, магнетогидродинамическая сепарация, основанная на взаимодействии электромагнитных полей с жидкостями, обладающими электропроводностью и магнитной восприимчивостью.

Отсадка — процесс разделения минеральных частиц по плотности под действием переменной по направлению вертикальной струи воды.

Отсадка осуществляется на решете отсадочной машины, через отверстия которого проходит восходящие и нисходящие потоки воды, создаваемые тем или иным способом. Восходящие струи поднимают и разрыхляют постель из лежащих на решете минеральных зерен, нисходящие струи постель опускают и уплотняют. Под воздействием гидродинамических сил минеральные зерна движутся с различными скоростями: частицы большей плотности медленнее движутся вверх в восходящей струе воды, чем частицы меньшей плотности; соответственно частицы большей плотности быстрее движутся вниз в нисходя-

шей струе воды, чем частицы меньшей плотности. В итоге тяжелые частицы проникают в нижние слои постели, а легкие — в верхние. Постель расслаивается по высоте на несколько слоев из частиц различной плотности: в нижних слоях концентрируются крупные тяжелые частицы (концентрат), выше — крупные легкие частицы в смеси с мелкими тяжелыми частицами и сростками (промежуточный продукт), в самом верхнем слое — легкие мелкие частицы (хвосты). Под воздействием горизонтального потока воды постель движется вдоль решета и в конце его разгружается; нижний слой постели через шиберное устройство разгружается в подрешетное пространство отсадочной машины, верхний — через порог в слив.

Оптимальная крупность руд при отсадке составляет 0,2—40 мм, угля 0,5—100 мм. Отсадке подвергают как ширококлассифицированный материал, так и материал, классифицированный по узкой шкале.

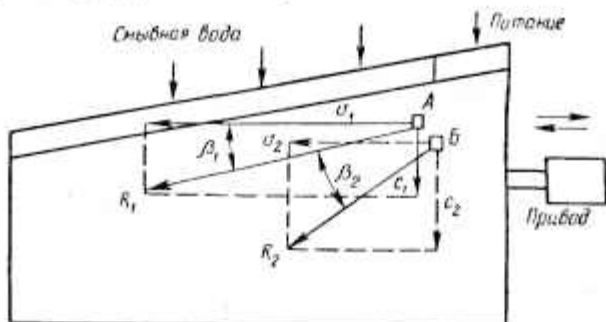


Рис. 1. Принципиальная схема разделения минералов на концентрационном столе:

A — частица тяжелого минерала; B — частица легкого минерала; u_1, u_2 — скорость передвижения частиц под влиянием движения деки стола ($u_1 > u_2$); c_1, c_2 — скорость передвижения частиц под влиянием потока смывной воды ($c_1 > c_2$); β_1, β_2 — угол смыва частицы ($\beta_2 > \beta_1$)

При отсадке материала крупностью 10 мм на решето машины укладывают искусственную постель из частиц, плотность которых не меньше, а размер в 3—4 раза больше максимальной крупности разделяемого материала (отверстия в решете в этом случае превышают размер разделяемых частиц); концентрат разгружается через искусственную постель и решето.

Обогащение (концентрация) на столах — процесс разделения минеральных частиц по плотности в струе воды, текущей по наклонной деке концентрационного стола, совершающей возвратно-поступательные движения (качания).

Сила смывного потока воды на деке стола, оказывая большее влияние на частицы с меньшим удельным весом, быстрее передвигает их в поперечном направлении, т. е. в направлении движения потока руды. Обычно дека стола частично покрыта нарифленными, расположенными параллельно направлению качания деки. При поступлении на поверхность деки стола двух частиц A и B при работе стола каждая частица передвигается в направлении равнодействующей, полученной от совместного влияния смывной воды и действия механизма стола. Характерным показателем поведения частицы на деке стола служит угол смыва β (рис. 1), образуемый направлением результирующей траектории движения частицы с направлением движения деки стола. Очевидно, чем больше разница в плотности подвергаемых концентрации частиц, тем больше будет угол смыва и тем успешнее произойдет разделение частиц по их разнице в удельных весах.

Минеральную пульпу и смывную воду подают в верхний угол деки. Разделяемые частицы различной плотности расходятся по поверхности деки веерообразно, под разными углами смыва, перемещаясь в продольном и поперечном

направлениях к разгрузочным устройствам. Более эффективно на концентрационных столах разделяется материал, предварительно расклассифицированный на ряд классов по равнопадаемости.

На концентрационных столах обогащают руды редких металлов и россыпей, реже — руды черных металлов и угля. Оптимальная крупность руд равна 4 мм, угля — 12 мм.

Флотогравитацией или флотационной грануляцией называют процесс, при котором одновременно с гравитационным разделением осуществляется и флотация минеральных частиц. Наибольшее распространение получила флотогравитация в виде флотации на концентрационном столе, в меньшей степени — в отсадочных машинах. Не исключена возможность и целесообразность применения для этой цели и других гравитационных машин. При флотогравитационном обогащении на концентрационном столе, когда разницы плотности частиц невелика, разделяют материал путем избирательной обработки его реагентами и обеспечении контакта с воздухом (аэрация). Назначение реагентов — создать на определенных минералах гидрофобную поверхность и осуществить так называемую пленочную флотацию, т. е. удерживать эти минералы на поверхности текущего слоя воды. Тяжелые частицы легко смываются с деки стола, т. е. передвигаются под значительным углом смыва β (см. рис. 1).

Суть флотоотсадки состоит в том, что при этом создаются условия, обеспечивающие одновременное разделение крупномельчатой (—5 мм и тоньше) неклассифицированной минеральной смеси как по плотности (отсадка), так и в результате различия физико-химических свойств поверхности минералов (флотация).

Обогащение на винтовых сепараторах происходит в струе воды, текущей по наклонной поверхности винтообразного желоба¹. Минеральные частицы разной плотности разделяются под действием центробежных сил, сил тяжести, гидродинамических сил потока и силы трения. Легкие частицы движутся с большой скоростью и прижимаются потоком воды к внешнему борту желоба; тяжелые частицы движутся в виде отдельной полосы по дну винтового желоба, сползая к внутреннему его борту. С первых двух-трех витков отсекателями снимают концентрат, с последующих — промежуточный продукт, с последнего нижнего витка в конце желоба — хвосты.

На винтовых сепараторах обогащают руды крупностью —16 + 0,15 мм.

Обогащение в конусных и струйных сепараторах — процесс относительно новый, применяется в промышленности менее 25 лет. Основным элементом конусных и струйных сепараторов является желоб со сходящимися под некоторым углом стенками. Пульва, поступающая на желоб, установленный под углом 15—20° к горизонту, при движении расслаивается в зависимости от плотности и размера частиц. Тяжелые частицы концентрируются в нижнем медленном текущем слое пульпы, а легкие выносятся в верхний слой, движущийся с большой скоростью. В конце желоба в результате сужения стенок высота потока возрастает, что создает возможность разделения расслаившихся по высоте частиц на ряд продуктов, резко отличающихся друг от друга содержанием тяжелых минералов.

Обогащение в тяжелых средах или суспензиях — процесс разделения минералов по плотности. Плотность суспензии или среды занимает промежуточное положение между плотностью легких и тяжелых минералов; тяжелые минералы тонут, легкие — всплывают.

Тяжелая суспензия представляет собой взвесь в воде тонкоизмельченных частиц тяжелого вещества (ферросилиция, галенита, магнетита, гематита, шпирита, барита, железной окалины и др.). Тяжелая среда создается также и тяжелыми органическими жидкостями.

Обогащение полезных ископаемых в тяжелых средах и суспензиях характеризуется высокой эффективностью. При обогащении в статических суспензиях оптимальная крупность составляет для руд 4—150 мм; для угля 13—300 мм; применяя центробежные силы (гидроциклон), можно обогащать руды крупностью 0,5—15 мм, уголь — 0,2—6 мм.

¹ Поверхность желоба винтового сепаратора имеет специальный профиль.

Эффективность процесса обогащения в тяжелых суспензиях может быть повышена добавкой специальных реагентов, обладающих пептизирующим действием, а также приданием суспензии колебаний.

Исследованиями установлено, что вибрация повышает устойчивость структурированной суспензии. При оптимальных колебаниях суспензии возрастает скорость падения тех частиц обогащаемого материала, плотность которых значительно отличается от плотности среды.

Магнитогидродинамическая (МГД) сепарация — электромагнитный гравитационный процесс, в котором совмещены разделение смеси частиц по плотности с разделением по различным электромагнитным параметрам. В результате взаимодействия электромагнитных полей с жидкостями, обладающими электропроводностью и магнитной восприимчивостью, в жидких электролитах и растворах магнитных солей возбуждается дополнительная к архимедовой объемная выталкивающая сила, действующая со стороны жидкости на твердые частицы с отличиями от жидкости электропроводностью и магнитной восприимчивости. В зависимости от разницы плотности, электропроводности, магнитной восприимчивости и диэлектрической проницаемости различных фракций твердых частиц, а также соответствующих параметров жидкости можно возбуждать дополнительную выталкивающую силу, эквивалентную плотности, по которой осуществляется разделение частиц с заданной степенью точности.

Применяя процесс МГД-сепарации, при соответствующем выборе направления магнитной индукции и тока можно создать жидкость плотностью до 10 г/см³, а также составляющую доли единицы, пригодную для разделения частиц плотностью меньше единицы.

В качестве магнитных жидкостей можно использовать растворы парамагнитных солей в воде или водные суспензии тонкодисперсных ферромагнитных материалов. В этом случае процесс сепарации называют магнитогидростатической сепарацией (МГС). Этот процесс сепарации в магнитных жидкостях основан на возбуждении дополнительной выталкивающей силы в растворах солей железа, кобальта, никеля, марганца и хрома при взаимодействии их с внешним магнитным полем. В результате такого взаимодействия создается аналог тяжелой жидкости с переменной плотностью. МГС-сепарация позволяет создавать высокие значения искусственно создаваемого утяжеления, выше 10 г/см³.

Перспективные процессы МГД- и МГС-сепарации не получили должного промышленного развития в результате отсутствия высокопроизводительных сепараторов. Кроме того, процесс МГД- и МГС-сепарации пока еще является дорогим.

Процесс разделения частиц различной плотности в криволинейных потоках — процесс гравитационного обогащения минеральных частиц в среде, плотность которой может быть меньше плотности разделения. В качестве среды могут быть использованы вода и воздух, а также любые другие жидкости и газы.

Сущность этого метода обогащения показана на рис. 2. В криволинейном потоке на частицу действуют следующие основные силы:

сила тяжести

$$F_g = \theta \rho' g \cos \alpha; \quad (12)$$

выталкивающая сила по закону Архимеда

$$F_A = -\theta \rho g \cos \alpha; \quad (13)$$

центробежная сила

$$F_{\rho'} = \theta \rho' \frac{(v')^2}{R}; \quad (14)$$

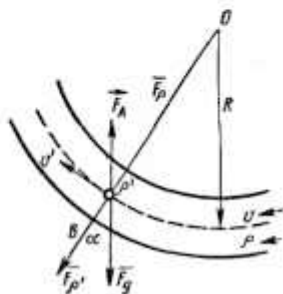


Рис. 2. Схема действия сил на частицу, движущуюся в криволинейном потоке

выталкивающая сила, возникающая в жидкости благодаря дополнительному градиенту давления в результате криволинейного движения потока и направленная к центру вращения,

$$F_p = -\theta\rho \frac{v^2}{R}, \quad (15)$$

где θ — объем частицы;

ρ' — плотность частицы;

g — ускорение силы тяжести;

α — угол между радиусом кривизны и направлением силы тяжести;

ρ — плотность жидкости;

v — скорость потока;

v' — скорость движения частицы;

R — средний радиус потока.

Сумма проекций всех сил, действующих на частицу твердой фазы в радиальном направлении,

$$F = F_R + F_A + F_{\rho'} + F_p. \quad (16)$$

Осаждение или всплывание частиц определяется знаком результирующей силы: при $F \geq 0$ частица оседает, при $F < 0$ — всплывает.

В общем случае движения частиц и жидкости плотность разделения в криволинейном потоке

$$\rho^* = \frac{1 + F \cos^{-1} \alpha}{1 + F' \cos^{-1} \alpha} \rho, \quad (17)$$

где

$$F = \frac{v^2}{Rg}, \quad F' = \frac{(v')^2}{Rg}. \quad (18)$$

Следовательно, если частицы разделяемого материала и жидкость движутся по одной и той же траектории, но имеют разные скорости, можно получить необходимый для практических целей эффект разделения.

Для обогащения в криволинейных потоках применяется шнековый сепаратор. Испытаниями обогащения в шнековом сепараторе установлена возможность успешного разделения касситеритовой руды по плотности разделения 4,5 г/см³ и золотосодержащей руды по плотности 13 г/см³. Извлечение при обогащении золотосодержащей руды в концентрат фракции удельным весом более 13 г/см³ составляло 98,92%.

По плотности минералы условно делят на три группы: тяжелые плотностью более 4 (вольфрамит, касситерит, рутил, циркон, монацит и др.), легкие плотностью менее 2,7 (кварц, кальцит, полевые шпаты, гипс, сланцы и др.) и минералы промежуточной плотности (от 2,7 до 4). Чем больше различие плотности минералов, тем эффективнее происходит их разделение гравитационными методами.

Флотационное обогащение или флотация — процесс обогащения, основанный на физико-химических явлениях, происходящих на границе различных фаз: твердой (минеральные частицы), жидкой (вода) и газообразной (воздух). Классификация флотационных процессов приведена в табл. 1.

Главную роль при флотационной минерализации пузырьков воздуха в воде играют процессы смачивания, происходящие на границе раздела флотационных фаз вдоль периметра их соприкосновения (периметр смачивания).

Процессы смачивания определяются свойствами гидратных слоев, покрывающих минеральную частицу и пузырек воздуха. С увеличением гидратации поверхности увеличивается ее смачиваемость (гидрофильность), а при уменьшении — поверхность становится менее смачиваемой (гидрофобной).

Гидратированность поверхности минералов (степень их смачивания водой) характеризуется краевым углом смачивания, от величины которого зависит флотированность минералов.

Природная гидратированность поверхности минералов, а также гидратация поверхности воздушных пузырьков в условиях флотации направленно изменяется с помощью флотационных реагентов.

Классификация флотационных процессов (по К. А. Разумову)

Род рабочих фаз	Фазы, образующие рабочую поверхность	Флотационные процессы, технологические и физико-химические процессы, приходящие к флотационным
Жидкость — газ	Вода — воздух Вода — углекислый газ Вода — сероводород Вода — водяной пар	Пенная флотация (обычная пенная флотация, вакуум-процессионная флотация, пенное фракционирование) Пенная сепарация Пленочная флотация Флотогравитация Химическая или газовая флотация Электролитическая флотация Паровая флотация Флотация кипячением
Жидкость — жидкость	Вода — масло Вода — жир Вода — расплав серы Вода — ртуть	Масляная флотация Грануляционный процесс Грануляционный процесс в расплаве серы Флотация при автоклавной плавке серных концентратов Первая фаза амальгамационного процесса
Жидкость — твердое	Вода — стеклянная или металлическая пластинка Вода — минерал	Флотация твердой стенкой, адгезионный съем пены Процессы коагуляции минеральных частиц в пульсе
Газ — твердое	Воздух — минеральная пыль, дымовой газ — пыль	Процессы слипания твердых частиц в аэрозолях и дымах

Элементарный акт флотации определяется термодинамическими характеристиками.

Возможность прилипания частицы к пузырьку воздуха определяется убылью свободной энергии, которая тем больше, чем больше краевой угол смачивания (т. е. чем гидрофобнее поверхность минерала, тем вероятнее его прилипание к воздушному пузырьку).

Результат прилипания минеральных частиц к пузырькам воздуха в реальных флотационных условиях определяется кинетикой прилипания, которая определяется кинетикой разрушения прослойки воды, разделяющей пузырек и частицу. Чем гидрофобнее поверхность частицы минерала, тем меньше сила столкновения и время контакта, необходимые для закрепления частицы на пузырьке воздуха в воде. Существенное влияние на прилипание в кинетических условиях оказывают также размер и форма частицы, шероховатость поверхности и др. Вероятность флотации для малых частиц зависит в основном от вероятности их столкновения с пузырьками, а для крупных — от вероятности

устойчивого закрепления частицы на пузырьке. Отсюда в более плотной пудле лучше флотируются шламы, в более разбавленной — крупные частицы.

Существуют следующие разновидности флотации: пленочная, масляная и пенная.

Пленочная флотация основана на избирательном закреплении минеральных частиц на поверхности воды, масляная флотация — на использовании избирательного закрепления минеральных частиц на поверхности воды вследствие смачивания их маслом.

Наибольшее промышленное применение получила пенная флотация и пенная сепарация, в которой в отличие от первой флотации осуществляется в объеме пены.

Таблица 2

Классификация минералов по флотационным свойствам
(по М. А. Эйгелесу)

Класс минералов	Минералы	Смачиваемость в водной среде и особенности флотации
Аполярные (преимущественно неметаллические) минералы	Сера, тальк, графит, угли, молибденит	Природно-гидрофобные минералы. Флотируются слабыми собирателями (аплярные масла), часто — одними пенообразователями
Самородные металлы и сульфиды тяжелых металлов	Сульфиды меди, свинца, цинка, никеля, железа, сурьмы, ртути, серебра и др.	Плохо смачиваются водой (если поверхность не подверглась окислению). Флотируются сульфидрильными собирателями (например, ксантогенатами)
Окисленные минералы цветных металлов	Малахит, азурит, церуссит, смитсонит, вульфенит, англезит и др.	Смачиваются водой. Флотируются сульфидрильными собирателями после сульфидизации или оксигидрильными в катионных собирателями без сульфидизации
Солеобразные (труднорастворимые) минералы многовалентных металлов — кальция, магния, бария, стронция, железа, марганца и др.	Шеелит, повеллит, апатит, фосфориты, флюорит, кальцит, барит, магнезит, доломит, сидерит, родохрозит и др.	Смачиваются водой. Хорошо флотируются оксигидрильными собирателями
Оксиды и силикаты	Кварц, корунд, диаспор, рутил, гематит, магнетит, пиролюзит, касситерит, хромит, циркон, андалузит, полевые шпаты, сподумен, слюды, берилл, серицит, турмалин и др.	Хорошо смачиваются водой. Могут флотироваться оксигидрильными и катионными собирателями
Растворимые соли щелочных и щелочноземельных металлов	Галит, сильвин, лаптебейнит и др.	Растворяются в воде. Флотируются в насыщенных растворах катионными собирателями

Электрическое обогащение — процесс обогащения в электрическом поле, основанный на использовании различных электрических свойств разделяемых компонентов ископаемого сырья.

На различные минералы, проходящие через электрическое поле, действуют электрические силы, обуславливающие различную траекторию движения частиц и их разделение.

Электрическую сепарацию применяют при обогащении руд редких металлов (перевалка черновых и доводка коллективных концентратов). Электрическое обогащение часто применяют для отделения ильменита и рутила от циркона, монацита, ставролита; касситерита и вольфрамита — от турмалина, граната, монацита, циркона; колумбит-танталита — от касситерита и циркона. Электрические методы можно также использовать при сепарации угольной мелочи. Крупность подвергаемых электрическому обогащению руд обычно не превышает 2 (б) мм.

По электропроводности минералы делят на три группы: хорошо проводящие электрический ток — проводники (удельное сопротивление от 10^{-6} до 10^2 ом·см), слабо проводящие (полупроводящие) — полупроводники (удельное сопротивление от 10^3 до 10^{10} ом·см) и не проводящие электрический ток (диэлектрики) — непроводники (удельное сопротивление более 10^{11} ом·см) (табл. 4).

Т а б л и ц а 4
Разделение минералов по электропроводности
(по Н. Ф. Олофинскому)

Хорошо проводящие	Полупроводящие	Непроводящие
Антрацит	Антимонит	Алмаз
Арсенопирит	Боксит	Альбит
Галенит	Бурый железняк	Авортит
Гематит	Бисмутинит	Апатит
Графит	Вольфрамит	Барит
Золото	Гюбнерит	Берилл
Ильменит	Калевит	Биотит
Ковеллин	Касситерит	Воластонит
Колумбит	Киноварь	Гипс
Магнетит	Корунд	Диопсид
Манганит	Лимонит	Кальцит
Молибденит	Сидерит	Карналлит
Пирит	Смагсонит	Кварц
Пирролизит	Стибнит	Кванит
Пирротин	Сфалерит	Магнетит
Платина	Тунгстит	Монацит
Рутил	Хромит	Мусковит
Серебро		Нефелин
Танталит		Полевой шпат
Тетраэдрит		Сподумен
Халькозин		Турмалин
Халькопирит		Шеелит

По электропроводности минералы разделяют в электрических сепараторах. Хорошо отделяются минералы первой и второй группы от минералов третьей; сложнее (иногда невозможно) отделить минералы первой группы от минералов второй группы.

Электронные или радиометрические методы обогащения основаны на экспрессом измерении физических параметров разделяемых минеральных частиц, с достаточной точностью характеризующих состав каждой частицы, и автоматическом разделении по показателям измерений.

Классификация электронных методов обогащения

Метод	Физический параметр	Используемые различия	Обогащаемые руды
Радио-метрический	Природная радиоактивность	Интенсивность гамма-излучений Интенсивность бета-излучений	Урановые, ториевые
	Наведенная радиоактивность	Интенсивность наведенного нейтронного излучения	Бериллиевые, литиевые, оловянные, ртутные, вольфрамовые и редкоземельные руды
	Поглощение радиоактивных излучений	Интенсивность радиоактивных излучений изотопов	Плавакшпатовые, медные, марганцевые, литиевые, алюминиевые руды
		Интенсивность гамма- и рентгеновского излучения источников под воздействием разделяемых компонентов Интенсивность нейтронного излучения источников Различия в рассеянии гамма-лучей разделяемых компонентов Различия в эффекте Мессбауэра	Железные, марганцевые, свинцовые, сурьмяные, вольфрамовые, оловянные Железные, бариевые, борные, литиевые, ртутные Железные, марганцевые, свинцовые, ртутные, вольфрамовые Оловянные
Оптические (фотометрические)	Характеристическое рентгеновское излучение	Интенсивность излучения разделяемых компонентов	
	Опико-физические свойства	Взаимодействие светового излучения с частицей	Бариевые, полевошпатовые, кварцевые руды, известняк, гипс, каменная соль, тальк
	Люминесценция разделяемых частиц	Различия в люминесценции частиц под ультрафиолетовым, рентгеновским и другим воздействием	Алмазные, сподуменовые, флюоритовые, шеститовые



В табл. 5 приведена примерная классификация электронных методов обогащения, основанная на физических параметрах выделяемых частиц.

Экспрессным методом измеряются такие параметры, как теплопроводность, теплоемкость, электропроводность, упругость, твердость и другие, что может служить основой для разработки соответствующих способов обогащения. Электронной сепарации подвергается обычно руда, измельченная до крупности 20—200 мм.

Принципиальные конструктивные решения и технические приемы электронного обогащения незначительно зависят от физического параметра, лежащего в основе процесса, что позволило унифицировать аппаратуру для этих целей.

Эффективность процессов обогащения можно определить по формуле (11). В формуле $\epsilon_{\text{рм}}$ — извлечение ценного компонента в концентрат, %; α — содержание ценного компонента в руде, %; β — содержание ценного компонента в концентрате, %; γ — выход концентрата, %; θ — содержание ценного компонента в хвостах, %; $\epsilon_{\text{рк}}$ — извлечение пустой породы в концентрат, %.

Обогащение на липких поверхностях — процесс, основанный на использовании различий свойств поверхностей минеральных частиц, обуславливающих избирательное закрепление определенных минералов на липких поверхностях в водной среде.

Обогащение по трению — процесс, основанный на использовании различий коэффициентов трения разделяемых минеральных частиц ископаемого сырья.

Глава III

ВСЯОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ И ПРОЦЕССЫ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ

К вспомогательным процессам обогащения относят обезвоживание (сгущение, фильтрование, сушка), смешивание (усреднение, шихтование), окускование (спекание, брикетирование, окомкование) и др.

При обогащении руд цветных и редких металлов из вспомогательных процессов применяется только обезвоживание. Последнее также всегда применяют при обогащении руд черных металлов и неметаллических полезных ископаемых.

Обезвоживание — процесс обработки продуктов обогащения, а также ископаемого сырья с целью снижения содержания в них влаги.

Сгущение — обезвоживание путем разделения пульпы на твердую фазу с пониженным содержанием влаги и на жидкую фазу со значительно меньшим содержанием взвешенных в ней твердых частиц. Обычно продукт сгущения содержит 50—60% твердого.

Процесс сгущения происходит под действием силы тяжести или под действием центробежной силы (центрифуги).

На обогатительных фабриках обычно сгущение производят в сгустителях.

Фильтрование — обезвоживание продуктов обогащения через пористую или перфорированную перегородку — осуществляют на плоскостях (грохотах), в трубах (бункерах) и в сосудах (ковши элеватора и т. п.) под действием силы тяжести или вакуума. Обычно при фильтровании получают продукты с влажностью менее 10%.

Сушка — обезвоживание естественным или искусственным испарением влаги из ископаемого сырья или продуктов обогащения (до содержания 1—3% влаги).

К процессам производственного обслуживания относятся внутризаводской транспорт, водо- и энергообслуживание, механизация и автоматизация подготовительных, основных и вспомогательных процессов, а также контроль и управление ими.

ОБОРУДОВАНИЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

Глава IV

ДРОБИЛКИ

§ 1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ЩЕКОВЫХ И КОНУСНЫХ ДРОБИЛОК

Для первого приема крупного дробления применяют щековые или конусные дробилки типа ККД, для второго приема — конусные редуцирующие дробилки типа КРД. Среднее и мелкое дробление твердых и средней твердости руд осуществляют в конусных дробилках среднего и мелкого дробления типа КСД и КМД. Для крупного, среднего и мелкого дробления мягких и хрупких полезных ископаемых применяют одно- и двухвалковые зубчатые и рифленые молотковые и роторные дробилки.

Производительность дробилок ориентировочно можно определить по каталогам или заводским паспортам, в которых обычно указывается производительность для руд средней крепости с насыпным весом $1,6 \text{ т/м}^3$ (плотность в монолите $2,7 \text{ т/м}^3$) и при условии, что размер наибольших кусков в питании равен $0,8-0,9 B$, где B — ширина загрузочного отверстия дробилки. Для руд с другими физическими свойствами при определении производительности дробилок следует внести поправки на крепость (дробимость), насыпной вес и крупность руды.

С учетом всех поправок производительность дробилки определяется по формуле

$$Q = Q_k k_{др} k_{\delta} k_{кр}, \quad (19)$$

где Q_k — производительность дробилки по каталогу или паспорту, т/ч;

$k_{др}$ — поправочный коэффициент на дробимость руды (табл. 6);

k_{δ} — поправочный коэффициент на насыпной вес, определяемый по формуле (20);

$k_{кр}$ — поправочный коэффициент на крупность руды (табл. 7, 8).

Таблица 6

Поправочный коэффициент $k_{др}$ для расчета производительности конусных дробилок

Руды	Временное сопротивление на сжатие δ , кгс/см ²	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	$k_{др}$	
			по нормам института Механобр	по формуле Левенсона-Клюева
Весьма твердые	1800—1200 и более	18—20	0,9	0,97
Твердые	1500—1800	15—18	0,95	1,0
Средней твердости	1000—1500	10—15	1,0	1,03
Мягкие	500—1000	5—10	1,2	1,08

Примечание. $k_{др}$ по формуле Левенсона—Клюева вычислен для руд, имеющих δ 2000, 1600 и 800 кгс/см².

Поправочный коэффициент $k_{кр}$ для расчета производительности конусных дробилок среднего и мелкого дробления

Отношение $\frac{b}{B}$	КСД		Отношение $\frac{a}{B}$	КМД	
	$k_{кр}$			$k_{кр}$	
	по данным В. А. Олевского	по формуле Левенсона—Клюева		по данным В. А. Олевского	по формуле Левенсона—Клюева
0,60	0,9—0,96	0,98	0,40	0,85—0,90	0,90
0,55	1,0	1,0	0,25	1,0	1,0
0,40	1,15—1,22	1,07	0,15	1,2—1,25	1,11
0,35	1,22—1,28	1,10	0,075	1,4—1,5	1,28

Примечание. b — ширина разгрузочного отверстия предшествующей дробилки, B — ширина загрузочного отверстия конусной дробилки среднего или мелкого дробления. Предполагается, что перед дробилками КСД установлены конусные дробилки КМД, КРД или щековые дробилки, а перед дробилками КМД — дробилки КСД.

Таблица 8

Поправочный коэффициент $k_{кр}$ для расчета производительности конусных дробилок крупного дробления (по К. А. Разумову)

Крупность наибольших кусков питания в долях ширины загрузочного отверстия B	$k_{кр}$
0,85	1,0
0,6	1,07
0,4	1,16
0,3	1,23

Поправочный коэффициент на насыпной вес вычисляется по формуле

$$k_b = \frac{\delta_n}{1,6} = \frac{\delta}{2,7}, \quad (20)$$

где δ_n — насыпной вес руды, $\tau/\text{м}^3$;

δ — плотность руды (в монолите), $\tau/\text{м}^3$;

1,6 и 2,7 — насыпной вес и плотность средней крепости руды.

Крепость некоторых руд приведена в табл. 9.

По формуле Левенсона — Клюева производительность конусных дробилок для среднего дробления пропорциональна $D^{0,2}$, где D — среднеарифметическая крупность питания, пропорциональная ширине разгрузочного отверстия существующей дробилки.

При замкнутом цикле дробления $\frac{b}{B}$ равно отношению ширины разгрузочного отверстия к ширине загрузочного отверстия дробилки.

Производительность дробилок для руд средней крепости с насыщенным весом 1,6 $\tau/\text{м}^3$ приблизительно можно определить по формулам:

для щековых дробилок

$$Q = q_m l b, \quad \tau/\text{ч}; \quad (21)$$

Таблица 9

Крепость руд некоторых месторождений цветных и редких металлов

Руда	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Руда	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова
Алтын-Топканская свинцово-цинковая	10—16	Миргалымсайская свинцово-цинковая	10—12
Белоусовская свинцово-цинковая	12—15	Норильская медно-никелевая	16—18
Дарасувская золотосодержащая	10	Печенгаинкель медно-никелевая	14
Джезказганская медная	8—15	Сибайская медно-цинковая	15—18
Джидинская вольфрамомолибденовая	13—15	Сихотэалинская свинцово-цинковая	14—16
Зырянская свинцово-цинковая	8—10	Сорская медно-молибденовая	9—14
Кальмакырская медная	6—12	Техелийская свинцово-цинковая	10—12
Карабашская медно-цинковая	6—8	Тырмаузская вольфрамомолибденовая	16—18
Кировоградская медная	10—15	Шерловогорская оловянная	10
Коунрадская медная	10—12		
Красноуральская медная	10—14		
Ленинградская свинцово-цинковая	16—18		

для конусных дробилок крупного дробления

$$Q = q_{\text{квс}} b, \text{ т/ч}; \quad (22)$$

для конусных дробилок среднего и мелкого дробления

$$Q = q_{\text{ксм}} b, \text{ т/ч}, \quad (23)$$

где Q — производительность дробилок, т/ч; $q_{\text{щ}}$ — удельная производительность щечковых дробилок, т/см² · ч; $q_{\text{кк}}$ — удельная производительность конусной дробилки крупного дробления, т/см² · ч; $q_{\text{ксм}}$ — удельная производительность конусных дробилок среднего и мелкого дробления, т/см² · ч; b — ширина разгрузочного отверстия дробилок, см; l — длина разгрузочного отверстия щечковой дробилки, см.

В табл. 10 и 11 приведена удельная производительность дробилок.

Производительность короткоконусной дробилки, работающей в замкнутом цикле, для руд средней крепости можно подсчитать по формуле

$$Q = k_{\text{ц}} q_{\text{ксм}} b, \quad (24)$$

где Q — производительность по исходному материалу, т/ч; $k_{\text{ц}}$ — коэффициент для замкнутого цикла дробления ($k_{\text{ц}} = 1,2-1,4$); $q_{\text{ксм}}$ — удельная производительность дробилки в открытом цикле (см. табл. 11); b — ширина разгрузочного отверстия, см.

В табл. 12 приведена фактическая производительность конусных дробилок на фабриках.

Удельная производительность щелевых и конусных дробилок крупного дробления (по В. А. Олевскому)

Щелевые дробилки с простым начальным щелем		Конусные дробилки крупного дробления		
Основные размеры, мм	$q_{щ}$, т/см ² ·ч	Тип дробилки	Основные размеры, мм	$q_{кк}$, т/см ² ·ч
600 × 900	0,11	ККД	500/75	24
900 × 1200	0,11	ККД	900/160	42—50
1200 × 1500	0,13	ККД	1200/150	60
1500 × 2100	0,13	ККД	1500/180	105
2100 × 2500	0,13	ККД	1500/300	139
		КРД	500/60	63
		КРД	700/75	93
		КРД	900/100	115

Таблица 11

Удельная производительность конусных дробилок среднего и мелкого дробления в открытом цикле (по В. А. Олевскому)

Среднее дробление		Мелкое дробление	
Типоразмер дробилки (исполнение А и Б)	$q_{ксм}$, т/см ² ·ч	Типоразмер дробилки	$q_{ксм}$, т/см ² ·ч
КСД-600	10	—	—
КСД-900	22	—	—
КСД-1200	40	КМД-1200	67
КСД-1750	82	КМД-1750	150
КСД-2200	140	КМД-2200	250—270
КСД-2500	182 *	КМД-2500	325 *
КСД-3000	260 *	КМД-300	460 *

* Приведена ориентировочная производительность.

Производительность конусных дробилок
среднего и мелкого дробления на некоторых обогатительных фабриках

Фабрика	Типоразмер дробилки	Ширина разгрузочного отверстия, мм	Удельная объемная производительность, м ³ /мм·ч
Ахтальская	КСД-900	7	1,8
Кавская	КСД-900	12	2,3
Карагайлинская	КСД-900	8	2,4
Золотушинская	КСД-1200	10	3,3
Кировоградская	КСД-1200	22	4,3
Карабашская	КСД-1200	22	4,3
Кафанская	КСД-1200	8	4,9
Мизурская	КСД-1200	14	4,5
Тумская	КСД-1200	18	4,7
Бурдинская	КСД-1650 и КСД-1750	12	7,1
Красноуральская	КСД-1750	25	5,1
Салаирская	КСД-1750	15	5,9
Миргалымсайская	КСД-1750	20	6,1
Краснореченская	КСД-1750	15	6,3
Сыбайская	КСД-1750	30	6,4
Ачисайская	КМД-1200	8	5,5
Краснореченская	КМД-1200	5	7,5
Белюсовская	КМД-1650 и КМД-1750	10	10,0
Березовская	КМД-1750	5	9,0
Золотушинская	КМД-1750	6	8,2
Кафанская	КМД-1750	6	12,5
Мизурская	КМД-1750	7	9,2
Миргалымсайская	КМД-1750	5	8,3
Джезказганская	КМД-2200	8	30,0

§ 2. ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЩЕКОВЫХ ДРОБИЛОК

В табл. 13 и 14 приведены техническая характеристика и некоторые эксплуатационные данные щекowych дробилок.

По ГОСТ 7084—71 основные детали щекowych дробилок со сложным качанием щеки должны изготовляться из материалов с механическими свойствами не ниже указанных в табл. 15.

Техническая характеристика щеки

Параметры	Со сложным качанием щеки *		
	ЩДС 2,5×4	ЩДС 2,5×9 (СМ-166А)	ЩДС 4×9 (СМ-741)
	Размеры загрузочного отверстия, мм	250×400	250×900
Ширина разгрузочного отверстия, мм:			
номинальная	50	50	75
пределы регулирования	20—80	20—80	40—100
Размер наибольшего куска питания, мм	240	240	340
Ход щеки, мм	40	40	9,5
Производительность, м ³ /ч:			
при минимальном и максимальном размерах разгрузочного отверстия	5—20	7—35	19,8;—48
при номинальном размере разгрузочного отверстия	12	19	29
Электродвигатель:			
тип	АОП2—72—4		АОП2—82—6
мощность, кВт	22	30	40
частота вращения, об/мин	1450		985
Масса дробилки без электрооборудования, кг	2500	5000	9340
Изготовитель	Выксунский завод дробильно-размо- оборудования		

* Наименование модели по ГОСТ или типу; в скобках указан № заводской модели.

вых дробилок (заводские данные)

Типоразмер дробилок

С простым качанием шени					
ИДДС 6×9 (СМ-16D)	ИДП 4×6 (С-644)	ИДП 6×9 (СМ-204Б) опытная	ИДП 9×12 (Д-1)	ИДП 12×15 (Д-2)	ИДП 15×21 (Д-3)
600×900	400×600	600×900	900×1200	1200×1500	1500×2100
100	75	100	130	150	180
75—200	40—100	80—160	100—180	150—250	180—200
510	340	510	750	1000	1200
12	20	29	30	32	44
35—120	10—25	42—84	130—180	170—220	450—700
60	19	53	130	220	450
AK2—91—4	AO—82—6	—	AK—103—8	AK—105—8	AK313—52—12
75	28	100	100	160	250
1450	985	—	725	735	490
14 650	7560	21 660	72 400	137 000	242 700
льного	Костром- ской завод «Стромма- шина»	Выксун- ский завод дробильно- размольно- го оборудо- вания	Завод «Волгоцеммаш»		

Усредненные данные о фактической работе щековых дробилок с простым качанием щеки на обогатительных фабриках цветной и черной металлургии СССР (по данным Института Механобр)

Типоразмер дробилки	Крупность, мм		Степень сокращения	Средний размер разгрузочного отверстия (номинальный), мм	Производительность, м ³ /ч		
	питания	дробленого продукта			общая при номинальном разгрузочном отверстии	на 1 мм разгрузочного отверстия	на 1 кВт установленной мощности
ЩДП 4 × 6	340	120	2,8	75	19	0,25	0,68
	300	75	4,0	45	16	0,35	0,95
ЩДП 6 × 9	540	160	3,2	100	55	0,55	0,73
	500	150	3,3	100	60	0,60	0,80
ЩДП 9 × 12 (старого типа)	650	240	2,7	150	88	0,60	0,80
	640	200	3,0	150	100	0,70	0,90
ЩДП 9 × 12 (модернизированный)	750	240	3,6	130	112	0,86	1,12
	500	150	3,5	130	150	1,16	1,50
ЩДП 12 × 15 (старого типа)	850	320	2,7	200	157	0,80	0,80
	950	250	3,8	200	150	0,75	0,63
ЩДП 12 × 15 (модернизированный)	1000	240	4,0	150	175	1,16	1,10
	1000	250	4,0	150	225	1,50	1,40
ЩДП 15 × 24 (старого типа)	1400	400	2,8	250	250	1,00	1,00
	1200	350	3,5	300	360	1,20	1,40
ЩДП 15 × 24 (модернизированный)	1300	290	4,5	180	342	1,70	1,25
	1250	275	4,5	180	450	2,50	1,80

Примечания: 1. В верхних графах указаны паспортные данные, в нижних — фактически обработанные методом математической статистики с исключением выстремленных значений. 2. Удельные показатели определены при производительности, соответствующей номинальному значению разгрузочного отверстия.

Таблица 15

Качество материала основных деталей щековых дробилок

Деталь	Материал
Станина	Стальной прокат Ст. 3 (ГОСТ 380—60) или стальное литье сталь 25Л-1 (ГОСТ 977—65)
Эксцентриковый вал	Сталь 45 (ГОСТ 1050—60)
Подвижная щека	Стальной прокат Ст. 3 (ГОСТ 380—60) или стальное литье сталь 35Л-1 (ГОСТ 977—65)

§ 3. НОВЫЕ КОНСТРУКЦИИ ЩЕКОВЫХ ДРОБИЛОК

Из новых конструкций следует отметить щековую дробилку с двумя подвижными щеками и модернизированные дробилки ЩДП 12 × 15 и ЩДП 15 × 24. Техническая характеристика последней приведена в табл. 16.

Щековая дробилка с двумя подвижными щеками предназначена для вторичного дробления материалов высокой прочностью максимальной крупности 210 мм и крупностью готового продукта от 40 до 80 мм. Дробилка (рис. 3) состоит из станины, щеки с валом и шкивом и щеки с валом и приводом. Зев дробилки с боков футерован стальными листами из марганцовистой стали. Величина разгрузочного отверстия регулируется винтовым механизмом с трещоткой. Такое устройство позволяет поддерживать постоянный зазор между щеками по мере износа дробящих плит.

Дробилка снабжена специальным устройством, предохраняющим ее от попадания недробимых предметов. Устройство, расположенное над зевом дробилки, отсасывает пыль, образующуюся при дроблении. Для уменьшения подсоса воздуха между подвижными щеками и ограждениями в пространстве под зевом предусмотрены резиновые фартуки. Испытания дробилки показали, что ее производительность приблизительно в два раза выше, чем у дробилок со сложным качанием щеки того же размера. У этих дробилок значительно сокращается износ дробящих плит. Дробилка рекомендована к серийному производству.

Таблица 16

Техническая характеристика новых щековых дробилок

Параметры	Тип дробилки	
	С простым качанием щеки ЩДП 15×24	С двумя подвижными щеками
Размеры загрузочного отверстия, мм:		
ширина	1500	250
длина	2100	900
Ширина разгрузочного отверстия, мм	180	40—80
Размер наибольшего куска питания, мм	1200	210
Примерная производительность при дроблении руд средней твердости с объемным весом 1,6 т/м ³ , м ³ /ч	500	30—60
Частота вращения главного вала, об/мин	100	400
Эксцентриситет вала, мм	40	8
Угол наклона щеки, град	22	18
Электродвигатель:		
тип	ФАМСО 158—12 А131—12 ФАМСО 4510—12 А132—12	АО—93—4
мощность, кВт	250	75
Габариты, мм:		
длина	6600	2060
ширина	6800	2390
высота	4800	1335
Масса дробилки без электрооборудования, т	256	7,4
Изготовитель	Завод «Волгоцеммаш»	Выксунский завод дробильно-размольного оборудования

Крупные щековые дробилки со ступенчатым запуском (ЩДП 12×15 и ЩДП 15×21) выпускаются в настоящее время серийно, сохраняя старую принципиальную схему, получили новое конструктивное оформление, а именно: увеличена высота дробилки и поднят центр подвеса подвижной щеки. Это увеличило амплитуду колебаний верхней ее части и несколько повысило производительность;

принят криволинейный профиль дробящего пространства в зоне разгрузки, что снижает крупность дробленой руды и способствует более равномерному износу нижней части футеровки;

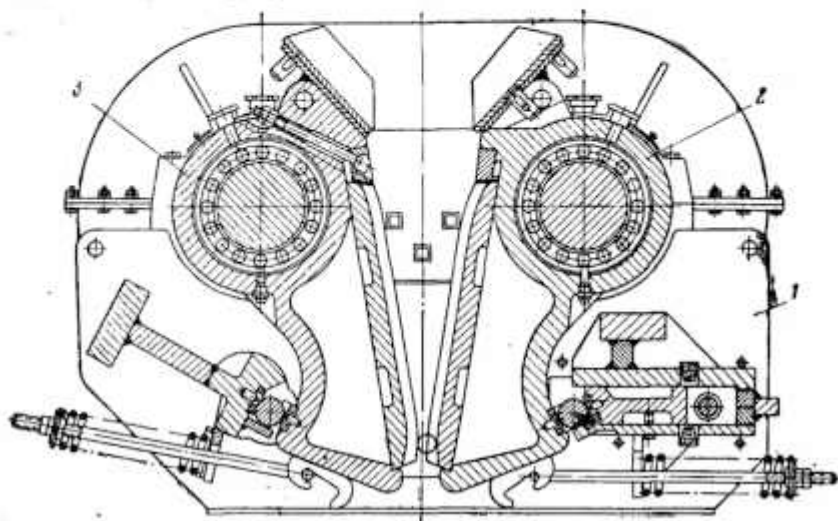


Рис. 3. Щековая дробилка с двумя подвижными щеками:

1 — станция; 2 — щека с валом и шкивом; 3 — щека с валом и приводом

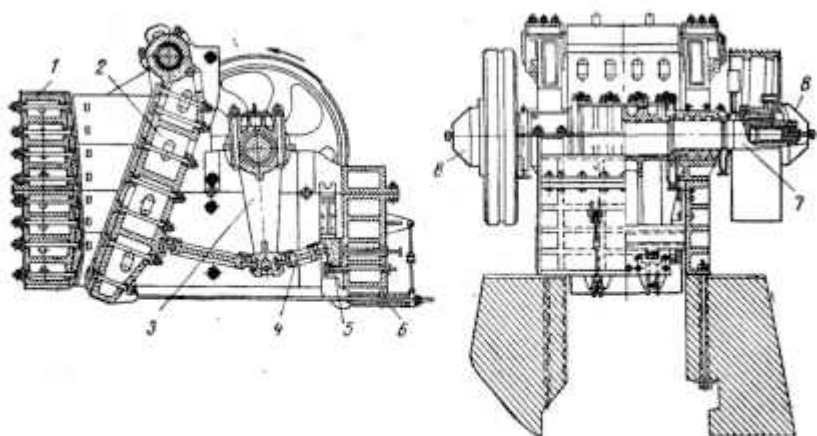


Рис. 4. Щековая дробилка ЩДП 15 × 21 (С-888):

1 — станция; 2 — подвижная щека; 3 — шатун; 4 — распорные плиты; 5 — задний упор; 6 — замыкающее устройство; 7 — главный вал; 8 — фрикционная муфта

предусмотрено гидравлическое устройство, позволяющее запускать дробилку без дополнительных тяговых средств.

В ранее выпускающихся дробилках при запуске нужно было повернуть главный вал так, чтобы шатун оказался в наивысшем положении; в противном случае мощность приводного двигателя была недостаточной для запуска.

В модернизированных дробилках запуск ступенчатый: вначале включается насос маслосистемы, подающий жидкость под плунжера фрикционных муфт, встроенных в маховик и в шкив. Пружины сжимаются и отключают шкив и маховик от главного вала. Затем запускается электродвигатель, который приводит во вращение шкив. После того как последний наберет нормальное число оборотов, давление с плунжера автоматически снимается и шкив соединяется с главным валом. Спустя 20 с аналогичным образом с главным валом соединяется и маховик. С этого момента дробилка полностью запущена на холостой ход, и ее можно загружать материалом.

Гидравлическое устройство также предохраняет от перегрузки при прохождении недробимых тел или переполнении дробилки (при перегрузках фрикционные муфты пробуксовывают, о чем подается соответствующий сигнал).

Недостатком щекových дробилок пока остается невозможность запуска под завалом.

На Норильском горно-металлургическом комбинате успешно прошла промышленные испытания модернизированная дробилка ЩДП 15 × 21 (С-888) (рис. 4).

§ 4. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ЩЕКОВЫХ ДРОБИЛОК

Пуск и остановка дробилок

Пуску щекových дробилок предшествует проверка: крепления коренных и шатунных подшипников, броневых плит (щек), болтов и гаек, крепления регулировочных клиньев, шпонок маховиков, наличия и качества масла в подшипниках и системе циркуляционной смазки, а также наличия густой смазки в масленках и состоянии приводных ремней.

Нельзя пускать дробилку в загруженном состоянии, а крупные — даже в холостом виде, если шатун не выведен из нижнего положения в верхнее. Для установки шатуна в верхнее (пусковое) положение в крупных дробилках старой конструкции имеется специальное устройство для поворачивания маховика. Если его нет, то маховик поворачивается в положение пуска мостовым краном.

Перед остановкой дробилки следует прекратить загрузку ее рудой. После того как дробильная камера освободилась от руды, можно выключить мотор привода дробилки и приводов питателя и конвейера. При аварийных остановках дробилки с заполненной рудой камерой перед ее повторным пуском необходимо очистить камеру от руды.

Обслуживание дробилки

Загружать дробилку рудой следует после того, как она достигла нормального числа оборотов. Для этого дробилка должна проработать вхолостую 1—2 мин. Питание дробилки рудой должно быть строго равномерным. При односторонней загрузке неизбежен неравномерный износ дробильных плит и всяком случае поломка дробилки от перегрузки. Максимальный размер куска руды в питании дробилки не должен превышать 0,85 ширины загрузочного отверстия. Застывшие в пасти дробилок куски руды нельзя проталкивать через разгрузочное отверстие. Их удаляют, если это крупные куски, клещами с захватом мостовым краном.

При смазке дробилок следует руководствоваться следующим правилом: нормальная температура масла должна быть в пределах 35—40° С. При температуре 45—50° С следует выключить охлаждение масляной системы. Если температура возрастает до 65—70° С, то дробилку нужно немедленно остановить, чтобы выяснить причины нагрева и устранить их. В неотапливаемых помещениях зимой перед пуском дробилки в работу масло предварительно нагревают до 25—

Основные неполадки в работе щековых дробилок и способы их устранения

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
<p>Дробилка выдает крупный материал</p>	<p>Износивность дробящих плит Большая ширина разгрузочного отверстия</p> <p>Односторонний большой износ дробящих плит</p>	<p>Перевернуть плиты на 180° или заменить новыми Уменьшить разгрузочное отверстие, для чего поднять задний регулировочный клин, сменить прокладку и заменить предохранительную распорную плиту Устранить одностороннюю загрузку дробилки, установив загрузочную воронку дробилки</p>
<p>Дробилка не развивает паспортную производительность</p>	<p>Заниженное число оборотов вала (число качаний подвижной щеки)</p> <p>Неправильное направление вращения вала (в дробилке со сложным движением) Чрезмерно мала ширина разгрузочного отверстия</p> <p>Предельно износились дробящие плиты Крупность дробимого материала превышает допустимые пределы Односторонняя загрузка дробилки</p>	<p>Увеличить скорость вращения вала уменьшением передаточного числа ременной передачи или заменой электродвигателя более быстрогоходным Изменить направление вращения на обратное переключением фаз электродвигателя Установить требуемую ширину разгрузочного отверстия и по мере ее увеличения (износа плит) периодически регулировать Перевернуть плиты на 180° или заменить новыми Устранить подачу в дробильное отделение негабаритных кусков Устранить одностороннюю загрузку дробилки, установив загрузочную воронку впереди, по центру или сверху дробилки</p>
<p>Резкий треск. Подвижная щека перестает качаться, шатун бросает вперед и назад. Пружина тити ослабевает</p>	<p>Сломалась распорная плита</p>	<p>Остановить дробилку. Отвернуть гайку. Отвести подвижную щеку вперед. Осмотреть гвезда распорных досок. Заменить их</p>
<p>Дробление прекращается. Маховик продолжает вращаться. Распорные плиты выскакивают из гвезда</p>	<p>Сломалась пружина или титя, отвернулась гайка тити</p>	<p>Остановить дробилку. Очистить загрузочное отверстие от руды. Осмотреть место поломки. Заменить поломанную деталь</p>

Неисправности	Возможные причины	Способы устранения
При работе слышен металлический стук, рабочая плита ударяется о щеки	Ослабла рабочая плита подвижной щеки	Остановить дробилку. Очистить загрузочное отверстие от руды. Осмотреть крепление рабочей плиты. Подтянуть стопорные болты или заменить упорную планку
Дробилка работает неравномерно. Слышен стук. Крышка подшипника прыгает	Сломался болт корпусного подшипника	Остановить дробилку. Произвести замену болтов. Крышки подшипника промыть керосином и тщательно смазать. Осмотреть крепление болтов парного подшипника
Заметно биение маховика. Вал замедляет вращение	Ослабла и сорвана шпонка у шкива маховика	Остановить дробилку, заменить шпонку, проверить канавки. При установке на место маховик тщательно выверить
Появился стук в шкивной части дробилки	Пружина буферной тяги потеряла упругость или лопнула	Сменить пружину
Дробилка теряет обороты, ремень буксует	Ослабли ремни	Осмотреть натяжение садовок двигателя и его фундаментные болты. Натянуть ремни передачи передвиганием электродвигателя
Температура масла, выходящего из холодильника, выше 45° С	Отсутствует охлаждающая вода Загрязнена охлаждающая система	Подать воду в охлаждающую систему Очистить охлаждающую систему
Снизилось давление масла в маслосистеме	Неисправен насос. Масло застыло. Перекрыт кран	Исправить насос или поставить резервный. Подогреть масло. Проверить, открыты ли краны
Повысилось давление масла, сопровождаемое нагревом подшипников и повышением температуры масла в сливе	Закупорен маслопровод или каналы для масла в деталях дробилки	Остановить дробилку. Прочистить маслопроводы и каналы для масла в деталях дробилки

35° С. Нормальная температура работающего подшипника качения равна 50—60° С.

Основные неполадки в работе щековых дробилок и меры их устранения приведены в табл. 17.

В табл. 18 приведена характеристика систем смазки дробилок, а в табл. 19 — примерный годовой расход масла и смазки.

Таблица 18

Характеристика систем смазки щековых дробилок с простым качанием щеки для крупного дробления

Узлы смазки	Число		Вид смазки	Сорт и марка смазочного материала		Установки для смазки	
	узлов	точек смазки в узле		летом	зимой		
Распорные плиты заднего упора	1	4	Густая автоматическая	Индустриальная смазка ИП1-Л (ГОСТ 3257-53)	Индустриальная смазка ИП1-3 (ГОСТ 3257-53)	Автоматическая станция САГ-100	
То же	1	8					
Распорная плита шатуна	2	4					
Распорная плита подвижной щеки	1	4					
Подшипники эксцентриков	2	1	Жидкая центральная	Индустриальное масло 50 (ГОСТ 1707-51)			Смазочная установка производительностью 50—85 л/мин
Подшипники шатуна	1	2					
Подшипники привода	2	1	Густая ручная или автоматическая	Индустриальная смазка ИП1-Л (ГОСТ 3257-53)	Индустриальная смазка ИП1-3		

В табл. 20 приведен примерный срок службы наиболее изнашиваемых деталей щековых дробилок.

В табл. 21 приведен срок службы футеровок из стали 110Г13Л при дроблении руд крупностью 120—0 мм.

Годовой расход футеровки щековых дробилок при двухсменной работе (загрузка 90%) по методике института ВНИИСтройдормаш P_{ϕ} определяется расчетом в зависимости от количества перерабатываемого материала

$$P_{\phi} = \frac{Q_{\text{гсм}} q}{1000}, \tau, \quad (25)$$

где $Q_{\text{гсм}}$ — количество материала, перерабатываемого в дробилках, т/год;
 q — удельный расход футеровки, г/т, определяемый по эмпирической формуле

$$q = 4,2 \cdot 10^{-5} \frac{\sigma^2}{B^{0,7}} h_{\text{к}}, \quad (26)$$

где σ — предел прочности перерабатываемого материала на сжатие, кгс/см²;
 B — ширина загрузочного отверстия дробилки, дм;
 k_k — коэффициент кинематики, учитывающий конструкцию дробилки (табл. 22).

Таблица 19

Примерный годовой расход масла и смазки для щековых дробилок

Смазочное масло, смазка	Количество масла в емкостной системе, кг	Расход масла на заполнение емкостной системы, кг/год		Расход масла на доливку, кг/год	Общий расход смазочных материалов, кг/год	
		без учета регенерации	с учетом регенерации		без учета регенерации	с учетом регенерации
Д р о б и л к а 9 × 12						
Индустриальное 50	270	1620	320	4 200	5 820	4 520
Индустриальная ИП4-3	—	—	—	1 050	1 050	1 050
Д р о б и л к а 12 × 15						
Индустриальное 50	450	2700	540	6 400	9 100	6 940
Индустриальная ИП4-3	—	—	—	1 600	1 600	1 600
Д р о б и л к а 15 × 21						
Индустриальное 50	450	2700	540	10 200	12 400	10 740
Индустриальная ИП4-3	—	—	—	2 550	2 550	2 550

Таблица 20

Примерный срок службы быстрознашивающихся деталей щековых дробилок

Деталь	Материал	Средний срок службы, месяцев	Запас по нормам технологического проектирования (по данным института Механобр)
Броня щеки:	Марганцовистая сталь	4	3 комплекта
подвижной		4	То же
неподвижной	То же	4	»
Щеки		3—20*	4 шт.
Распорные плиты	Сталь углеродистая	6	2 комплекта
Вкладыши:		24	1 комплект
распорных плит		48	»
коренных подшипников	Баббитовая заливка	72	1 шт.
эксцентрикового подшипника		12	»
Ось подвижной щеки	Бронза	12	»
Вкладыши оси подвижной щеки	—	36	1 комплект
Пружина	—	36	1 комплект

* Меньшая цифра — для дробилок старого типа с ломающейся предохранительной плитой, большая — для модернизированных дробилок с фрикционными муфтами.

Срок службы футеровок из стали 110Г13Л щековых дробилок 15×21
при ширине разгрузочного отверстия 250 мм
и крупности питания 120—0 мм (по данным института Механобр)

Руды	Футеровка щек	Срок службы футеровки, ч	Удельный расход стали, г/т
Россышные с глинистыми разностями, окисленные	Подвижной	9 900	1,288
	Неподвижной	10 345	1,266
Окисленные, крепостью 5—8 по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Подвижной	3 976	3,826
	Неподвижной	6 832	2,486
Сернистые, крепостью 5—10 по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Подвижной	2 071	2,645
	Неподвижной	3 105	1,630

Таблица 22

Значение коэффициента кинематики

Тип щековой дробилки	k_k
С простым качанием щеки	1,0
С двумя подвижными щеками	0,9
Со сложным качанием щеки	4,5

Таблица 23

Удельный расход футеровки щековых дробилок

Коэффициент крепости руды по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Расход стали Г13Л, кг/т	
	по формуле (26)	фактический
8	0,0021	0,0024
9	0,0038	—
9,5	0,0047	0,0047—0,0055
10	0,0065	—
10,5	0,0082	0,0072—0,0082
11	0,0105	0,0093
11,5	0,0013	—
12	0,016	—
13	0,024	—
14	0,035	—
15	0,049	—
16	0,062	0,050
17	0,082	0,096

Удельный расход футеровки щековых дробилок можно определить по формуле¹

$$q = 0,0065 \left(\frac{f}{10} \right)^5, \text{ кг/т,} \quad (27)$$

где f — коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протодяконова.

Удельный расход футеровочной стали щековых дробилок приведен в табл. 23.

§ 5. ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА КОНУСНЫХ ДРОБИЛОК

В табл. 24—28 приведены технические и эксплуатационные данные конусных дробилок крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления.

Таблица 24

Производительность конусных дробилок
среднего и мелкого дробления на некоторых обогатительных фабриках

Фабрика	Типоразмер дробилки	Ширина разгрузочного отверстия, мм	Удельная объемная производи- тельность, м ³ /мм·ч
Актальская	КСД-900	7	1,8
Канская	КСД-900	12	2,3
Карагайлинская	КСД-900	8	2,4
Золотушинская	КСД-1200	10	3,3
Кировоградская	КСД-1200	22	4,3
Карабашская	КСД-1200	22	4,3
Кафанская	КСД-1200	8	4,9
Мизурская	КСД-1200	14	4,5
Бурдлинская	КСД-1650	12	7,1
	КСД-1750		
Красноуральская	КСД-1750	25	5,1
Салавская	КСД-1750	15	5,9
Миргалимская	КСД-1750	20	6,1
Краснореченская	КСД-1750	15	6,3
Сибайская	КСД-1750	30	6,4
Ачисайская	КМД-1200	8	5,5
Краснореченская	КМД-1200	5	7,5
Белюсовская	КМД-1650	10	10,0
	КМД-1750		
Березовская	КМД-1750	5	9,0
Золотушинская	КМД-1750	6	8,2
Кафанская	КМД-1750	6	12,5
Мизурская	КМД-1750	7	9,2
Миргалимская	КМД-1750	5	8,3
Джевклаганская	КМД-2200	8	30,0

¹ П. П. Липов. Оборудование дробильных фабрик. М., Metallургиястат, 1965.

Техническая характеристика конусных дробил

Параметры	С механическим регулированием щели				С гш
	ККД-500/75	ККД-1200/150	ККД-1500/180	ККД-1500/300А	ККД-500/75ГРЩ
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1220	1900	2520	3200	1220
Число качаний дробящего конуса в минуту	160	400	80	82	160—180
Ширина отверстия, мм:					
загрузочного	500	1200	1500	1500	500
разгрузочного	75	150	180	300	75
Размер наибольшего куска штанья, мм	400	1000	1200	1200	400
Производительность при дроблении руды средней твердости, м ³ /ч	150	560	1150	2300	150
Электродвигатель:					
тип	А 103—			АК313—	А103—
число	8М			52—10	8М
мощность, квт	1			2	1
частота вращения, об/мин	125			400×2	125
напряжение, в	740			590	740
	380—500			6000—	380—500
				3000	
Масса дробилки без электрооборудования, смазочной станции и запасных частей, т	39,4	229	393	611,0	43,5
Изготовитель					Ураль

Примечание. Тип привода — клиноременный.

лок крупного дробления (заводские данные)

Типоразмер дробилки					
гидравлическим регулированием щели			Редукционные с гидравлическим регулированием щели		
ККД-900/130ГРЩ	ККД-1200/150ГРЩ	ККД-1500/180ГРЩ	КРД-500	КРД-700	КРД-900
1636	1900	2520	1680	2040	2340
140	120	80	145	135	110
900	1200	1500	500	700	900
130	150	180	60	75	100
750	1000	1200	400	550	750
340	680	1150	200	400	680
AK312— 42—8	AK313— 42—10	AK312— 52—10	AK313— 42—12	AK313— 52—12	AK313—52—10
1	1	1	1	1	1
250	320	400	200	250	400
740	590	590	490	490	590
3000—6000	3000—6000	6000—3000	6000	6000	6000
140	242	405	87,9	134	258

ский завод тяжелого машиностроения (УЗТМ)

Техническая характеристика конусных дробилок среднего и мелкого дробления (заводские данные)

Параметры	Типоразмер дробилки						
	КСД-600Б	КСД-900Б	КСД-1200А	КСД-1200Б	КСД-1750Б	КСД-2200А	КСД-2200Б
Диаметр основания дробящего конуса, мм	600	900	1200	1200	1750	2200	2200
Число качаний дробящего конуса в минуту	350	330	260	260	245	224	224
Ширина отверстия, мм: загрузочного	75	120	115	170	250	275	350
разгрузочного	12-25	15-50	8-25	20-50	25-60	10-30	30-60
Размер наибольшего куска питания, мм	75	120			215	250	300
Производительность при дроблении руды средней твердости в диапазоне регулирования разгрузочного отверстия, м ³ /ч	19-32	36-62	30-85	70-105	160-300	120-340	340-580
Электродвигатель: тип	АОЛ2-72-4	АОЛ2-82-4	АО104-8	АО104-8	АО104-8М	АЗД13-52-12	АЗ13-42-12
число	1	1	1	1	1	1	
мощность, квт	30	55	75	75	160	250	
частота вращения, об/мин	1450	1470	735	735	740	495	
напряжение, в	380	380	380	380	380; 500	3000/6000	
Тип привода	Клиноременный						Непосредственный
Масса дробилки с разводкой смазки без электрооборудования смазочной станции и запчастей, т	3,66	9,62	22,8	22,8	46,8	76,6	76,1
Изготовитель	Выксунский завод дробильного оборудования		Южуралмашзавод		УЗТМ		

Продолжение табл. 26

Параметры	Типоразмер дробилки						
	КСД-2200ГРЦ	КМД-1200	КМД-1750	КМД-1750ГРЦ	КМД-2200	КМД-2200ГРЦ	КМД-2500ГРЦ
Диаметр основания дробящего конуса, мм	2200	1200	1750	1750	2200	2200	2200
Число качаний дробящего конуса в минуту	217	260	245	245	224	217	200
Ширина отверстия, мм: загрузочного	350	45	100	100	130	130	180
разгрузочного	30-60	3-43	5-15	5-15	5-15	5-15	5-15
Размер наибольшего куска питания, мм	300	38	85	85	100	100	150
Производительность при дроблении руды средней твердости в диапазоне регулирования разгрузочного отверстия, м ³ /ч	—	12-55	40-120	40-120	75-220	—	95-280
Электродвигатель: тип	АЗ13-52-12	АО104-8	АО104-8М	А104-8	АЗД13-52-12	АЗ13-42-12; АЗ13-52-12	АЗ12-52-10
число	1	1	1	1	1	1	1
мощность, квт	250	75	760	160	250	250	250
частота вращения, об/мин	490	735	740	735	495	490	590
напряжение, в	3000/6000	380	380/500	380	3000/6000	3000/6000	6000
Тип привода	Непосредственный						
Масса дробилки с разводкой смазки без электрооборудования смазочной станции и запчастей, т	75	22,7	46,8	40,0	78,4	73	139,7
Изготовитель		Южуралмашзавод	УЗТМ				

Средние данные о фактической пропускной способности дробилок среднего и мелкого дробления на отечественных обогатительных фабриках (по данным института Механобр)

Типоразмер дробилки	Достигнутая пропускная способность		Типоразмер дробилки	Достигнутая пропускная способность	
	м ³ /ч	на 1 мм разгрузочного отверстия		м ³ /ч	на 1 мм разгрузочного отверстия
КСД-600	8,5	1,0	КСД-2100—2200	280	10,0
КСД-900	19	2,0	КМД-1200	38	6,3
КСД-1200	62	3,5	КМД-1650—1750	64	10
КСД-1650—1750	112	6,0	КМД-2200	140	25,5

Таблица 28

Расход электроэнергии на 1 т продукта среднего и мелкого дробления в нормальных и короткоконусных дробилках, квт·ч

Размер дробилки, мм	Ширина разгрузочной щели, мм															
	3	5	8	10	13	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60	
900	—	2,17	1,47	1,22	0,99	0,81	0,66	0,55	0,53	0,51	0,50	0,49	0,48	—	—	
	3,09	1,47	1,32	1,07	0,82	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
1200	—	—	1,40	0,93	0,82	0,72	0,51	0,49	0,46	0,44	0,42	0,40	0,37	—	—	
	3,31	1,84	1,10	0,88	0,66	0,55	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
1650	—	—	—	1,25	0,96	0,81	0,62	0,51	0,44	0,40	0,37	0,35	0,33	0,31	0,29	
	—	1,91	1,18	0,88	0,72	0,62	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
2100	—	—	—	1,10	0,88	0,74	0,55	0,44	0,37	0,33	0,31	0,29	0,26	0,24	0,22	
	—	1,84	1,10	0,81	0,66	0,62	—	—	—	—	—	—	—	—	—	

§ 6. НОВЫЕ КОНСТРУКЦИИ КОНУСНЫХ ДРОБИЛОК

Конусные дробилки крупного дробления

Совершенствование конструкции дробилок крупного дробления (типа ККД и КРД) ведется в направлении повышения надежности основных узлов, износоустойчивости футеровок, внедрения гидравлической опоры и регулировки разгрузочного отверстия, а также повышения степени сокращения дробимого материала улучшением конфигурации рабочей полости.

К вновь созданным дробилкам крупного дробления относится дробилка ККД-1500/180 с гидравлическим регулированием разгрузочного отверстия и криволинейной формой очертания поверхности нижней части рабочего пространства (рис. 5).

Величину разгрузочного отверстия изменяют подъемом или опусканием дробящего конуса благодаря изменению уровня масла в цилиндре под плунжером. Регулировка величины разгрузочного отверстия в широких пределах позволяет сократить износ футеровок и увеличить срок их службы.

Важным преимуществом гидравлического устройства дробилок крупного дробления является возможность предохранения их от поломок при попадании крупных металлических предметов, которые в рабочем пространстве вызывают мгновенное торможение и чрезмерную перегрузку основных деталей и узлов. Наличие предохранительного клапана в гидросистеме обеспечивает защиту дробилки от указанных перегрузок.

Конусная дробилка ККД-1500/180 ГРЦ, в отличие от подобных дробилок ранних моделей, выдает более равномерный по крупности дробленый продукт.

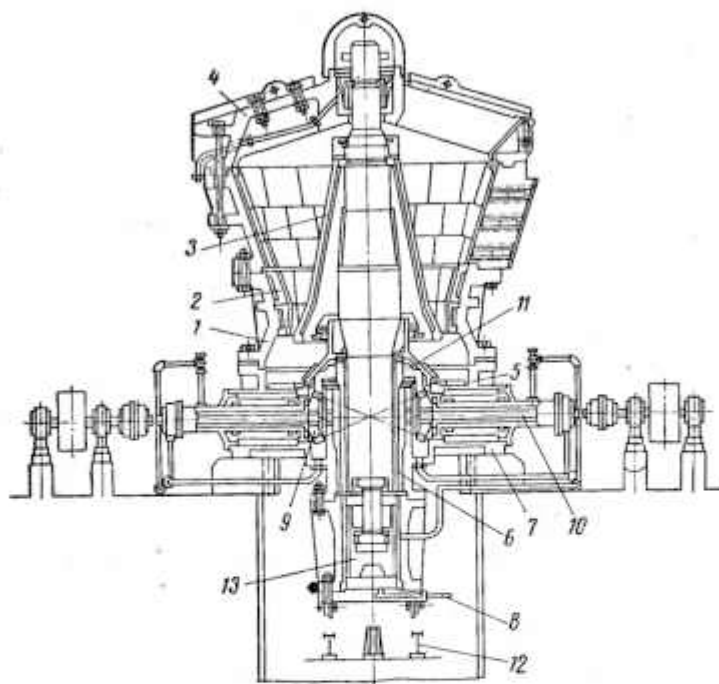


Рис. 5. Конусная дробилка ККД-1500/180 с гидравлическим регулированием разгрузочного отверстия:

1 — корпус; 2 — футеровка; 3 — подвижный конус; 4 — траверса; 5 — нижняя часть корпуса; 7 — корпус приводного вала; 8 — механизм гидравлического регулирования разгрузочного отверстия; 9 — ведущая шестерня; 10 — приводной вал; 11 — ведомая шестерня; 12 — выдвинутая ремонтная площадка; 13 — шпунтер гидравлического цилиндра

Недостатком этой дробилки является то, что при максимальной производительности она подпрессовывается рудой, а гидравлическое устройство громоздко и неудобно для ремонта.

В 1966—1967 гг. Уралмашзавод спроектировал конусную дробилку ККД ГВП-1500/180 с верхним гидравлическим подвесом дробящего конуса.

У этой дробилки гидравлическое устройство для регулирования разгрузочного отверстия расположено сверху, под козырьком траверсы в зоне, обслуживаемой мостовым краном. Поэтому нет необходимости предусматривать специальные приспособления для ремонта. Нижняя часть станины остается в прежнем исполнении, тем самым исключается и подпрессовка.

Уралмашзавод осваивает производство редукционных дробилок крупного дробления КРД, предназначенных для установки в цикле дробления после дробилок ККД-1500.

Завод изготовил опытные образцы **редукционной дробилки КРД-900/100**, в которые внесен ряд изменений: усилены футеровки траверсы и повышены сроки их службы; защищены от воздействия дробленой руды центральный стакан и корпус гидравлического цилиндра; усовершенствована конструкция ряда

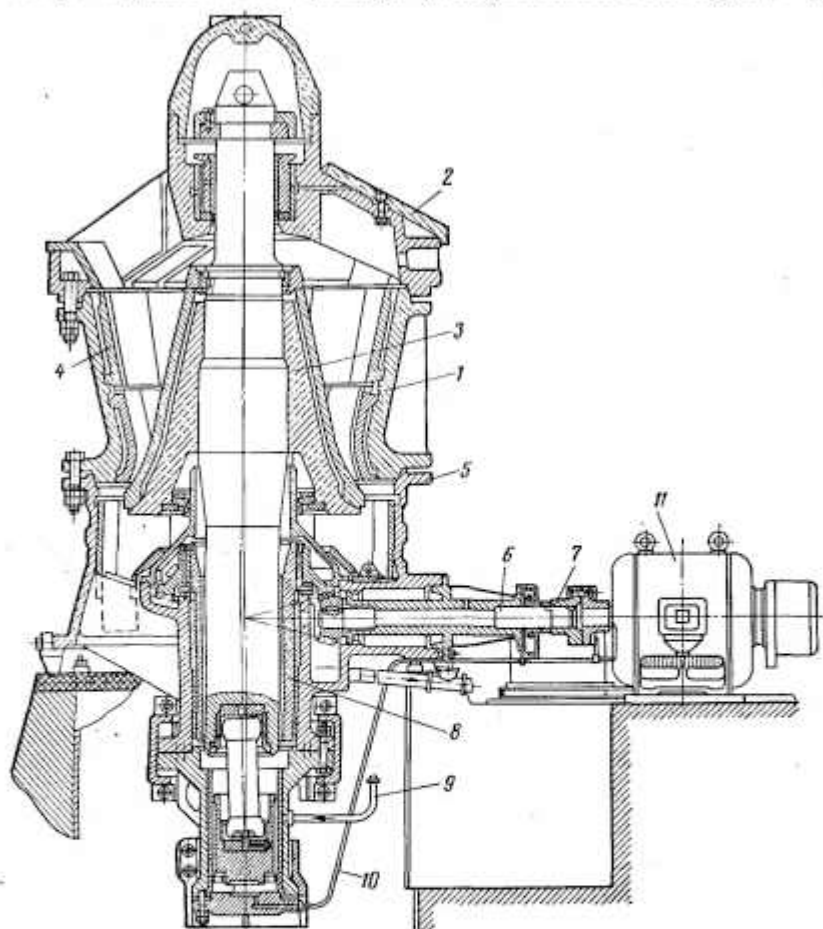


Рис. 6. Конусная дробилка КРД-700/75:

1 — корпус; 2 — траверса; 3 — подвижный конус; 4 — футеровка; 5 — нижняя часть корпуса; 6 — приводной вал; 7 — муфта; 8 — эксцентрик; 9 — система смазки; 10 — гидравлическое устройство; 11 — электродвигатель

других узлов. Дробилка КРД-700/75 имеет гидравлическое регулирование разгрузочного отверстия и пестовую качающуюся опору для главного вала дробящего конуса (рис. 6).

Конусные дробилки среднего и мелкого дробления

Дробилка КМДТ-2200. Уральским заводом тяжелого машиностроения им. С. Орджоникидзе (г. Свердловск) выпущена новая конусная дробилка тонкого мелкого дробления с диаметром подвижного конуса 2200 мм (КМДТ-2200),

конструкция которой показана на рис. 7. Техническая характеристика дробилки (в сравнении с дробилкой КМД-2200) приведена в табл. 29.

Производительность дробилки КМДТ-2200 меняется в широком диапазоне в зависимости от физико-механических свойств перерабатываемого материала.

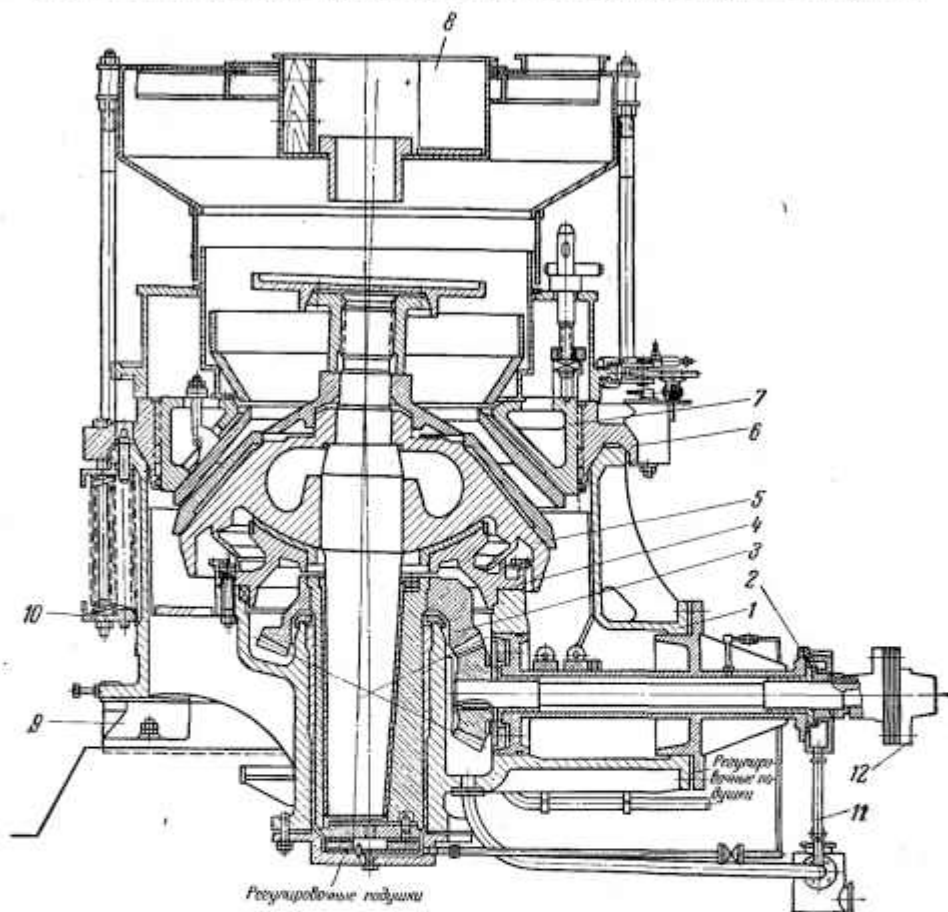


Рис. 7. Конусная дробилка КМДТ-2200:

1 — станина; 2 — привод; 3 — узел эксцентрика; 4 — опорная чаша; 5 — подлинный конус; 6 — опорное кольцо; 7 — регулировочное кольцо; 8 — загрузочное устройство; 9 — фундаментальная плита; 10 — опора призматических пружин; 11 — главный трубопровод; 12 — муфта сцепления

Дробилка КМДТ-2200 отличается от дробилок КМД-2200 надежностью в работе.

Высокая прочность деталей обеспечивается преимущественно за счет новых конструктивных решений.

В конструкцию отдельных узлов дробилки внесены следующие главные изменения:

1. Усилены корпусные детали станины, опорное и регулировочное кольцо, картер приводного вала и др.

Сравнительные характеристики дробилок КМДТ и КМД

Параметры	КМДТ-2200	КМД-2200
Диаметр основания дробящего конуса, мм	2200	
Ширина отверстия, мм; загрузочного разгрузочного	100 5—7,5	130 5—15
Наибольший размер куска питания, мм	85	100
Число качаний эксцентрика в минуту	242	224
Длина параллельной зоны, мм	350	
Производительность при насыпном весе 1,6 т/м ³ , м ³ /ч	150	75—220
Мощность электродвигателя, кВт	250	

Таблица 30

Сравнительная масса деталей дробилок, кг

Детали	КМДТ-2200	КМД-2200
Нижняя часть станины в сборе	22 930	17 470
Приводной вал в сборе	2 775	2 115
Эксцентрик в сборе	4 240	3 950
Опорная чаша	3 127	2 740
Подвижной конус	17 680	15 570
Опорное кольцо	6 515	7 345
Регулирующее кольцо	12 300	13 710
Пружины	7 456	7 520
Футеровка конуса: подвижного	3 000	2 860
неподвижного	2 800	2 700

2. В результате изменения профиля рабочего пространства и повышенного числа качаний в минуту подвижного конуса (на 11%) при дроблении получается 95% продукта — 20 мм в открытом цикле.

3. В узле приводного вала устранены все недостатки, выявленные в процессе длительной эксплуатации дробилок КМД-2200.

В связи с тем, что привод работает в тяжелых условиях и его детали часто испытывают большие перегрузки, особенно при прохождении через дробилку недробимых тел, внесены существенные изменения не только в геометрические размеры отдельных деталей, но и повышена их износостойкость.

В табл. 30 приведена сравнительная масса деталей дробилок.

Установленные на Джекаганской обогатительной фабрике четыре дробилки КМДТ-2200 имеют производительность в замкнутом цикле в пределах 150—220 м³/ч, что на 10—12% выше производительности демонтированных дробилок КМД-2200.

Дробилка КМДТ-2200 при одинаковой степени дробления развивает большую производительность, чем дробилка КМД-2200. Так, дробилка КМДТ-2200 при разгрузочном отверстии 8,2 мм и степени дробления 3,22 имела среднюю

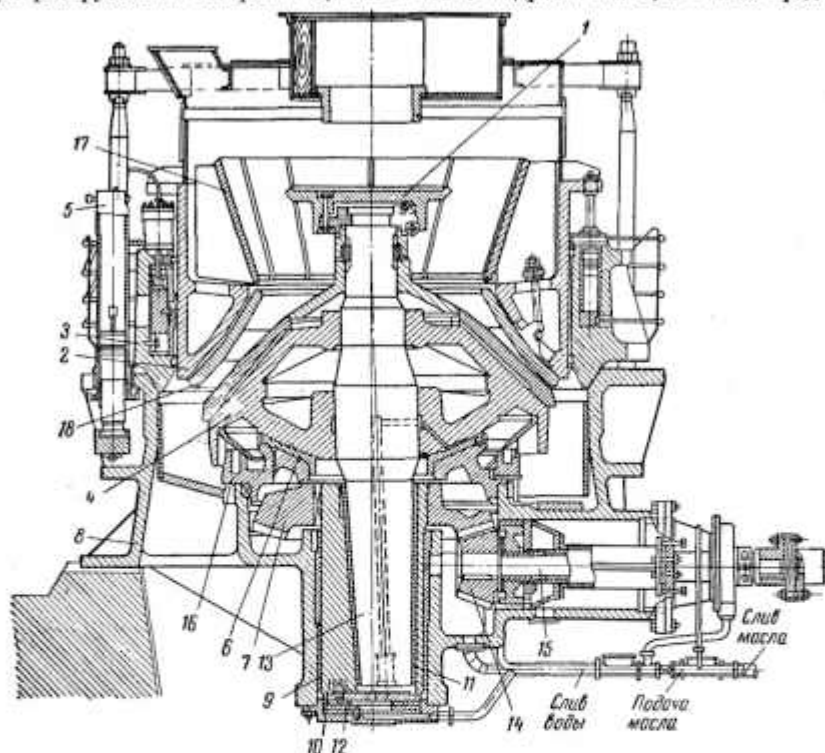


Рис. 8. Конусная дробилка КСД-2500:

1 — распределительная тарелка; 2 — неподвижный конус с регулировочным кольцом; 3 — опорное кольцо; 4 — подвижный конус; 5 — амортизатор; 6 — сферический подшипник; 7 — большая коническая шестерня; 8 — станина; 9 — цилиндрическая втулка; 10 — эксцентрик; 11 — конусная шестерня; 12 — подшипник; 13 — вал подвижного конуса; 14 — малая коническая шестерня; 15 — приводной вал; 16 — опорная часть; 17 — загрузочная воронка; 18 — футеровка неподвижного конуса.

часовую производительность 268 т/ч, тогда как дробилка КМД-2200 — только 225 т/ч при разгрузочном отверстии 8 мм и степени дробления 3.

Уралмашзавод создал также новые конусные дробилки типа КСД-2500, ККД-2500 и КМД-3000.

Дробилки КСД-2500 (рис. 8) и КМД-2500 по конструкции почти не отличаются друг от друга за исключением формы дробящих конусов и брони регулировочного кольца.

Отличительной особенностью этой дробилки является опорное кольцо с устройством для фиксации регулировочного кольца во время работы дробилки, гидравлическое устройство для регулирования разгрузочного отверстия и пневматическая амортизация.

Конструкция амортизаторов здесь новая.

На верхнем фланце станины 8 смонтированы цилиндры пневматических амортизаторов 5, поршни которых шарнирными титами соединены с нижними фланцами опорного кольца. Внутренняя полость амортизаторов заполняется сжатым азотом до 97 кгс/см².

Амортизаторы ограничивают усиление дробления и срабатывают при перегрузках, приподнимая опорное кольцо и пропуская недробимое тело. Максимальная общая перегрузка машины при срабатывании амортизаторов составляет 18%. Это исключает выход дробилки из строя при аварийных перегрузках.

Специальное гидравлическое устройство позволяет регулировать размер разгрузочного отверстия. Для этой цели в опорном кольце с внутренней стороны устанавливаются верхние и нижние кольцевые клинья, между которыми помещена кольцевая резиновая камера.

Резиновая камера под действием жидкости раздувается и проталкивает клинья в гнезда, заклинивая регулирующее кольцо во внутренней расточке опорного кольца. Клинья воспринимают нагрузку от сил дробления, а резиновая камера обжимает регулирующее кольцо. Силы трения, возникающие при этом, уравновешивают вертикальную составляющую сил дробления.

Для регулирования величины разгрузочного отверстия снимают давление кольцевой резиновой камеры. Камера сокращается, распорные клинья отжимаются пружинами и регулирующее кольцо занимает нужное положение. Регулирующее кольцо своими гидроцилиндрами опирается на верхний фланец опорного кольца. Под действием гидроцилиндров регулирующее кольцо может подниматься вверх. Кроме этого гидроцилиндры воспринимают нагрузку при ударе опорного кольца о станину в конце амортизации. Влия регулирующее кольцо возвращается под действием собственного веса и гидроцилиндров, толкающих кольцо вниз.

После установки необходимой величины щели регулирующее кольцо снова заклинивается в опорном кольце. В остальном конструкция дробилок КСД-2500 и КМД-2500 не отличаются от соответствующих дробилок КСД-2200 и КМД-2200.

§ 7. ЭКСПЛУАТАЦИЯ КОНУСНЫХ ДРОБИЛОК

Пуск и остановка конусных дробилок

Пуску дробилок предшествует проверка наличия и качества масла в системе смазки, проверка состояния основных узлов дробилок и их крепления, натяжения приводных ремней и исправности ограждения. У дробилок КСД и КМД проверяется состояние крепления распределительной тарелки, болтов регулирующей части, закрепление пружин стяжных болтов и стержней.

Рабочее пространство дробилки должно быть очищено от руды. При пуске этих дробилок необходимо открыть: игольчатый клапан штулки горизонтального вала дробилки, поворачивая его штульвальчиком справа налево; краник маслоуказателя в системе смазки дробилки для наблюдения за циркулирующей смазкой; пробки на горизонтальном валу дробилки для проверки наличия масла в картере этого вала; включить маслонасос и систему охлаждения, убедиться в наличии циркуляции масла по появлению непрерывной струи в маслоуказателе.

Перед загрузкой рудой дробилка должна 1—2 мин проработать холостую. Если при этом появится необычный стук, дробилку останавливают до выяснения и устранения неисправностей. Остановка дробилки производится в следующей последовательности: прекращается подача руды, полностью выработавшаяся руда из рабочего пространства; выключается электродвигатель, а затем маслонасос; прекращается подача воды для охлаждения; отключается привод агрегата, расположенного после дробилки.

Во время работы необходимо непрерывно вести наблюдение за показанием манометра в системе смазки; циркуляцией масла в маслоуказателе; уплотнениями в системе смазки; температурой штулки горизонтального вала; питателем дробилок рудой.

Питание дробилок должно быть равномерным. Дробилки КСД загружаются рудой параллельно ребру траверсы, что обеспечивает максимальную производительность и равномерный износ брони.

Основные неполадки в работе конусных дробилок и способы их устранения

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
<p>Сильный треск, дробление прекратилось</p> <p>Треск и уменьшение шума при дроблении</p>	<p>Лопнул главный вал</p> <p>Ослабли брони дробящего конуса</p>	<p>Разобрать дробилку, выдолбить причину поломки, установить новый вал</p> <p>Проверить затяжку гаек ступицы конуса и наличие цинковой смазки. Если она выкрошилась, то переделать ее</p>
<p>Дробящий конус вращается вместе с эксцентрикным (видет волчком)</p> <p>Резкий стук, коническая чаша поднимается на пружинах, затем дробилка снова работает нормально</p> <p>Шпиль дробилки трудно проворачивается вручную</p> <p>Незначительный стук в дробилке</p>	<p>Дробилки КСД и КМД</p> <p>Недостаточная величина зазора между конусной втулкой и валом</p> <p>На трущихся поверхностях конусной втулки и вала имеются прижоги, зазоры</p> <p>Попадание в рабочее пространство дробилок посторонних предметов</p> <p>Износ шайбы подшипника</p> <p>Ослабли амортизационные пружины — регулировочное кольцо поднимается и падает на станину со стуком</p> <p>Слабо затянуты резьбы регулировочного кольца</p> <p>Ослабли шпильки ведущей шестерни и шкива</p> <p>Ослабло крепление футеровки конуса</p>	<p>Остановить дробилку. Разобрать ее и установить требуемую величину зазора. Разобрать дробилку и устранить дефекты опилковой зачисткой и пришабриванием. Тщательно следить за смазкой дробилки</p> <p>Установить металлоискатель и металлоуловители для улавливания металлических предметов</p> <p>Разобрать дробилку, вскрыть подшипник и вставить шайбу нужной толщины</p> <p>Подтянуть пружины или заменить часть из них с установкой новой через одну две пружины</p> <p>Подтянуть болты (шпильки) крепления</p>
<p>Вследствие большой овальности подшипник футеровка задает за неподвижную</p>	<p>Ослабло крепление футеровки конуса</p>	<p>Закрепить шпильку, а в случае большого смещения ее или лаза заменить новой</p> <p>Подтянуть эжкминую гайку дробящего конуса и гайки крепления неподвижной футеровки дробилок КСД и КМД</p> <p>Заменить на футеровку с нормальной овальностью</p>

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
<p>Чрезмерно нагревается верхняя опора вала</p> <p>Чрезмерно нагреваются штулки (загибка эксцентрика)</p>	<p>Подводится мало или подается грязная смазка</p> <p>Внутри опоры через зазор между валом и отверстием траверсы или через неплотности между колпаком и траверсой проникает пыль</p> <p>Перегрузка дробилки (малое разгрузочное отверстие, дробление очень твердых руд)</p> <p>В дробилку поступает грязное, в недостаточном количестве или неподходящего сорта масло</p> <p>Имеются прижоги, трещины на рабочих поверхностях. Неправильно установлены зазоры</p>	<p>Увеличить подачу смазки и регулярно ее вводить. Промыть опору, убрать грязную смазку, хранить смазку в закрытой чистой посуде</p> <p>При отсутствии уплотнения следует иметь постоянно в зазоре масляный воротник (затвор), препятствующий проникновению пыли из рабочего пространства. Обеспечить плотное прилегание колпака к траверсе</p> <p>Увеличить разгрузочное отверстие или уменьшить количество загружаемой руды</p> <p>Остановить дробилку, промыть маслосистему и залить свежее масло требуемого сорта (обычно машинное). Проверить работу маслонасоса, плотность маслопроводов</p> <p>Остановить дробилку, разобрать ее, проверить состояние трущихся поверхностей, величину зазоров между ними и устранить дефекты</p>

Дробилки ККД, КСД и КМД

<p>Дробилка выдает крупный продукт</p>	<p>Разгрузочная щель увеличилась вследствие износа дробящих поверхностей</p>	<p>У конусной дробилки крупного дробления необходимо поднять дробящий конус кверху. Если это невозможно, то поставить сменный конус, толщина футеровки которого больше номинальной. В крайнем случае следует сменить изношенную футеровку неподвижного и дробящего конусов. У дробилок КСД и КМД опустить регулировочное кольцо</p>
--	--	---

<p>Шкив вращается, а механизм дробления не работает</p> <p>В маслоуказателе нет масла или наблюдается разрыв в струе масла. Давление масла падает</p> <p>Температура масла, выходящего из холодильника, выше 45° С</p> <p>Разница показаний манометров, установленных на маслопроводе до и после фильтра, больше чем 0,4 кгс/см²</p> <p>Загрязнение масла пылью</p>	<p>Односторонний износ неподвижной футеровки</p> <p>Ослабли амортизационные пружины</p> <p>Недопустимая овальность рабочих поверхностей дробилок КСД и КМД</p> <p>Рабочее пространство дробилок КСД и КМД забивается глинистой влажной рудой</p> <p>Срезало предохранительные валки, соединяющие шкив с приводным валом (если такие имеются). Сорвало шпонку шкива или одного из зубчатых колес. Поломались или износились зубья шестерен</p> <p>Засорились трубки маслосистемы. Масло остыло. Плохо подает насос</p> <p>Недостаточное охлаждение масла</p> <p>Засорение фильтра</p> <p>Не работает противопыльное уплотнение</p>	<p>Разобрать и повернуть на соответствующий угол чашу конусной дробилки. У дробилок КСД и КМД устранить одностороннюю загрузку, для чего переставить загрузочную воронку таким образом, чтобы материал падал в угол загрузочной коробки и смылся на середину распределительной тарелки</p> <p>Подтянуть пружины, непригодные заменить</p> <p>У короткоконусной дробилки поставить футеровку с обработанными рабочими поверхностями, у нормальной дробилки — с допустимой овальностью</p> <p>Отгрохотить мелкую руду, содержащую наибольшее количество влаги. Если невозможно отгрохотить и получить менее влажную руду, то рационально применить мокрое дробление</p> <p>Заменить изношенные или поломанные детали. Проверить зацепление шестерен</p> <p>Проверить и наладить работу маслосистемы. Подогреть масло. Отремонтировать или заменить насос</p> <p>Наладить нормальное охлаждение масла</p> <p>Очистить фильтр</p> <p>Разобрать дробилку, очистить уплотнение, сменить масло, промыть маслосистему</p>
--	---	---

Конусные дробилки УЗТМ (размером 1500 мм) старой конструкции запрещается пускать в работу под нагрузкой. Конусные дробилки новой конструкции, имеющие более мощный привод, можно пускать в работу при заполненном рудой рабочем пространстве (под завалом)

Обслуживание конусных дробилок

Питание дробилок КСД^с и КМД должно быть строго равномерным, чтобы руда с распределительной тарелки поступала на все загрузочное кольцо. Одностороннее питание ухудшает качество продукта, вызывает неравномерный износ неподвижного конуса и перегрузку деталей. Верхний фланец станины и опорное кольцо вследствие неравномерного (одностороннего) усилия, особенно при недостаточно затянутых пружинах, сравнительно быстро изнашиваются от частых ударов и трении при опускании опорного кольца. Чрезмерно затянутые пружины при перегрузках дробилки (односторонняя загрузка, попадание недробимых тел) приводит к поломкам станины под верхним фланцем, а также к поломкам регулировочного кольца. Руда не должна заваливать все дробилки выше вершины футеровки конуса.

По мере износа футеровки следует производить регулировку разгрузочного отверстия (у дробилок старой конструкции):

у дробилок ККД поднятием главного вала, для чего поворачивают гайку на его верхнем резьбовом конце;

у дробилок КСД и КМД поворотом регулировочного кольца по часовой стрелке, если нужно уменьшить разгрузочное отверстие, и против часовой стрелки, если его нужно увеличить. Величину разгрузочного отверстия можно проверить пластинкой свинца, привязанной к проволоке и пропущенной через дробилку. Проверка производится в четырех противоположных местах.

Основные неполадки в работе конусных дробилок и меры их устранения приведены в табл. 31.

Данные о смазке конусных дробилок приведены в табл. 32—36.

Таблица 32

Характеристика систем смазки дробилок ККД

Узлы смазки	Вид смазки	Сорт и марка смазочного материала		Установка для смазки
		летом	зимой	
Верхний подвес дробящего конуса	Густая централизованная	Индустриальная смазка ИП1-Л (ГОСТ 3257—53)	Индустриальная смазка ИП1-3 (ГОСТ 3257—53)	Смазочная установка САГ-100А, САГ-300К
Подшипники приводного вала	Автоматическая			
Эксцентрик, коническая передача	Жидкая централизованная	Индустриальное масло 50 (ГОСТ 1707—51) или АК-10 (ГОСТ 1862—63)		
Втулка приводного вала	Циркуляционная			
Подшипники электродвигателя	Кольцевая	Турбинное масло 30 (ГОСТ 32—53)		

По ГОСТ 6937—69 в конусных дробилках развиваемое усилие дробления, усилие прижатия в узлах амортизации, число качаний и длина параллельной зоны при дроблении вязких и твердых материалов плитчатой текстуры

Характеристика систем смазки дробилок КСД и КМД

Узлы смазки	Количество		Вид смазки	Сорт и марка смазочного материала
	узлов	точек смазки в узле		
Эксцентрик	1	1	Жидкая централизованная Циркуляционная	Автотракторное масло АК-10 (ГОСТ 1862-63) или индустриальное масло 50 (ГОСТ 1707-51)
Коническая передача	1	1		
Подшипники приводного вала	1	2		
Сферический подпятник дробящего конуса	1	2		
Подшипники электродвигателя	1	2	Кольцевая	Турбинное масло УТ (ГОСТ 32-53)

Таблица 34

Примерный годовой расход масла и смазки для конусных дробилок крупного дробления

Смазочное масло, смазка	Количество масла в емкостной системе, кг	Расход масла на заполнение емкостной системы, кг/год		Расход масла на доливку, кг/год	Общий расход смазочных материалов, кг/год	
		без учета регенерации	с учетом регенерации		без учета регенерации	с учетом регенерации
Дробилка ККД-500						
Индустриальное 50	850	2550	510	300	2 850	810
Индустриальная ИИ-3	—	—	—	60	60	60
Дробилка ККД-900						
Индустриальное 50	1700	5100	1100	620	5 720	1 720
Индустриальная ИИ-3	—	—	—	120	120	120
Дробилка ККД-1200						
Индустриальное 50	1700	6800	1360	990	7 790	2 350
Индустриальная ИИ-3	—	—	—	200	200	200
Дробилка ККД-1500						
Индустриальное 50	2550	7650	2040	1 450	11 650	3 490
Индустриальная ИИ-3	—	—	—	290	290	290

**Примерный годово́й расход масла и смазки
для конусных дробилок среднего и мелкого дробления**

Смазочное масло, смазка	Количество масла в емкостной системе, кг	Расход масла на заполнение емкост- ной системы, кг/год		Расход масла на доставку, кг/год	Общий расход сма- зочных материалов, кг/год	
		без учета регенера- ции	с учетом регенера- ции		без учета регенера- ции	с учетом регенера- ции
Дробилки КСД-1200 и КМД-1200						
Индустриальное 50	750	3000	600	390	3390	990
Универсальная сред- неплавкая УС-1	—	—	—	24	24	24
Дробилки КСД-1650 и КМД-1650						
Индустриальное 50	750	3000	600	680	3680	1280
Универсальная сред- неплавкая УС-1	—	—	—	36	36	36
Дробилки КСД-2100 и КМД-2100						
Индустриальное 50	1000	4000	800	990	4990	1790
Универсальная сред- неплавкая УС-1	—	—	—	48	48	48

крепостью до 20 по шкале проф. М. М. Прото́дьконова должны обеспечивать зерно с предельным коэффициентом закрутки:

Для дробилок типа ККД и КРД	1,7—2,2
Для дробилок типа КСД	3,0
Для дробилок типа КМД	4,0

Дробилки типов ККД и КРД должны обеспечивать возможность запуска под рудным завалом (кроме случаев заклинивания недробимыми телами и запрессовки влажной мелочью).

Шумовые характеристики работающей дробилки и методы их определения должны соответствовать ГОСТ 11870—66.

В табл. 37 приведен удельный расход футеровки конусных дробилок крупного дробления.

Таблица 37

**Удельный расход футеровки из
стали 110Г13Л конусных дробилок
крупного дробления**

Крепость руды по шкале проф. М. М. Прото́дь- конова	Расход футе- ровки, г/т
До 10	6—16
До 15	12—22
До 20	18—28

В табл. 38 приведена длина пружин конусных дробилок типа КСД и КМД при нормальной и максимально допустимой затяжках, а в табл. 39 — предельно допустимое увеличение загрузочного отверстия в результате износа футеровки.

Основные неполадки в смазочной системе и способы их устранения

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
Греется насос Насос работает нормально, но давление масла недостаточное	Слишком густое масло Неисправен манометр Износился ротор насоса Засорилась всасывающая труба Закупорилась сливная труба	Заменить масло на менее вязкое Сменить манометр Сменить насос Очистить трубу То же Подогреть масло Исправить поврежденно
При работе насоса и нормальном показании манометра масло не сливается в бак	Слишком вязкое масло Имеется утечка масла через поврежденные в патнечательной трубе	Подогреть масло Исправить поврежденно
При работе насоса и нормальном показании манометра нет струи масла в указателях	Масло уходит через перепускной кран Перекрывает вентиль нагнетательного трубопровода	Отрегулировать кран Открыть вентиль, проверив его исправность
В насосе слышен стук	Нарушена центровка электродвигателя с насосом Износилась детали муфты Лопнула пружина	Отцентровать, подтянуть болты крепления насоса к раме Заменить изношенные детали Сменить пружину
Слышен шум в перепускном клапане	Нет натяжения пружины Низкая температура масла	Подтянуть пружину Подогреть масло
В указателях течения масла наблюдается разрыв струи масла Уменьшилось масло на сливе и уменьшается в баке	Неисправен насос Утечка масла через неплотность в трубах или нижней крышке дробилки	Исправить насос Устранить неплотность и долить масло в бак
Разница между температурой масла до и после холодильника мала	Мало открыты водяные вентили Много накипи в водопроводной части радиатора холодильника	Открыть вентили Очистить накипь
Разность давлений до и после холодильника велика В охлаждающей воде появилось масло	Загрязнился радиатор холодильника Слишком низка температура масла Ослабли места развальцовки трубок в холодильнике	Очистить радиатор Подогреть масло Подвальцевать соединения
Вода попадает в масляную систему	Нарушена плотность соединений элементов холодильника. Давление воды больше давления масла	Зачеканить пропуски или заглушить трубки. Давление воды поддерживать ниже давления масла на 0,5 кгс/см ² Очистить фильтрующий элемент
Манометры показывают повышенную разность давления до и после фильтра В масле обнаружены твердые примеси	Засорился фильтрующий элемент Порвана сетка фильтра В трущихся сочленениях дробилки интенсивно изнашиваются детали	Запаять разрыв или сменить сетку Остановить Аробилку и устранить неисправность

Длина пружин конусных дробилок среднего и мелкого дробления при нормальной и максимально допустимой затяжках

Типоразмер дробилки	Величина затяжки пружин, мм		Допуск на затяжку пружины, мм
	нормальная	максимальная	
КСД-1200	515	497	-1
КМД-1200	—	415	-1
КСД-1750	688	680	-1,5
КМД-1750	680	674	-1,5
КСД-2200	680	674	-2
КМД-2200	666	660	-2

Техническая характеристика валковых

Параметры	Типоразмер		
	Одновалковые		
	До 1200×2100	До 1300×2700	До 1300×4200
Размеры валков, мм	1200×2100	1300×2700	1300×4200
Частота вращения валков, об/мин	3,2	4,65	3; 4,5; 6; 9
Ширина щели между валками, мм			
Максимальный размер куска, мм:			
питания	250×1000×2000	250×1000×2500	400×1500×4000
дробленого продукта	~200	~200	~200
Производительность при насыпном весе 1,6 т/м ³ , т/ч	80	до 200	400—500
Электродвигатель:			
тип	АО2—82—8	АО2—92—8	АО—104—12/8/6/4
мощность, квт	30	55	40; 60; 90; 125
частота вращения, об/мин	735	740	485; 735; 975; 1465
напряжение, в	380	380	380
масса, кг	400	495	380
Масса дробилки без электрооборудования, кг	22 300	26 900	53 000
Изготовитель	Завод «Волгоцеммаш»		

* Вес дробилки с электрооборудованием.

** Производительность дана в м³/ч.

Таблица 39

Предельно допустимое увеличение разгрузочного отверстия
в результате износа футеровки

Типоразмер дробилки	Паспортная ширина разгрузочного отверстия, мм	Предел максимального отклонения, мм
ККД-500	75	±15
ККД-900	160	±30
ККД-1200	150	±30
ККД-1500Б	180	±40
ККД-1500А	300	±60

Таблица 40

дробилок (заводские данные)

дробилки

Двухвалковые с гладкими валками

ДВГ-3М	СМ-12	Г80×50	Г100×55	Г150×60	СМ-438
600×400 180	600×400 75	800×500 50	1000×550 100	1500×600 83	990×900 40
	10—30	4—16	4—18	4—20	—
8—40 До 10 10,2—50,6	До 85 30 8—25**	До 40 До 16 4—15**	До 50 До 18 10,2—45,6**	До 75 До 20 15,2—76**	До 40 До 16 10—30**
А-62-8 7 730	АО2-71-4 22 1460	АО83-8 28 735	МА146-2/8 46 735	АО83-4 55 1470	— 30 —
380 140 3700*	380 208 3330	380 555 12 500	380 820 15 920	380 555 32 400	— — 1100
Ленинградский завод им. Котлякова	Костромской завод «Строммашина»	Сызранский завод тяжелого машиностроения (СЗТМ)			

§ 8. ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ВАЛКОВЫХ ДРОБИЛОК

В табл. 40 приведена техническая характеристика валковых дробилок.

§ 9. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ВАЛКОВЫХ ДРОБИЛОК

Пуск и остановка валковых дробилок

Пуску валковых дробилок в работу должна предшествовать проверка: натяжения предохранительных пружин, крепления шкивов, шестерен, подшипников, затяжных конусов ступицы, бандажей футеровочных плит, наличия смазочных материалов в подшипниках, исправности и надлежащего состояния приводных ремней. Необходимо также убедиться в отсутствии руды в валках и замерить разгрузочное отверстие. Перед остановкой дробильных валков следует за 2—3 мин прекратить питание их рудой.

Обслуживание валковых дробилок

Во время работы необходимо наблюдать за поступлением руды в дробилку и ее крупностью. Питание дробилки должно быть непрерывным и равномерным по длине валков. Размер кусков руды, поступающих в дробилку с гладкими валками, должен быть примерно в 20 раз меньше диаметра валков. При определении допустимого размера куска исходной руды для дробилок с различным диаметром валков можно пользоваться данными, приведенными в табл. 41.

Таблица 41

Диаметр гладкого валка и допускаемый
размер кусков питания

Диаметр валка, мм	Размер куска руды, мм
225	9
300	12
450	18
600	24
650	26
750	30
900	36
1000	40
1200	50
1365	55
1820	73
—	—

При работе дробилок необходимо строго следить за амортизационными пружинами. В результате ослабления пружин материал по крупности получается некондиционным.

Размер разгрузочного отверстия между валками следует проверить специальным калибром и регулировать его подтяжкой пружин.

При регулировке пружин необходимо сохранять параллельность осей валков. Перекос валков вызывает неравномерную работу подшипников и зацепления зубчатой передачи, ухудшается гранулометрический состав дробленого продукта.

Характеристика систем смазки валковых дробилок приведена в табл. 42, а в табл. 43 — сроки службы деталей валковых дробилок.

Характеристика систем смазки валковых дробилок

Узлы смазки	Вид смазки	Сорт и марка смазочных материалов
Роликоподшипники валков	Пресс-масленкой или шприцем	Смазка УС-1 (ГОСТ 1033—51)
Втулки винта сжатия пружин	То же	То же
Направляющие для корпусов подвижных подшипников	Лопаточкой, вручную	»
Зубчатые колеса валков	Заливка кожуха до контрольного уровня	Индустриальное масло 30 (ГОСТ 1707—51)
Зубчатые колеса приводного вала	То же	То же
Подшипники скольжения валков	Периодическая заливка или масляной при капельной смазке	»

Таблица 43

Примерный срок службы быстровращающихся деталей валковых дробилок

Размеры дробилок, мм	Деталь	Материал	Крепость руды	Срок службы, месяцев
760 × 360	Бандажи	Легированная сталь (ГОСТ 5058—65)	Слабая	33
	Боковые плиты	Закаленный чугун (ГОСТ 4834—49)		10 лет
	Загрузочный желоб	Углеродистая сталь (ГОСТ 380—71)		20
	Разгрузочный желоб	То же		20
915 × 810	Бандажи	Легированная сталь (ГОСТ 5058—65)	Смесь слабой и прочной	26
	Загрузочный желоб	То же		26
	Разгрузочный желоб	Углеродистая сталь (ГОСТ 380—71)		4
1060 × 400	Бандажи	Легированная сталь (ГОСТ 5058—65)	Прочная	5—15
	Загрузочный желоб	Резина (ГОСТ 7338—65)		3
	Разгрузочный желоб	То же		3
1370 × 510	Бандажи	Углеродистая сталь (ГОСТ 380—71)	Очень прочная	1,5—4
	Боковые плиты	Чугун (ГОСТ 4832—72)		2—6
	Загрузочный желоб	Легированная сталь (ГОСТ 5058—65)		3
	Разгрузочный желоб	То же		3

ГРОХОТЫ

§ 10. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПЛОСКИХ ГРОХОТОВ

Необходимую площадь грохота можно определить по формуле

$$F = \frac{Q}{qmkT}, \text{ м}^2. \quad (28)$$

Соответственно производительность при заданной площади грохота находится по формуле

$$Q = FqmkT, \text{ т/ч}, \quad (29)$$

где Q — производительность при материале с насыпным весом $1,6 \text{ т/м}^3$, т/ч ;

q — удельная производительность рабочей площади грохота, т/м^2 ;

k и m — поправочные коэффициенты к количеству верхнего продукта в питании грохота (табл. 44);

T — коэффициент, учитывающий влияние насыпного веса. При $\gamma = 1,6$

$$T = 1; \text{ для иного насыпного веса } \gamma_1 \quad T = \frac{\gamma_1}{1,6}.$$

Таблица 44

Значение коэффициентов m и k

Количество верхнего продукта в питании грохота, %	m	k
10	0,94	0,7
20	0,97	0,8
30	1,03	0,9
40	1,09	1,0
50	1,18	1,2
60	1,32	1,4
70	1,55	1,6
80	2,0	1,8
90	3,6	2,0

При влажности выше 3% производительность грохотов снижается на 10%.

Для быстрого ориентировочного расчета производительности грохотов (среднее дробление), когда сетка имеет отверстия в пределах 10—15 мм, можно пользоваться формулой В. А. Олевского

$$Q = \frac{100 - \varepsilon}{7,5} 1,67a \cdot 0,95BL\delta, \text{ т/ч}, \quad (30)$$

где ε — точность грохочения, определяемая допустимым замелением надсетчатого продукта мелкими классами, подлежащими отсеву (τ , %),

$$\varepsilon = 100 \frac{100}{\alpha_0} = \frac{\alpha_0 - \tau}{100 - \tau}, \text{ \%}; \quad (31)$$

a — расчетный размер отверстия сетки (при условии $10 < a < 15$), мм;

B и L — соответственно ширина и длина сетки, м;

δ — насыпная плотность исходного материала, т/м^3 ;

α_0 — содержание тонкого нижнего класса в исходном материале, %.

В табл. 45—47 приведены данные о производительности неподвижных колосниковых и вибрационных наклонных грохотов.

Примерная удельная производительность неподвижных колосниковых грохотов

Удельная объемная производительность грохота по питанию, м ³ /м ² ·ч	Расстояние между колосниками, мм						
	25	50	75	100	125	150	200
При эффективности 70—75%	9	16	22	25	28	31	38
При эффективности 55—60%	18	32	44	50	56	62	76

Примечание. Для материала пластностью 1,6 т/м³.

Таблица 46

Примерная производительность вибрационных наклонных грохотов

Размеры дек грохота, м	Площадь деки, м ²	Активная площадь, м ²	Производительность при эффективности грохочения 92,5%, м ³ /ч										Диаметр основания конуса, мм
			Размер отверстий сита, мм										
			10	12	20	25	30	50	60	75	100		
			Удельная производительность, м ³ /м ² ·ч										
			16,7	20	33,3	41,7	50	83,4	100	125	167		
0,75 × 1,5	1,12	1,06	17	21	35	44	53	88	106	132	172	600	
1,0 × 2,0	2,0	1,8	30	36	60	75	90	150	180	225	300	900	
1,25 × 2,5	3,12	2,95	49	59	98	123	147	246	295	368	490	1200	
1,5 × 3,0	4,5	4,25	71	85	142	177	212	354	425	530	710	1750	
1,75 × 3,5	6,12	5,8	97	116	193	242	290	484	580	725	970	2200	
2,0 × 4,0	8,0	7,6	127	152	254	317	380	643	760	950	1270	2500	
2,5 × 5,0	12,5	11,9	199	238	396	495	595	990	1190	1490	1990	3000	

Таблица 47

Зависимость эффективности грохочения от производительности вибрационных грохотов

Исходные данные	Относительная производительность грохотов при эффективности грохочения, доли ед.										
	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	0,92	0,94	0,96	0,98	
По средним опытным данным, рекомендованным для расчетов (по С. Е. Андрееву)	2,3	2,1	1,9	1,6	1,3	1,0	0,9	0,8	0,6	0,4	

Техническая характеристика

Параметры	Марка грохота (обозначение)			
	ГИС-52 (С-785)	ГИТ-31* (С-724)	ГИТ-41* (СМ-690)	ГИТ-32 (17Г-Гр)
Размеры сита (решета)	1750×4500	1250×2500	1500×3000	1250×2500
Размер отверстий сит, мм:				
верхнего		70; 180***	75; 200***	25×25
нижнего		—	—	12×12
Число сит	2	1	1	2
Насыпной вес исходного материала, т/м ³	1,6	2,5	2,5	2,5
Крупность исходного материала, мм	До 100	До 750	До 1000	До 175
Производительность (ориентировочная), т/ч	До 450	До 350	До 450	До 300
Электродвигатель:				
тип	АОП2-62-4	АОП2-52-4	АОП2-61-4	АО-51-4
мощность, квт	17	10	13	4,5
Масса грохота (общая), кг	3800	3300	5100	3590
Изготовитель	Костромской завод «Строммашина»			Воро

* Грохоты для предварительного грохочения.

** По требованию заказчика грохот может быть изготовлен опорным или подвесным.

*** Ширина ячеек колосниковой решетки.

инерционных наклонных грохотов

по ГОСТ и заводское)

ГИТ-42 (172-Гр)	ГИТ-52**	ГИТ-61* (С-725) (опытный)	ГИТ-61 (185Гр)	215-Гр
1500×3000	1750×3500	2000×4000	2000×4000	1600×3600
80×80	100; 80***	75; 200***	100; 80; 60; 40	3×3
12×12	15; 10	—	28; 25; 20; 15; 10	—
2	2	1	2	1
2,5	2,5	2,5	1,6	2,5
До 200	До 400	До 300	До 400	До 20
До 400	400—800	До 900	До 1500	100—150
АО—52—4	АО2—82—8	АОП2—71—4	АОЛ—2,71—4	АО2—52—4
7	30	22	22	10
4487	11 773	9500	10 000	6055
нежский завод ГОО		Костромской завод «Строммашина»	Воронежский завод ГОО	

§ 11. ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ИНЕРЦИОННЫХ НАКЛОННЫХ ГРОХОТОВ

В табл. 48 приведена техническая характеристика инерционных наклонных грохотов.

§ 12. НОВЫЕ КОНСТРУКЦИИ ГРОХОТОВ

Грохот инерционный ГИТ-52. Конструкция грохота разработана специальным конструкторским бюро горно-обогатительного оборудования Главремашцветмета (СКБ ГОМ).

Грохот предназначен для грохочения различных руд с насыпным весом до $2,5 \text{ т/м}^3$, абразивных, влажностью до 5%, содержащих до 3% разрушенных пород. Крупность исходной руды не более 400 мм. Грохот имеет два исполнения: с коробом на опорах и с подвесным коробом.

Опытный образец опорного грохота изготовлен в 1965 г. Воронежским заводом горно-обогатительного оборудования.

Промышленные испытания грохота проводились на дробильно-сортировочной фабрике Лебедянского РУ «ГМАруда» в 1965—1967 гг.

Техническая характеристика грохота приведена в табл. 49.

Т а б л и ц а 49

Техническая характеристика грохота ГИТ-52

Параметры	Показатели
Размеры сита (решета), мм:	
верхняя дека	1750 × 3500
нижняя дека	1750 × 3500
Размер отверстий сита, мм	20 × 20
Амплитуда колебаний, мм	7
Число колебаний в минуту	735
Тип сита	
колосниковое, литое, с шириной щели, мм (верхняя дека)	100
прутковое, с шириной щели, мм (нижняя дека)	20
Частота вращения, об/мин	735
Электродвигатель:	
тип	АО83-8
мощность, квт	28
Габариты, мм:	
длина	5280
ширина	4720
высота	3960
Ориентировочная масса грохота, т	12

Грохот горизонтальный самобалансный (самосинхронизирующий) ГСТ-51. Конструкция грохота разработана СКБ ГОМ. Грохот предназначен для мокрого грохочения, классификации или промывки различных руд и материалов (суспензий) с насыпным весом до $2,5 \text{ т/м}^3$.

Крупность питания: для шпальтовых сит — не более 50 мм, для штампованных сит — не более 120 мм. При крупности питания до 200 мм в грохоте должны быть установлены сита усиленной конструкции. Грохот имеет два исполнения: с коробом на опорах и с подвесным коробом.

Опытный образец опорного грохота изготовлен в 1965 г. Воронежским заводом горно-обогатительного оборудования. Промышленные испытания грохота проводились на Зыряновской обогатительной фабрике в 1967—1968 гг. Опытный образец принят государственной комиссией. Техническая характеристика грохота приведена в табл. 50.

Техническая характеристика грохота ГСТ-51

Параметры	Показатели
Размеры сита (решета), мм	1750 × 1750
Амплитуда колебаний, мм	5
Угол наклона корпуса	Горизонтальный
Число сит	1
Насыпной вес, т/м ³	До 2,5
Тип сита:	
целикатное (шпальтовое) с шириной щели, мм	2—8
штампованное (перфораты) с размером отверстий, мм	10—15
Частота вращения, об/мин	970
Электродвигатель:	
тип	АВ-71-6
мощность, квт	14
Габариты, мм:	
длина	5050
ширина	2744/2550
высота	2700
Масса грохота, кг:	
опорного	8650
подвешенного	8450

Производительность в каждом конкретном случае должна определяться в зависимости от размеров щели (отверстия) сита, физических свойств материала и требуемой эффективности грохочения.

Институт Гипромашобогатение создал и передал в серийное производство четыре новых инерционных грохота, предназначенных:

ГИТ-51Н — для замены грохота ГИТ-51 при расसेве сухих руд крупностью до 400 мм. Последний имеет неудовлетворительный показатель продолжительности работы до капитального ремонта и недостаточную эффективность;

ГИТ-71Н — для рассева влажных и глинистых руд;

ГИТ-51СО — для рассортировки по крупности сырых железорудных окатышей;

ГИТ-41А — для отсева мелких фракций из охлажденного агломерата температурой не более 200° С.

Техническая характеристика указанных грохотов приведена в табл. 51.

Основными узлами инерционных грохотов являются: короб, вибратор, привод — упругие опоры.

При вращении вала вибратора возникают инерционные силы, под влиянием которых все точки сита совершают круговые или близкие к ним по траектории колебания. Ось колебания системы вибратор-короб устанавливается автоматически в процессе работы грохота.

Грохоты ГИТ-41А и ГИТ-71Н работают в защитном укрытии. В связи с тяжелыми условиями эксплуатации конструкция грохота ГИТ-41А предусматривает средства для вывода грохота из укрытия, а также установку электродвигателя вне укрытия и передачу крутящего момента от него при помощи карданного вала.

В отличие от инерционных грохотов, выпускавшихся ранее, новые грохоты обладают повышенной долговечностью коробов и более высокими динамическими параметрами, что обеспечивает большую производительность и эффективность грохочения.

Повышенная долговечность обеспечена рациональной конструкцией коробов с применением в необходимых случаях для соединения основных элементов высокопрочных болтов.

Техническая характеристика новых внутренних грохотов

Параметр	Марка грохота				
	ГИТ-51Н	ГИТ-71Н	ГИТ-51СО		ГИТ-41А
			для работы с барабанным омовителем	для работы с шаровым омовителем	
Размеры сита (решета), мм	1750×3500	2500×5000	1750×4500		1500×3000
Амплитуда колебаний, мм	6—8	До 6	3,4—4,8		4,3—4,5
Число колебаний в минуту	580, 650, 728	650	800, 900, 1000		965
Максимальная крупность исходного материала, мм	400	1000	40	50	300
Максимальная производительность, т/ч	900	2000	2000		550
Мощность электродвигателя, кВт	17	30	17		13
Габариты грохота, мм:	При угле наклона 20°:	При угле наклона 30°:	При угле наклона 20°:	При угле наклона 45°:	При угле наклона 25°:
длина	3855	4000	5260	5155	3423
ширина	3020	4000	3040	3040	3470
высота	2070	3210	2930	1835	2345
Габариты вылезавших укрывтий, мм:	—	6500	5460	3695	4738
длина	—	4750	—	—	3014
ширина	—	6200	—	—	3073
высота	5060—6030	12 900	—	—	3700
Масса колеблющихся частей, кг	—	—	—	—	—

В грохоте ГИТ-71Н для возможности рассева материалов повышенной влажности конструкцией предусмотрена просеивающая поверхность, образованная на пустотелых сварных колосниках, через которые пропускается пар. Узлы грохотов ГИТ-71Н ушфицированы с серийно выпускаемым грохотом ГИТ-71.

Грохот ГИТ-71Н с 1970 г. работает на одном алюминиевом заводе. Он установлен в действующей цепи аппаратов перед молотковыми дробилками, попеременно загружаемыми бокситами, известняком и углем (крупность отдельных кусков до 800 мм, средний размер кусков 350—400 мм). Влажность боксита 18—19%, максимальная — до 22%. На колосниковой решетке со щелью 50 мм производительность грохота составляла 540 т/ч. При нагреве колосников паром до 80—90° С просеивающая поверхность работала нормально, в то время как без нагрева за 30 мин колосники замазывались.

Надежность работы машины проверялась в трудных условиях. Она выдерживала сильные удары крупнокусковым материалом при падении с высоты 3,5 м. Тензометрические замеры напряжений в основных узлах и деталях подтвердили наличие необходимых запасов прочности.

Грохот ГИТ-51Н прошел промышленные испытания и с декабря 1969 г. находится в постоянной эксплуатации на Тырынаууском горно-металлургическом комбинате. Он работает в комплексе с дробилкой среднего дробления КСД-2200, оборудован колосниковой решеткой со щелью 40 мм и принимает вольфрам-молибденовую руду крупностью до 400 мм (класса +200 мм содержится до 30%, а кусков 300—400 мм — до 15%). Достигнута максимальная производительность 1727 т/ч (производительность по надрешетному продукту 705 т/ч при эффективности грохочения 62,7%).

Результаты работы грохота приведены в табл. 52.

Таблица 52

Результаты работы грохота ГИТ-51Н на различных режимах

Число колебаний в минуту	Амплитуда колебаний, мм	Производительность, т/ч		Эффективность грохочения, %
		по питанию	по надрешетному продукту	
650	7	928	628	92,03
728	6	844	478	90,47
728	7	1038	472	90,64

Опытно-промышленный образец грохота ГИТ-51СО эксплуатируется с 1968 г. на Соколовско-Сарбайском горно-обогатительном комбинате. Он установлен на операции грохочения сырых окатышей после окомковательного барабана при круглосуточной непрерывной работе. Производительность его по готовому продукту составляла 60 т/ч на сите с отверстиями 12 × 12 мм. Грохот изготавливается для работы с барабанным и чашевым окомкователем. Во втором случае на грохоте устанавливаются сита с отверстиями 10 × 10 и 20 × 20 мм (последовательно).

Грохот ГИТ-41А прошел промышленные испытания и с января 1969 г. постоянно эксплуатируется на агломерационной фабрике Череповецкого металлургического завода. Он работает на операции отсева мелочи крупностью менее 5 мм из агломерата крупностью 200 мм и установлен после линейного охладителя. Грохот работает по 12 ч в сутки попеременно с другим грохотом. Он установлен под углом 22°. Грохот полностью отвечает требованиям технологии грохочения агломерата.

Оптимальным режимом работы грохота является: производительность до 140 т/ч, амплитуда колебаний от 1,9 до 2,1 мм в зависимости от типа колосниковой решетки.

Грохоты ГИТ-51СО и ГИТ-41А серийно изготавливаются Воронежским заводом горно-обогатительного оборудования. По скорректированным для

промышленного производства чертежам грохота ГИТ-51Н и ГИТ-71Н будут выпускаться тем же заводом.

Институт Гипромануглеобогащение разработал рабочие чертежи двух типоразмеров односитных грохотов резонансного типа ГРЛ61-I (площадь просеивающей поверхности 10 м²) и ГРЛ61-II (площадь просеивающей поверхности 20 м²) с учетом опытной эксплуатации грохотов ГРСА, ГРСБ на Зыряновской обогатительной фабрике.

Основные элементы конструкции этих грохотов унифицированы.

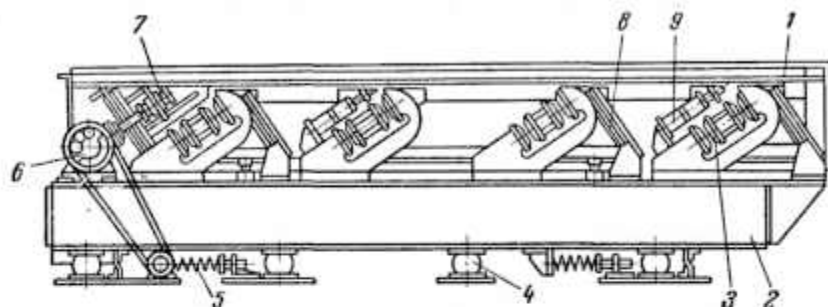


Рис. 9. Грохот ГРЛ61-I:

1 — короб; 2 — рама; 3 — упругая связь короба с рамой; 4 — опоры грохота; 5 — горизонтальные опоры грохота; 6 — привод; 7 — упругие связи привода; 8 — резонансные подвески; 9 — опоры короба

На основе результатов экспериментов и опыта эксплуатации резонансных грохотов применены заклепочные соединения и соединения высокопрочными болтами, что обеспечивает более высокую динамическую прочность и надежность коробов по сравнению со сварными.

Таблица 53

Техническая характеристика грохотов ГРЛ61-I и ГРЛ61-II

Параметры	Марка грохота	
	ГРЛ61-I	ГРЛ61-II
Размеры сита, мм	2000 × 5000	2000 × 10 000
Амплитуда колебаний короба, мм	8—10	8—10
Число колебаний в минуту	550—610	550—610
Угол наклона грохота к горизонту, град	До 5	До 5
Число сит	1	1
Максимальная крупность кусков в штатнии, мм	300 × 300 × 600	300 × 300 × 600
Типы сит:		
целое с шириной цепи, мм	0,5—2	0,5—2
листовое с размерами отверстий, мм	10—50	10—50
проволочное с размерами отверстий, мм	6—40	6—40
Мощность электродвигателя, кВт	11	20
Габариты, мм:		
длина	6130	11 545
ширина	3870	3 900
высота	1620	1 620
Масса грохота без утяжелителя и электродвигателя, кг	12 130	22 775
Масса грохота с утяжелителем и электродвигателем, кг	15 700	28 700

Для изготовления боковин короба и его основных деталей применена высоколегированная сталь 10ХСНД (ГОСТ 5058—65) вместо стали Ст.3 (ГОСТ 500—58).

Продольные угольники, являющиеся несущими элементами конструкции, вынесены на наружную сторону боковин. Это позволило производить замену поперечных связей в случае их износа без разборки короба. С продольными угольниками связаны все основные детали короба: рессорные, пружинные, приводные кронштейны, а также поперечные связи, крепящиеся высокопрочными болтами. Верхний и нижний поясы из продольных угольников связаны между собой литыми кронштейнами, предназначенными для крепления буферов, поэтому боковина практически не испытывает действия усилий, возникающих в упругих связях при работе грохота.

Конструкция короба позволяет устанавливать просеивающую поверхность в виде отдельных карт рамочной конструкции размерами 660 × 1950 мм. Сита можно устанавливать штампованные, щелевидные колосниковые, проволочные и листовые резиновые. Карты сит закрепляются на поперечных связях прижимными планками, болтами и брусками. Краткая техническая характеристика грохотов приведена в табл. 53. Схема грохота ГРЛ61-1 показана на рис. 9.

§ 13. ДУГОВЫЕ ГРОХОТЫ (СИТА ДУГОВЫЕ)

Дуговые грохоты применяются для мокрой классификации мелкого и тонкого материала, выделения крупных классов перед флотацией, отделения тяжелых суспензий от продуктов обогащения и обезвоживания хвостов флотации и

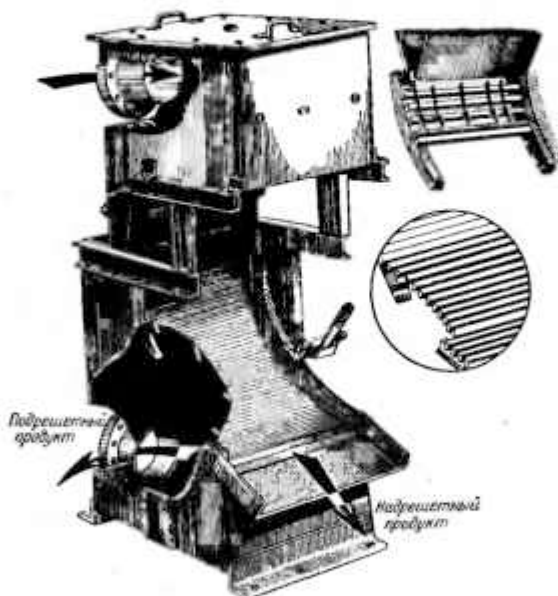


Рис. 10. Дуговой грохот

других материалов и видов пульпы. В последнее время дуговые грохоты применяются для выделения легкошламуемых материалов (касситерит, вольфрамит и др.) в циклах измельчения, что позволяет снизить безвозвратные потери ценных металлов.

Классифицируемый или обезвоживаемый материал с определенной скоростью подводится тангенциально к поверхности щелевидного сита. Под действием центробежной силы и силы тяжести вода вместе с частицами материала размером

меньше ширины щелей сита уходит в подрешетный продукт; частицы больших размеров скользят по ситам и сходят в разгрузочной части сита (рис. 10, 11).

Объемная производительность дуговых грохотов ориентировочно определяется по формуле

$$Q = 160 Fv, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (32)$$

где F — площадь живого сечения сита, м^2 ;

v — скорость подачи, $\text{м}/\text{с}$.

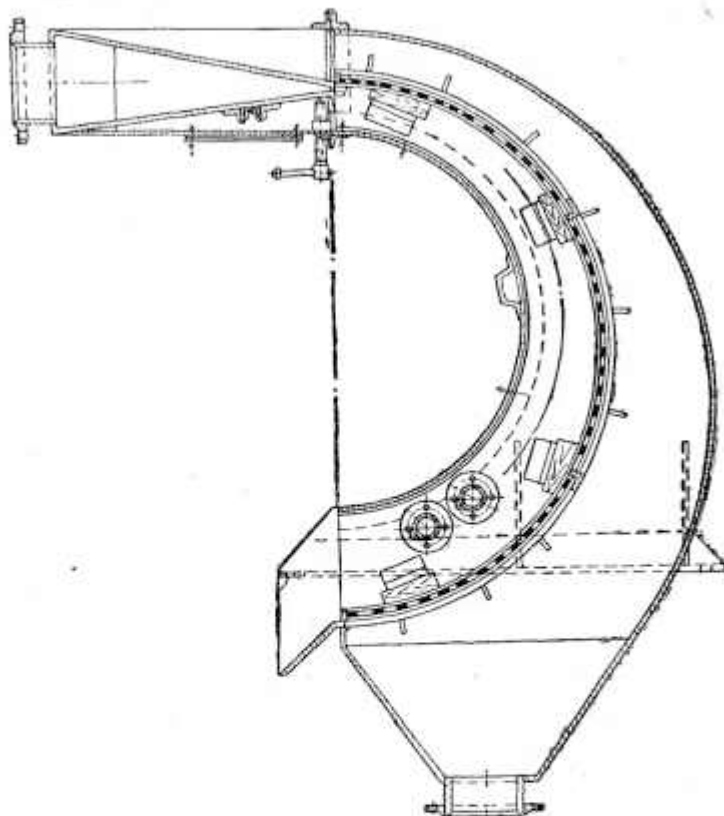


Рис. 11. Дуговой грохот СД-2А

По другим данным удельная объемная производительность q_0 находится в следующей зависимости от ширины щели:

Ширина щели, мм	0,2	0,3	0,4	0,5
Удельная объемная производительность, $\text{м}^3/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$	66	106	117	130-150

Удельная производительность

$$q_0 = 250a + 20, \text{ м}^3/\text{м}^2 \cdot \text{ч}, \quad (33)$$

где a — ширина щели, мм.

Техническая характеристика дуговых грохотов приведена в табл. 54.

Техническая характеристика дуговых грохотов

Параметры	Марка грохота			
	СД-1	СД-2А	СД-03	210А-Гр
Ширина решетки, мм	1000	1170	1200	1000
Полезная площадь решетки, м ²	0,95	1,9	3,0	0,67—0,57
Радиус изгиба решетки, мм	550	550	800	550
Центральный угол, град	90	180	180	70 и 60
Зазор (щель) решетки, мм	1,2; 3	1; 1,5; 2	0,5	1,8
Разгрузочное отверстие под воронкой, регулируемое в пределах, мм	15—30	0—30	90—140	5—30
Пропускная способность по питанию, м ³	До 200	300—400	450—500	75*
Материал колосников	Нержавеющая сталь			Сталь
Масса грохота, кг	290	508	836	616
Изготовитель	Ирмский завод гидрооборудования			

Примечания: 1. Размер щели решетки принимается в 1,5—2 раза больше расчетной (номинальной) крупности подрешетного продукта.

Номинальная крупность, мм	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,8	1	1,5	2	2,5	3
Ширина щели, мм	0,6	0,7	0,85	1	1,1	1,4	1,6	2,2	2,5	3	3,2

2. Скорость подачи пульпы обычно составляет 1,5—3 м/с, напор на входе 1,5—2,5 кгс/см².

3. Производительность по крупле дана при отношении твердого к жидкому 1 : 4—1 : 12.

* Производительность, т/ч.

§ 14. ПРОСЕИВАЮЩИЕ ПОВЕРХНОСТИ

В качестве просеивающей поверхности грохотов в зависимости от их конструкции применяются: колосниковые решетки, листовые решета, стержневые и струнные решетки, проволочные сита, колосниковые решетки. Наиболее пригодное сечение колосников для просеивания — трапециевидное.

Во избежание заклинивания кусков щели должны расширяться также и по ходу материала. Для этой цели предусматривают уменьшение поперечного сечения колосников по их длине. Если же колосники имеют постоянное сечение, то для постепенного увеличения ширины щели они должны располагаться веерообразно. Например, при длине секции $l = 2000$ мм и начальной ширине щели $b = 25$ мм необходимо увеличивать щель на разгрузочном конце секции до $s = 30$ мм.

Листовые решета представляют собой металлические перфорированные листы. Отверстия штампуют на дыропробивных прессах или просверливают. Форма отверстий обычно круглая, реже квадратная или прямоугольная в елочку.

Срок службы металлических решет при непрерывной работе примерно 2—3 месяца.

Для повышения долговечности решет в последнее время их изготавливают из литой резины. Чтобы уменьшить забиваемость решета, отверстия делают расширяющимися к низу (рис. 12).

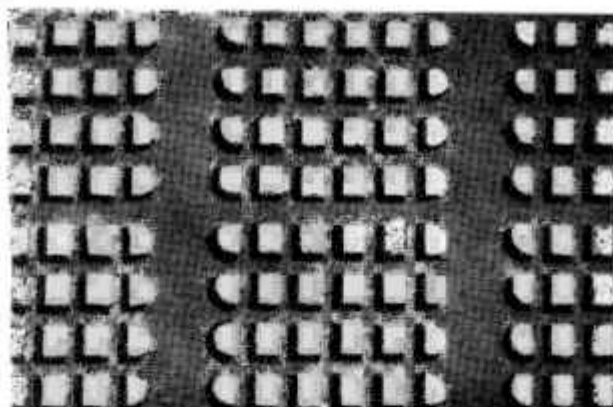


Рис. 12. Решета на листовой резине

Просеивающие поверхности шпальтового типа (стержневые, проволоочные и струнные решетки). Для мелкого грохочения и обезвоживания изготавливают шпальтовые сита из проволоки фасонного сечения.

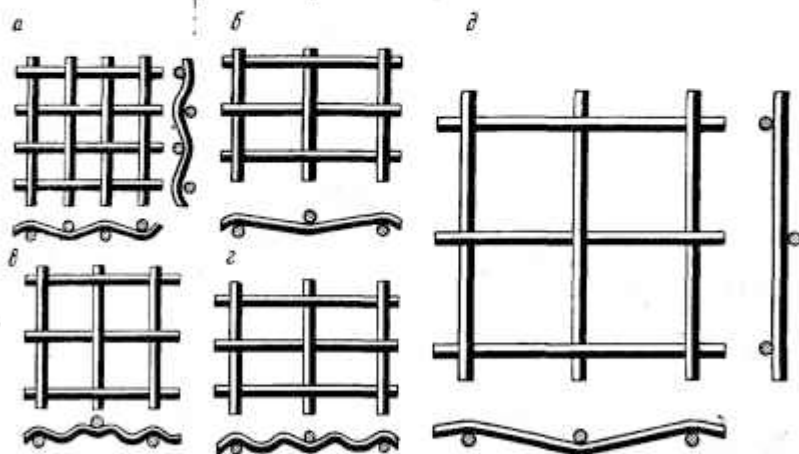


Рис. 13. Металлическая сетка из канатированной проволоки:

а — простая с квадратными ячейками; *б* — простая с прямоугольными ячейками; *в* — с промежуточным рифлением с квадратными ячейками; *г* — с промежуточным рифлением с прямоугольными ячейками; *д* — комбинированная с квадратными ячейками

Выпуск таких сеток регламентируется ГОСТ 9074—71.

Проволоочные сита, применяемые для грохочения в дробильных цехах обогательных фабрик, изготавливаются из металлических сеток, окантованных по концам и заправленных в рамки.

Металлическую сетку делают из канглированной, т. е. предварительно рифленой, стальной проволоки.

По виду рифления проволоки сетки разделяются на простые, с промежуточным рифлением и комбинированные (рис. 13).

Выпуск проволоточных сеток регламентируется следующими стандартами: ГОСТ 2715—44. Сетки металлические проволоточные. ГОСТ 2851—45. Сетки металлические проволоточные. ГОСТ 3306—70. Сетка из стальной рифленой проволоки с квадратными ячейками. ГОСТ 3826—66. Сетки проволоточные тканые с квадратными ячейками для рессава сыпучих материалов. ГОСТ 4601—49. Сетка проволоточная стальная тканая саржевая с квадратными ячейками. ГОСТ 3584—53. Сетки проволоточные тканые с квадратными ячейками контрольные, высокой точности. ГОСТ 6613—53. Сетки проволоточные тканые с квадратными ячейками нормальной точности. ГОСТ 9074—71. Сетка целевидная колосниковообразная из проволоки трапециевидного сечения.

§ 15. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГРОХОТОВ

Пуск грохотов

Пуск грохотов производится вхолостую, и лишь после того как вал вибратора будет иметь номинальное число оборотов, следует подавать материал на грохот по ходу материала, а не против.

При запуске инерционных грохотов необходимо следить за правильным направлением вращения вала.

Короб и вибратор у вибрационных инерционных грохотов не нуждаются в балансировке, так как образуют динамически уравновешенную систему. Изменять положение грузов на валу вибраторов необходимо лишь для того, чтобы изменялась амплитуда вибраций корпуса. С этой целью на шкивах (дисках) имеется градуированная шкала, позволяющая регулировать положение возбуждающих колебаний дебалансных грузов, а следовательно, и размах круговых колебаний корпуса.

Подвижная система грохота должна быть заново отбалансирована после ремонта грохота.

Напряжение сеток

Необходимо наблюдать за тщательностью натяжения сеток и затяжкой всех болтовых соединений. Для быстрой проверки качества затяжки болтов можно использовать следующий практический прием. После остановки грохота, проработавшего 1—2 ч, головки (или гайки) всех болтов прощупывают, прикасаясь к ним рукой. В результате местных вибраций слабо затянутые болты нагреваются, что легко обнаружить на ощупь.

Защита и ремонт сеток

Для удлинения срока службы сит необходимо предусматривать устройства, защищающие сетки от ударов падающей руды.

Для этого обычно головную часть сетки перекрывают железным или резиновым фартуком не менее чем на 400—500 мм по ее длине. Некоторая потеря полезной площади сетки компенсируется тем, что на неработающей части сита материал расслаивается, в результате чего улучшается грохотимость материала, и общая производительность грохота не снижается.

Сетку грохота необходимо ежедневно осматривать и тщательно очищать. Если грохот имеет два сита, то для удобства осмотра и очистки нижней сетки в задней торцовой стенке короба следует вырезать 3—4 окна размерами 250 × 200 мм, через которые и пропускают шуровочный инструмент.

Практика показала, что срок службы средних и мелких сит с ячейками 10—16 мм, изготовленных из стальной канглированной проволоки, не превышает 200—300 ч непрерывной работы. Для повышения стойкости сеток иногда проволоку покрывают износостойчивой резиной (гуммируют). Влияние твердости руды на износ стальной сетки приведено в табл. 55.

Износ сеток грохотов из стали 35 в зависимости от крепости руды

Крепость руды по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Износ сетки, г/т переработанной руды	Крепость руды по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Износ сетки, г/т переработанной руды
7	2,0	13	4,7
8	2,3	14	5,2
9	2,7	15	5,8
10	3,2	16	6,4
11	3,6	17	7,0
12	4,2	18	8,0

Таблица 56

Характеристика смазки инерционных грохотов

Узлы и детали смазки	Число смазываемых точек	Способ смазки	Сорт и марка смазочного материала		Режим смазывания
			летом	зимой	
Подшипники шибратора	2	Набивка шприцем	«1—13» (ГОСТ 1631—61)	«1—13» (ГОСТ 1631—61)	Периодически, через каждые две смены работы
Электродвигатель (подшипники вала ротора)	2	Набивка вручную	«1—13» (ГОСТ 1631—61)	«1—13» (ГОСТ 1631—61)	Периодически, через каждые 2000 ч работы

Примечание. Периодически, примерно раз в месяц, следует полностью заменять смазку в корпусах подшипников, промывая их керосином.

Таблица 57

Годовой расход сетки из рифленной проволоки (ГОСТ 3306—70) при двухсменном режиме работы и полной загрузке (по данным норм технологического проектирования, утвержденных Минпромстройматериалов СССР в 1966 г.)

Размер отверстий сет, мм	Диаметр проволоки, мм	Вес 1 м ² сетки, кг	Живое сечение ст, %	Годовой расход сетки, шт.			
				из стальной проволоки Ст.3		из пружинной проволоки 65Г	
				на абразивных породах	на неабразивных породах средней прочности	на абразивных породах	на неабразивных породах средней прочности
70	10	16,4	77,0	30	12	10	4
40	6	10,2	76,0	30	12	10	4
20	5	13,1	64,0	40	16	15	6
10	3	9,0	59,0	50	20	18	7
5	2	7,3	51,0	60	24	20	8
3	1,2	4,5	51,0	80	32	30	12

Износ сеток грохотов из стали 35 в зависимости от крепости руды

Крепость пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
Износ, г/т	1,9	2,3	2,7	3,2	3,6	4,2	4,7	5,2	5,8	6,4	7,0

Таблица 59

Основные неполадки в работе вибрационных грохотов и способы их устранения

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
Низкое качество грохочения	Материал подается с повышенным количеством мелочи и большой влажностью Неравномерная или чрезмерно большая загрузка грохота Отверстия сит чрезмерно засорены (забиты) или имеют недостаточную живую площадь Материал на грохоте сбивается к одной стороне	Увеличить угол наклона грохота и применить электрообогрев сит Отрегулировать подачу материала питателем Остановить грохот и очистить сита, поставить сита с большей живой площадью Устранить грохот горизонтально в поперечном направлении — отрегулировать длину подвесок, выверить раму Уменьшить подачу материала на грохот
	Толстый слой материала на сите	
Низкая производительность	Недостаточный угол наклона Занижено число оборотов Недостаточная амплитуда колебаний	Увеличить наклон регулируемой длины подвесок пружинящих стоек Увеличить число оборотов, изменив передаточное число Отрегулировать амплитуду положением грузов и жесткостью амортизационных пружин
	Грохот не отбалансирован Сита чрезмерно забиты мелким материалом	Отбалансировать грохот, правильно установить грузы дебалансов Принять меры против налипания; поставить сита с продольными проволоками; применить электрообогрев сит; чаще очищать сита
Сильные вибрации	Ослабли болты крепления корпуса в подшипниках вала Чрезмерно изношены подшипники вала	Подтянуть болты и предотвратить их самоотвинчивание Заменить подшипники новыми

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
	<p>Плохая амортизация грохота; не отрегулированы амортизационные пружины или пружинящие стойки, ослабли пружины или стойки</p> <p>Недостаточная жесткость опорной конструкции грохота</p>	<p>Остановить грохот и произвести регулировку или замену пружин или стоек</p> <p>Усилить опорную конструкцию</p>
Стук грохота во время работы	<p>Ослаблено натяжение сит</p> <p>Ослабли болты крепления подшипников</p> <p>Повреждены пружины</p> <p>Изношены подшипники</p>	<p>Подтянуть сита</p> <p>Затянуть болты</p> <p>Сменить пружины</p> <p>Заменить подшипники</p>
Нагрев подшипников	<p>Отсутствие смазки в подшипниках</p> <p>Засорены подшипники</p> <p>Подшипники заполнены не соответствующей смазкой</p> <p>Изношены подшипники</p>	<p>Наполнить подшипники смазкой</p> <p>Промыть подшипники и сменить уплотняющие кольца, проверить лабиринтное уплотнение</p> <p>Проверить смазочные материалы</p> <p>Сменить подшипники</p>

В табл. 56 приведена характеристика смазки инерционных грохотов.

При работе грохота подшипники не должны нагреваться выше 80° С. Нагрев подшипников не должен превышать температуру окружающего воздуха на 40—45° С. Расход сетки приведен в табл. 57 и 58.

В табл. 59 приведены основные неполадки в работе вибрационных грохотов, а в табл. 60 — периодичность и продолжительность их ремонтов.

Таблица 60

Периодичность и продолжительность ремонтов вибрационных грохотов

Размер наибольших кусков в питании, мм	Текущий ремонт		Капитальный ремонт	
	периодичность, суток	продолжительность ремонта, ч	периодичность, лет	продолжительность ремонта, ч
До 350	45—90	14—24	2—3	48—96
До 100	90—120	18—36	2—3	60—96
До 40	120—240	24—48	3—4	72—120

МЕЛЬНИЦЫ

§ 16. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТИПОРАЗМЕРА И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МЕЛЬНИЦ

Применение того или иного типа мельниц в значительной степени определяется крупностью продуктов измельчения (табл. 61).

Таблица 61

Крупность помола и тип мельницы

Стадия измельчения	Измельчение	Крупность продукта, мм	Оптимальный тип мельниц
I	Крупное	6 (3)—0	Стержневые и мельницы самоизмельчения
II	Среднее	0,8—0,4	Шаровые рудногалечные мельницы с решеткой и мельницы самоизмельчения
III	Тонкое	0,07—0,03	Шаровые с центральной разгрузкой и рудногалечные
IV	Весьма тонкое	0,02—0,01	То же
V	Сверхтонкое	0,01—0,003	Вибрационные и струйные мельницы

Производительность мельниц измеряется: количеством тонн руды, измельченной в единицу времени,

$$Q = \frac{P}{t}, \text{ т/ч;} \quad (34)$$

количеством тонн измельченного продукта заданной крупности

$$Q_1 = \frac{Q \beta_k}{100}, \text{ т/ч;} \quad (35)$$

количеством тонн вновь образованного в измельченном продукте данного класса

$$Q_2 = \frac{Q (\beta_k - \beta_{исх})}{100}, \text{ т/ч;} \quad (36)$$

где P — количество руды, т;
 t — время измельчения, ч;

β_k и $\beta_{исх}$ — соответственно содержание данного класса в измельченном продукте и в исходной руде, %.

Количество измельченной руды P определяется обычно автоматическим взвешиванием на конвейерных весах. При их отсутствии приблизительное количество измельченной в мельнице руды можно определить по балансу воды, израсходованной в цикле измельчения, пользуясь показателями водомера. При этом количество руды определяется по следующим формулам:

когда влажность исходной руды не учитывается

$$P = (B_M + B_k) \frac{T_c}{100 - T_c}, \text{ т/ч;} \quad (37)$$

когда влажность исходной руды учитывается

$$P = \frac{B_M + B_k}{\frac{100 - T_c}{T_c} - \frac{W_0}{100 - W_0}}, \quad (38)$$

где B_m — подача воды в мельницу по показателю водомера, м³/ч;
 B_k — подача воды в классификатор по показателю водомера, м³/ч;
 T_c — содержание твердого в сливе классификатора, %;
 W_0 — содержание влаги в исходной руде.

При определении производительности мельниц необходимо учитывать тип мельницы, геометрические размеры ее, измельчаемость руды, крупность питания и необходимую крупность помола.

Расчетную производительность мельницы можно определить по многим формулам. Ориентировочно ее определяют по формуле

$$Q = kD(2,5 \div 2,6)L, \quad (39)$$

где k — коэффициент пропорциональности, зависящий от характера руды (табл. 62);

D — диаметр мельницы, м;

L — длина мельницы, м.

Т а б л и ц а 62

Значение коэффициента k для расчета производительности мельницы (по Л. Б. Левенсону)

Крупность исходной руды (85% класса), мм	Значение k при крупности измельченной руды (85% класса), мм		
	-0,208	-0,107	-0,074
-25	1,60	1,16	0,50
-19	1,92	1,33	0,62
-12	2,33	1,52	0,71
-6	2,93	1,83	0,80

Удельная производительность — производительность, отнесенная к единице внутреннего объема барабана мельницы,

$$q = \frac{Q}{V}, \quad \text{т/м}^3 \cdot \text{ч}; \quad (40)$$

где Q — производительность мельницы по руде, т/ч;

V — рабочий объем барабана мельницы, м³.

Удельная производительность по вновь образованному классу

$$q_{74} = q \frac{\beta_{74} - \alpha_{74}}{100}, \quad \text{т/м}^3 \cdot \text{ч} \quad (41)$$

где q — удельная производительность по исходному, т/м³ · ч;

β_{74} — содержание класса -0,074 мм в готовом продукте, %;

α_{74} — содержание класса -0,074 мм в исходном, %.

Удельная производительность мельницы по вновь образованному расчетному классу определяется по формуле

$$q = q_1 k_n k_k k_D k_T, \quad (42)$$

где q — удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образованному расчетному классу, т/м³ · ч;

q_1 — удельная производительность работающей мельницы по тому же классу, т/м³ · ч;

k_n — коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости проектируемой и перерабатываемой руды;

- k_k — коэффициент, учитывающий различие крупности исходного и конечного продуктов измельчения действующей и проектируемой мельниц;
 k_D — коэффициент, учитывающий различие диаметров барабана проектируемой и работающей мельницы;
 k_T — коэффициент, учитывающий различие типов проектируемой и работающей мельниц.

Значение коэффициента k_k определяется опытным путем (можно в лабораторных условиях) как отношение производительности мельницы по вновь образованному расчетному классу при измельчении исследуемой руды к производительности той же мельницы по тому же классу при измельчении принятой для сравнения эталонной руды. В обоих случаях крупность руды, содержание расчетного класса в измельченном продукте и режим измельчения должны быть одинаковыми.

Значение коэффициента k_k определяется по формуле

$$k_k = \frac{m_2 m_4}{m_1 m_3} \quad (43)$$

где m_1 — относительная производительность мельницы по расчетному классу для руды, перерабатываемой на действующей обогатительной фабрике, при той крупности исходного и конечного продукта, которые имеют место на фабрике;

m_2 — то же, для той же руды, но при крупности исходного и конечного продуктов, при которой определялся коэффициент измельчаемости;

m_3 — то же, для руды, проектируемой к обработке, при крупности исходного и конечного продуктов, при которой определялся коэффициент измельчаемости;

m_4 — то же, для руды, проектируемой к обработке, при запроецированной крупности исходного и конечного продуктов.

Относительная производительность мельницы m по расчетному классу при измельчении одной и той же руды определяется по формуле

$$m = \frac{\beta_k - \beta_n}{\frac{\beta_k - \beta_n}{k_1} + \frac{\beta_k - \beta_n}{k_2} - \beta'_k + \beta'_n} \quad (44)$$

где β_k — содержание расчетного класса в измельченном продукте, %;

β_n — содержание расчетного класса в исходном продукте, %;

β'_k и β'_n — те же величины, но для эталонных условий, т. е. для условий, при которых производительность мельницы принята за единицу;

k_1 — коэффициент, показывающий изменение относительной производительности мельницы по вновь образованному расчетному классу в зависимости от крупности исходного питания при одинаковой (эталонной) крупности конечного продукта;

k_2 — коэффициент, показывающий изменение относительной производительности мельницы по вновь образуемому расчетному классу в зависимости от крупности конечного продукта при одинаковой (эталонной) крупности исходного питания.

Приближенные значения величин β_k , β_n , k_1 , k_2 и m приведены в табл. 63 и 64.

Коэффициент k_D подсчитывается по формуле

$$k_D = \frac{(D - 0,15)^{0,5}}{D_1 - 0,15} \quad (45)$$

где D и D_1 — соответственно номинальный диаметр барабана проектируемой к установке и работающей (эталонной) мельницы.

Коэффициент k_T принимается равным 1,10—1,15 при переходе от мельницы с центральной разгрузкой к мельнице с разгрузкой через решетку и 0,9—0,85 — при обратном переходе.

Приближенные значения β_n , β_n , k_1 и k_2 в формуле (46) для расчетного класса — 0,074 мм средней крепости (типа порфириновых) руд

Крупность исходного продукта, мм	—	—	40—0	20—0	10—0	5—0	3—0
β_n — содержание класса — 0,074 мм в исходном продукте, %	—	—	3	6	10	20	23
k_1 — коэффициент относительной производительности по вновь образуемому классу — 0,074 мм при измельчении до 60% — 0,074 мм	—	—	0,83	0,92	1,0	1,05	1,06
Крупность конечного продукта, мм	1—0	0,4—0	0,3—0	0,2—0	0,15—0	0,1—0	0,074—0
β_k — содержание класса — 0,074 мм в конечном продукте, %	30	40	48	60	72	85	95
k_2 — коэффициент относительной производительности по вновь образуемому классу — 0,074 мм при крупности исходного продукта 10—0 мм	0,95	1,02	1,03	1,0	0,93	0,90	0,85

Примечание. Оптимальные условия измельчения: крупность исходного продукта 10—0 мм, содержание класса — 0,074 мм в измельченном продукте 60%.

Таблица 64

Относительная производительность мельниц m по вновь образованному классу — 0,074 мм в зависимости от крупности исходного и конечного продуктов для средней крепости (типа порфириновых) руд

Крупность исходного продукта, мм	Содержание класса — 0,074 мм в конечном продукте, %						
	30	40	48	60	72	85	95
	m						
40—0	0,68 *	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
20—0	0,81 *	0,89	0,92	0,92	0,86	0,86	0,82
10—0	0,95 *	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,85
5—0	0,41 *	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
3,0	1,17 *	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91	0,85

Примечания:

1. За эталонную крупность для расчета приняты: исходный продукт 10—0 мм, конечный продукт 0,2—0 мм.

2. Значения β_n , β_n , k_1 и k_2 взяты из табл. 63.

* Этими же значениями m можно пользоваться при содержании класса — 0,074 мм в конечном продукте 20—25%.

На гравитационных фабриках стержневые мельницы обычно применяются для измельчения руды до 1—3 мм (30—20% класса —0,074 мм). К. А. Разумов рекомендует рассчитывать эти мельницы, используя эффективность измельчения, по формулам:

$$Q = \frac{N_y \eta e}{\beta_k - \beta_n} \quad (46)$$

$$e = e_1 k_n k_k \quad (47)$$

где Q — производительность мельницы, т/ч;
 N_y — установочная мощность, квт;
 η — отношение потребляемой мощности к установочной (0,85—0,90);
 e — эффективность измельчения проектируемой мельницы по вновь образованному расчетному классу, т/квт · ч;
 e_1 — эффективность измельчения действующей мельницы по вновь образованному классу, т/квт · ч;
 β_k и β_n — содержание расчетного класса в конечном и исходном продуктах, %;
 k_n и k_k — коэффициенты измельчаемости и крупности, определяемые таким же способом, как и при расчете мельницы по удельной производительности.

Необходимый объем барабанов мельниц для доизмельчения промпродуктов можно приблизительно подсчитать по формуле

$$V_n = \gamma_n (V_1 - V_2), \quad (48)$$

где γ_n — выход промпродукта, в долях единицы;
 V_1 — объем барабанов мельниц, необходимый для измельчения всей руды до крупности, равной крупности доизмельченного промпродукта, м³;
 V_2 — объем барабанов мельниц, необходимый для измельчения всей массы руды перед обогащением, м³. (За расчетный класс доизмельчения промпродукта обычно принимают класс —0,040 мм. Вышеприведенная формула основана на допущении, что измельчаемость промпродукта одинакова с измельчаемостью руды).

В табл. 65 приведена зависимость производительности шаровых мельниц от крупности питаша.

Т а б л и ц а 65

Зависимость производительности шаровых мельниц от крупности измельчаемой руды

Крупность измельчаемой руды (продукта дробления), мм	Рост относительной производительности мельниц		
	за счет гото- вого продукта, образуемого при дробле- нии	за счет повышения эффективно- сти измель- чения	общий
—40 +0	1,00	1,00	1,00
—25 +0	1,07	1,08	1,15
—10 +0	1,23	1,20	1,48
—3 +0	1,64	1,30	2,13
—1,5 +0	1,96	1,33	2,61

С уменьшением крупности дробленой руды производительность мельниц резко возрастает, главным образом за счет готового класса, образованного при дроблении руды.

Удельная производительность и эффективность измельчения
в шаровых мельницах с решеткой,
приведенные к мельнице диаметром 3200 мм (по данным института Механобр)

Руда	Содержание класса -0,074 мм в измельча- емом продукте, %	Удельная произво- димость, т/м ³ ·ч	Эффектив- ность измельчения
		по вновь образованному классу -0,074 мм	
Среднеуральская медная	50	1,2	0,052
Копурдская медная	60	1,8 *	0,076
Джезказганская медная	50	1,1	0,047
Норильская медно-никелевая	60	1,1	0,047
Неченгская медно-никелевая	65	1,04	0,044
Каджаранская медно-молибденовая	52	1,13	0,048
Ленинградская свинцово-цинковая	55	1,10	0,047

Примечания:

1. Эффективность рассчитана по формуле $\epsilon = qV/0,9N$, где V — объем мельницы 3200 × 3100 мм, равный 23 м³; N — мощность двигателя, лот.

2. Крупность исходного питания во всех случаях равна 25–0 мм. Шаровая загрузка равна 46%. Скорость вращения составляет 80% критической.

* Средняя для двух стадий измельчения.

В табл. 66 показаны удельная производительность и эффективность измельчения, приведенные к мельнице диаметром 3200 мм.

Ориентировочная производительность стандартных мельниц применительно к крепким рудам (типа кварцитов) приведена в табл. 67, 68 и 69; для перехода к другим рудам данные таблицы умножают на коэффициент измельчаемости.

Таблица 67

Ориентировочная производительность стандартных шаровых мельниц
с центральной разгрузкой (применительно к твердой руде
 $f = 16 \div 18$ по шкале проф. М. М. Протодыконова)
при насыпном весе 2,2 т/м³
(по данным института Механобр)

Размер мельни- цы, мм	Рабочий объем, м ³	Переходный коэффициент	Производительность, т/ч	
			по классу -0,074 мм	по исходной руде
900 × 1800	1	0,53	0,47	2,9
1200 × 2400	2,5	0,62	1,4	8,5
1500 × 3100	4	0,7	2,5	15,3
2100 × 3000	8	0,83	6,0	36,5
2700 × 3600	16	0,95	13,7	84
3200 × 4500	32	1,0	29,0	177
3600 × 5500	50	1,06	48,0	290
4000 × 5500	63	1,11	62,5	380
4500 × 6000	80	1,16	83,5	510

Ориентировочная производительность стандартных шаровых мельниц с решеткой (применительно к крепкой руде $f=16 \div 18$ по шкале проф. М. М. Протодьяконова) при насыпном весе $2,2 \text{ т/м}^3$ * (по данным института Механобр)

Размер мельницы, мм	Рабочий объем, м ³	Переходный коэффициент	Производительность, т/ч	
			по классу 0,074 мм	по исходной руде
900 × 900	0,45	0,53	0,48	0,68
1200 × 1200	1,12	0,62	1,4	1,95
1500 × 1600	2,24	0,7	3,1	4,4
2100 × 1500	4,5	0,83	7,5	10,5
2100 × 2200	6,3	0,83	10,5	14,8
2700 × 2100	10,0	0,95	19,0	27,0
2700 × 2700	14,0	0,95	26,5	37,0
3200 × 3100	22,4	1,0	45,0	64,0
3600 × 4000	35,5	1,06	75,0	100,0
3600 × 5000	45,0	1,06	95,0	134,0
4000 × 5000	55,0	1,11	123,0	173,0
4500 × 5000	71,0	1,16	165	230,0

* При другом насыпном весе производительность пересчитывают по формуле

$$Q' = \frac{Q\gamma}{2,2},$$

где γ — насыпной вес данной руды, т/м^3 .

Таблица 69

Ориентировочная производительность стандартных стержневых мельниц (применительно к крепкой руде $f=16 \div 18$ по шкале проф. М. М. Протодьяконова) при насыпном весе $2,2 \text{ т/м}^3$ * (по данным института Механобр)

Размер мельницы, мм	Рабочий объем, м ³	Переходный коэффициент	Производительность, т/ч	
			по классу 0,074 мм	по исходной руде
900 × 1800	1	0,53	0,53	3,8
1200 × 2400	2,5	0,62	1,55	11,2
1500 × 3100	4	0,7	2,8	20,0
2100 × 3000	8	0,83	6,7	48,0
2700 × 3600	16	0,95	15,0	108
3200 × 4500	32	1	32,0	230,0
3600 × 5500	50	1,06	53,0	380,0
4000 × 5500	63	1,11	70,0	500,0
4500 × 6000	80	1,16	93,0	670,0

* При другом насыпном весе производительность пересчитывают по формуле

$$Q' = \frac{Q\gamma}{2,2},$$

где γ — насыпной вес данной руды, т/м^3 .

Работа мельницы в замкнутом цикле с классифицирующим аппаратом повышает ее производительность в связи с увеличением скорости прохождения через нее материала при росте циркулирующей нагрузки. Чем больше циркулирующая нагрузка, тем больше руды загружается в мельницу. Увеличение скорости прохождения материала через мельницу при росте циркулирующей нагрузки повышает эффективность работы шаров, что также вызывает увеличение производительности мельниц.

Величину циркулирующей нагрузки в I стадии измельчения можно определить по ситовым анализам по формуле

$$C = \frac{Q(c-a)}{a-b}, \text{ т или } S = \frac{100(c-a)}{a-b}, \%, \quad (49)$$

где Q — вес руды (слива классифицирующего аппарата), т;

c — содержание заданного класса в сливе, %;

a — содержание заданного класса в продукте разгрузки мельницы, %;

b — содержание того же класса в песках классифицирующего аппарата, %.

Циркулирующая нагрузка для II стадии измельчения определяется по формуле

$$C' = \frac{100(c' - c)}{d - b'}, \%, \quad (50)$$

где c — содержание заданного класса в сливе первого приема классификации, %;

c' — содержание заданного класса в сливе второго приема классификации, %;

d — содержание заданного класса в сливе мельницы II стадии измельчения, %;

b' — содержание заданного класса в песках второго приема классификации, %.

Показатели a, b, b', c, c', d определяют по данным ситового анализа соответствующих продуктов.

Циркулирующую нагрузку можно определить по отношению жидкого к твердому (по весу)

$$C = \frac{Q(r_3 - r_1)}{r_1 - r_2}, \text{ т,} \quad (51)$$

где r_1 — отношение жидкого к твердому в продукте разгрузки мельницы;

r_2 и r_3 — то же, соответственно в песках и сливах классифицирующего аппарата.

Отношение жидкого к твердому определяется по формуле

$$E = \frac{100 - P}{P}, \quad (52)$$

где P — содержание твердого в пульпе, %;

$$P = \frac{\delta(d-1)}{d(\delta-1)} 100, \quad (53)$$

где d — вес 1 л пульпы, кг;

δ — плотность твердого, г/см³.

В табл. 70 приведена относительная производительность мельницы в зависимости от величины циркулирующей нагрузки.

Оптимальную циркулирующую нагрузку (табл. 71) можно определить по формуле К. А. Разумова

$$C_{\text{опт}} = 0,68 \sqrt{f} - 0,25, \quad (54)$$

где $C_{\text{опт}}$ — оптимальная циркулирующая нагрузка, доли единицы;

f — отношение стоимости измельчения 1 т руды при циркулирующей нагрузке 100% без расходов на транспорт и подъем песков улиткой мельницы к стоимости транспорта 1 т песков, включая расходы на подъем песков улиткой мельницы.

Относительная производительность мельницы в зависимости от величины циркулирующей нагрузки (по С. Е. Андрееву)*

Циркулирующая нагрузка C	0,5	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	** ∞
Q_2	84	100	113	120	124	127	132	128,5	130	131	131,5	138,6

* Относительная производительность вычислена по формуле

$$\frac{Q_2}{Q_1} = \frac{2 \ln 2}{(1+C) \ln \frac{1+C}{C}}$$

Производительность первой мельницы принята за 100 т ($Q_1=100$ при $C=1$).** При $C=\infty$ $\frac{Q_2}{Q_1}=1,386$ и $Q_2=1,386Q_1$, т. е. производительность мельницы при бесконечно большой циркулирующей нагрузке будет только на 38,6% больше, чем при циркулирующей нагрузке в 100%.

Таблица 71

Оптимальная циркулирующая нагрузка в зависимости от условий измельчения для одностадных схем (по К. А. Раузову)

Условия измельчения	$C_{\text{опт}}$, %
Тонкое измельчение до 0,2 мм крепких руд при самотечном сопряжении мельницы с классификатором	500—700
То же, при измельчении до 0,4—0,2 мм руд средней твердости	250—500
Механизированный транспорт продуктов между мельницей и классификатором улитковыми подъемниками и шнеками	200—400
Транспорт слива мельницы в классификатор насосом	150—300

Выбранное значение циркулирующей нагрузки К. А. Раузов рекомендует проверять по условию, чтобы удельная нагрузка мельниц по общему питанию не превышала

$$\frac{Q_2}{V} \leq 12, \text{ т/м}^3 \cdot \text{ч}, \quad (55)$$

где Q_2 — производительность мельницы по общему питанию, т/ч; V — объем мельницы, м³.

Это объясняется тем, что транспортирующая способность мельницы ограничена, и при общей нагрузке свыше 12 т/м³ мельница будет переполняться пульпой, что может снизить ее производительность. Если удельная нагрузка получается больше 12 т/м³ · ч, то циркулирующую нагрузку следует уменьшить.

В циркулирующей нагрузке мельницы полезной является та ее часть, которая представлена крупным классом частиц.

Наличие в мельнице большого количества мелкого, притом переизмельченного готового продукта благодаря буферному действию смягчает удары падающих шаров и уменьшает измельчающую эффективность шаровой нагрузки, что приводит к снижению ее производительности.

С учетом этого эффективность классификации существенно влияет на производительность мельницы (табл. 72).

Таблица 72

Относительная производительность мельницы при разных значениях циркулирующей нагрузки C и эффективности классификации E (по С. Е. Андрееву)

E, %	Циркулирующая нагрузка, доли единицы					
	C=1	C=2	C=3	C=4	C=5	C=10
60	0,500	0,725	0,807	0,850	0,880	0,938
70	0,687	0,822	0,875	0,903	0,920	0,962
80	0,818	0,898	0,928	0,945	0,955	0,977
90	0,920	0,950	0,968	0,975	0,980	0,990
100	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0

Влияние частоты вращения барабана мельниц

Производительность мельницы пропорциональна потребляемой мощности. Поэтому при частоте вращения барабана, при которой потребляемая мощность становится максимальной, должна быть и наибольшая производительность мельницы.

Эта частота вращения не должна превышать критическую, при которой шаровая нагрузка под действием центробежной силы начинает вращаться вместе с барабаном мельницы (табл. 73).

Критическое число оборотов мельницы (критическая частота вращения) определяется по формуле

$$n_{к} = \frac{42,3}{\sqrt{D}}, \quad (56)$$

где D — диаметр мельницы, м.

Таблица 73

Критическая частота вращения барабанных мельниц в зависимости от диаметра барабана и толщины футеровки

Диаметр барабана, м	0,9	1,2	1,5	2,1	2,7	3,2	3,6	4,0	4,5
Расчетный диаметр барабана, м	0,8	1,1	1,35	1,9	2,5	3,0	3,36	3,76	4,26
Толщина новой футеровки, мм	50	50	75	100	100	100	120	120	120
Критическая частота вращения барабана, об/мин	47,3	40,3	36,4	30,6	26,8	24,4	23,0	21,6	20,4

Таблица 74

Средний расход электроэнергии на измельчение руд цветных металлов (по данным института Механобр)

Измельчение, мм	Расход энергии, квт·ч/т, при производительности фабрики, т/сутки				
	200	500	1000	2000	4000
Крупное (0,3—0,2)	10	9	8	7	7
Среднее (0,2—0,15)	15	13	11	10	10
Тонкое (0,15—0,074)	21	18	15	14	14

Таблица 75

Удельный расход электроэнергии на измельчение 1 т руды
до крупности 0,208 мм в одну стадию

Операция	Расход энергии, кат·ч/т, при крупности загружаемой руды, мм							
	50	31	25	19	12	6	5	3
Дробление	0,25	0,37	0,44	0,55	0,67	0,77	2,96	3,31
Измельчение	8,39	7,73	7,26	6,85	6,31	5,54	5,50	5,32
Общий	8,64	8,10	7,70	7,40	6,98	6,31	8,46	8,63

Таблица 76

Расход электроэнергии на измельчение 1 т руды в две стадии, кат·ч

I стадия измельчения		II стадия измельчения		Общий расход энергии
Измельчение до, мм	Расход энергии	Измельчение до, мм	Расход энергии	
1,168	0,52	0,074	6,41	6,93
0,833	0,66		5,83	6,49
0,589	1,24		5,10	6,34
0,417	1,77		4,42	6,19
0,295	2,65		3,68	6,33
0,208	4,05		3,01	7,06

Таблица 77

Расход электроэнергии на измельчение 1 т руды средней твердости, кат·ч

75% измельченного продукта проходит через сито, мм	I стадия измельчения							II стадия измельчения						
	75% загрузки проходит через сито, мм							75% загрузки проходит через сито, мм						
	25	18	12	9	8,5	6	4	1,168	0,833	0,701	0,417	0,295	0,208	0,147
1,168	0,95	0,7	0,7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
0,833	1,44	1,2	0,7	0,9	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
0,589	2,15	1,9	1,7	1,4	1,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—
0,417	4,50	2,9	2,4	2,1	1,9	—	—	—	—	—	—	—	—	—
0,295	4,60	4,1	3,6	3,4	2,9	—	—	—	—	—	—	—	—	—
0,208	7,0	6,2	5,5	5,0	4,3	3,8	3,3	—	—	—	—	—	—	—
0,147	10,5	9,4	8,2	7,2	6,5	5,5	4,8	—	—	—	—	—	—	—
0,104	15,2	13,5	12,0	10,5	9,3	8,2	7,2	6,2	5,3	4,5	3,9	2,9	—	—
0,074	23,0	20,0	18,5	15,5	13,5	12	10,8	8,7	7,9	7,0	6,0	5,0	4,1	3,1
0,053	35	30	24	22	19	17	15	12	11	9,8	8,6	7,4	6,2	5,0
0,044	—	—	—	32	29	25	23	17,5	16	14,5	13	11	10	8,4

Наивыгоднейшая частота вращения мельниц находится в пределах 76—88% критической.

Частота вращения стержневых мельниц обычно бывает на 25—30% меньше, чем шаровых, и составляет обычно 50—75% критической.

С ростом степени заполнения мельницы дробящей средой растет расход энергии на измельчение, а следовательно, и производительность мельницы. Она достигает своего максимума при степени заполнения 50%. Дальнейшее увеличение заполнения мельницы дробящей средой приводит к уменьшению расхода энергии и производительности мельницы (табл. 74, 75, 76, 77).

§ 17. ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ШАРОВЫХ И СТЕРЖНЕВЫХ МЕЛЬНИЦ

В табл. 78, 79 и 80 приведена техническая характеристика шаровых и стержневых мельниц.

Техническая характеристика шаровых мельниц мокрого

Параметры	Типоразмер					
	МШР-900×900	МШР-1200×1200	МШР-1500×1600	МШР-2100×1500	МШР-2100×2200	МШР-2100×3000
Диаметр барабана без футеровки, мм	900	1200	1500	2100	2100	2100
Длина барабана без футеровки, мм	900	1200	1500	1500	2250	3000
Номинальный рабочий объем, м ³	0,45	1,15	2,24	4,5	7,0	9,0
Частота вращения барабана, об/мин	41	36	30	24,8	24,6	24,6
Электродвигатель: тип	АОП-73	АОП-83	АК2—	А102—	СД12—	СД12—
	8	8	91—6	6М	24—8А	24—8
мощность, квт	14	28	55	125	185	200
частота вращения, об/мин	730	735	960	985	750	750
напряжение, в	220/380	220/380	220/380	380	380	380
масса, кг	310	555	640	980	2400	2400
Привод	Через редуктор					
Шаровая загрузка, т	0,67	1,0	3,0	12,0	16,0	20,0
Масса мельницы без шаров и электродвигателя, т	5,3	10,3	15,6	35,5	43,33	47,3
Изготовитель	Ленинградский завод им. Котлякова			Куйбышевский завод «Строммашина»		

§ 18. ФУТЕРОВКА МЕЛЬНИЦ

Наиболее выгодная толщина футеровки определяется в каждом конкретном случае расчетом, для которого исходными данными являются: размер мельницы, принятая толщина футеровки и скорость ее износа.

Скорость износа футеровки можно определить по формуле

$$\Delta = \frac{h_0 - h_k}{T}, \text{ мм/сутки,} \quad (57)$$

где Δ — скорость износа футеровки, определяемая суточным износом ее по толщине, мм/сутки;

h_0 — средняя начальная толщина плит, мм;

h_k — средняя конечная толщина плит, мм;

T — время работы мельницы, сутки.

Таблица 78

помола с разгрузкой через решетку (заводские данные)

мельницы						
МШР-2700×3100	МШР-2700×3600	МШР-3200×3100	МШР-3600×4000	МШР-3600×5000	МШР-4000×5000	МШР-4500×5000
2700	2700	3200	3600	3600	4000	4430
2100	3600	3100	4000	5000	5000	5020
11,0	18,0	23,0	36,0	48,0	54,0	69,0
21,0	21,0	19,8	18,1	18,12	17,18	16,49
ДС213— 24—32 300 187	ДС213— 34—36 380 187	ДС213— 29—24 600 250	ДС260— 44—36 1100 167	ДС260— 44—32 1250 187	СДМ19— 46—44 2000 150	СДМ19— 56—40 2500 150
3000/6000 9800	3000/6000 10900	3000/6000 10500	3000/6000 16300	6000 16750	6000 25700	6000 27560
Непосредственный						
22,0	37,0	47,0	76,0	95,5	117,0	158,0
66,4	78	95,3	148,8	160,1	240,2	263,4
	УЗТМ				НКМЗ	

Техническая характеристика шаровых мельниц мокрого помола с центральной разгрузкой (заводские данные)

Параметры	Типоразмер мельницы							
	МШЦ-900× ×1800	МШЦ-1500× ×3100	МШЦ-2100× ×3000	МШЦ-2700× ×3600	МШЦ-3200× ×4500	МШЦ-3600× ×5500	МШЦ-4000× ×5500	МШЦ-4500× ×6000
Диаметр барабана без футеровки, мм	900	1500	2100	2700	3200	3600	4000	4430
Длина барабана без футеровки, мм	1800	3100	3000	3600	4500	5500	5500	6020
Номинальный рабочий объем, м³	1	4	9	18	31	50	60	80
Частота вращения барабана, об/мин	42	30	24,6	21	19,72	18,12	17,18	16,45
Электродвигатель: тип	АОП2-72	AK2-92	СД12-29-8А	ДС213-34-32	ДС60-39-36	Д260-44-32	СДМ19-46-40	СДМ19-56-40
мощность, кВт	6	4	230	380	900	1250	2000	2500
частота вращения, об/мин	1460	1450	750	187	167	187	150	150
напряжение, в	220/380	220/380	380	3000/6000	3000/6000	6000	6000	6000
масса, кг	208	715	2600	10 900	15 500	16 750	25 700	27 560
Привод	Через редуктор				Непосредственный			
Шаровая загрузка, т	1,6	8	20	37,0	67,0	102,0	129	186
Масса мельницы без электрооборудования и шаров, т	4,9	21,3	44,2	74,3	133,3	154,2	231	261,5
Изготовитель	Куйбышевский завод «Строммашина»			УЗТМ		НKMЗ		

Таблица 80

Техническая характеристика стержневых мельниц мокрого помола (заводские данные)

Параметры	Типоразмер мельницы									
	МСЦ-900×1800	МСЦ-1200×2400	МСЦ-1500×3100	МСЦ-2100×3000	МСЦ-2700×3600	МСЦ-3200×4500	МСЦ-3600×5500	МСЦ-4000×5500	МСЦ-4500×6000	
Диаметр барабана без футеровки, м	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600	4000	4500	
Длина барабана без футеровки, м	1800	2400	3100	3000	3600	4500	5500	5500	6000	
Номинальный рабочий объем, м³	1	2,2	4	9	18	32	49	66	80	
Частота вращения барабана, об/мин	32	27	25	19,7	15,6	14,46	13,7	13	12,5	
Электродвигатель: тип	АОП2-71	АОП-93-3	AK2-92-4	СД12-29-10 или АЗ-12-42-10	ДС213-34-32	ДС260-39-36	ДС260-44-36	СДМ19-56-48	СДМ19-56-40	
мощность, кВт	22	40	100	200	380	900	1100	1600	2500	
частота вращения, об/мин	1460	735	1450	590 или 600	187	167	167	125	150	
напряжение, в	220/380	220/380	220/380	380 или 6000	3000/6000	3000/6000	3000/6000	6000	6000	
Привод	Через редуктор				Непосредственный					
Стержневая загрузка, т	2,2	5,5	9	24	44	75	127	185	230	
Масса мельницы без электрооборудования и стержней, т	5	13,8	21,3	46,3	81	136,9	167,1	239	275,7	
Изготовитель	Куйбышевский завод «Строммашина»	Ленинградский завод им. Котлякова	Куйбышевский завод «Строммашина»	УЗТМ			НKMЗ			

В табл. 81 приведены данные об изменении объема и производительности мельницы при износе футеровки.

Фасонный профиль футеровки (волнистая, ступенчатая и др.) применяется в мельницах I стадии измельчения. При этом профиле футеровки измельчение в основном происходит в результате ударного действия шаров.

Гладкая футеровка применяется в мельницах II стадии измельчения и в операциях доизмельчения. При такой футеровке измельчение происходит в результате истирающего действия шаров.

Качество футеровки. Специального ГОСТа на футеровочные плиты для рудо-размольных мельниц нет. Однако ГОСТ 7523—55 на броневые плиты для мельниц цементной промышленности допускает распространение технических условий этого ГОСТа на футеровку рудо-размольных мельниц. По ГОСТ 7523—55 футеровочные плиты должны быть отлиты из высокомарганцевистой стали 410Г13Л с содержанием углерода 1,1—1,5%; марганца 11,0—15,0%; кремния не более 1%, фосфора 0,10% и серы 0,05%. Отклонение от толщины допускается в пределах ± 2 мм. Тот же допуск предусмотрен для диаметров болтовых отверстий и для смещения их центров. Твердость плит должна быть в пределах 170—229Н (по Бринеллю).

Исследования последних лет показали, что сталь 410Г13Л наиболее пригодна для футеровки лишь в I стадии измельчения, где имеет место наклеп поверхности футеровки от ударов шаров. В режиме измельчения, где футеровка работает на истирание, сталь 410Г13Л мало пригодна, так как она изнашивается, как и обычная легированная сталь. В этом случае целесообразно применять футеровку из хромо-марганцево-молибденовых, хромо-никелевых или титановых сталей. Так, например, модификация стали СГ13Л титаном из расчета 2 кг/т увеличивает срок службы футеровки почти на 25%. В условиях комбинированных нагрузок (удар + истирание) хорошо работают хромо-никелевые чугуны типа нихард и высоколегированные хромо-никелевые или хромо-марганцевые стали. Весьма перспективным является применение резиновой футеровки, срок службы которой в несколько раз больше, чем стальной.

Институт Механобр унифицировал лучшие типы футеровок на всех фабриках цветной металлургии для шаровых мельниц 3200 × 3100 и 3600 × 4000 мм. Выбиралась лучшая тип футеровок по показателям их работы в производственных условиях и результатам промышленных испытаний. При учете расхода металла изношенная и снятая футеровка считалась полностью израсходованной, возврат в металлолом не учитывался.

Различные профили футеровок барабана мельниц I стадии сравнивались по фактическому сроку службы, влиянию на производительность и расходу электроэнергии. Окончательное технико-экономическое сравнение произведено с учетом всех эксплуатационных затрат, зависящих от профиля футеровки. Во всех остальных случаях сравнение проведено по сроку службы.

Для каждой фабрики и размера мельниц показатели примененных профилей расположились в ряд по возрастанию фактического срока службы (табл. 82). При сопоставлении предприятий установлена следующая закономерность: порядок в ряду во всех случаях одинаков, т. е. профиль, который служит дольше другого на одной фабрике, имеет больший срок службы и на других. Эта закономерность проявляется несмотря на различие свойств и крупности измельчаемой руды, размеров мельниц, шаровой загрузки, числа оборотов и т. д.

На основании анализа результатов эксплуатации были разработаны чертежи унифицированных футеровок для мельниц I стадии. Вопрос об унификации футеровки мельниц II стадии не рассматривался, так как осуществляется массовое внедрение резиновых футеровок, которые заменяют металлическую футеровку при работе мельниц с шарами не более 80 мм. В литературе имеются сведения, что разработаны составы резины, допускающие работу мельниц с шарами до 100 мм и более.

В табл. 83 приведены данные износа футеровки из различных материалов, а в табл. 84 — вес футеровки.

Таблица 81

Изменение объема и производительности мельницы 2700 × 3600 при износе футеровки $\Delta = 0,2$ мм/сутки (по В. А. Олевскому)

Срок службы футеровки, дней	Средняя толщина футеровки, мм	Внутренний диаметр мельницы, мм	Полезный объем мельницы, м ³	Изменение объема, % от начального	Изменение производительности, % от начальной
0	145	2410	16,4	100,0	100
100	125	2450	16,8	102,4	103
200	105	2490	17,5	106,7	108
300	85	2520	17,9	109,1	111
350	75	2550	18,3	111,5	115
400	65	2570	18,6	113,4	117
450	55	2590	19,0	115,9	120
525	40	2620	19,4	118,3	124
Среднее	$h_{cp} = 92,5$	$D_{cp} = 2515$	$V_{cp} = 17,9$	109,1	112

Таблица 83

Износ футеровки разного состава в шаровой мельнице

Материал	Общий вес, кг	Общая стертность, %	Срок службы, дней	Измельчено гуды, т	Расход на 1 т гуды, кг	Потери скрупа, %	Частота вращения мельницы, об/мин
Белый чугун	79 838	100	120	24 231	0,340	50	26
Сверхтвердый молибдено-хромистый сплав	8 383	167,2	122	34 545	0,241	42	26
То же	9 083	197,1	152	46 293	0,196	36	24,5
Никелистый твердый сплав	8 346	188,0	213	68 402	0,123	37	24,5
То же	9 052	190,1	153	42 883	0,211	40	24,5
Марганцовистая сталь	9 938	222,0	202	60 632	0,165	36	24,5

Таблица 84

Вес футеровки мельниц

Размеры мельниц, мм		Ориентировочный вес футеровки, т		Объем загрузки от общего объема мельницы, %	Масса мельницы, т	Тип мельницы
диаметр	длина	барабана	крышки			
2700	3000	19,23	5,5	45	80,24	Шаровая с центрально-разгрузкой
2100	3000	10,7	3,25	45	46,9	То же
3200	3100	20,1	8,0	50	104,0	Шаровая с разгрузкой через решетку
2700	2100	8,85	5,5	50	67,15	То же
2100	1500	5,0	3,25	45	37,35	»
2100	2200	8,0	3,25	—	41,6	»
2100	3000	10,53	4,6	40	48,73	Стержневая
2700	3000	18,5	5,5	40	78,2	То же
3200	4000	24,5	10,2	40	130,0	»

Показатели работы различных профилей футеровочных плит барабана шв

Фабрика	Характеристика извешиваемой руды			Размер мельниц; частота вращения	Диаметр шаров; вес загрузки	Тип	
	Крепость по шкале проф. М. М. Гроудовича	Абразивность	Крупность			Принято	выделено
Норильская БОФ	16—18		3% класса +16 мм	3200 × 3800 мм; 19,8 об/мин	125 мм; 40%	Крюкова	
						Крюкова, вариант II	
						Каскадный	
						Волновой	
						Ребристый	
Норильск III							
Алма-тыкская СОФ	10—16		20% класса +22 мм	3200 × 3100 мм; 3200 × 3800 мм; (рассмотрены совместно), 18 об/мин	125—100 мм; 48—50 т	Крюкова	
						Волновой	
						Утолщенный волновой	
Каджаранская ОФ			13% класса +12 мм	3200 × 3800 мм; 19,8 об/мин	80 мм; 40—45%	Крюкова, вариант I	
						Каскадный	
						Волновой	

ровых мельниц I стадии измельчения, изготовленных из стали 110Г13Л

Футеровки	Эскиз профиля	Вес компонента футеровки барабана, т	Средние производственные данные					
			Количество латок	Срок службы		Переработка руды на одном ком-плексе футеровки, тыс. т	Удельный расход футеровки барабана, г/т	Производительность по руде, т/ч
				настенный, ч	фасонный, ч			
		18,952	3	2984	2841	139,5	136	49
		23,268	32	4076	3908	196,5	118,2	50,5
		26,020	16	4190	3976	203	128	51
		27,836	2	5628	~5340	—	—	—
		24,117	13	5627	5465	282	85,5	51,5
		24,25	40	7812	7538	300	61,3	52,5
		15,75	2	4116	3260	175	90	53,8
		21,738	18	4950	4380	234	93	55
		29,686	8	5400	4800	275	108	57,5
		25,344	9	3550	3220	290	103	90
		26,020	15	4233	3022	410	62,5	104,5
		27,836	14	5450	5080	566	49,3	111

Фабрика	Характеристика шмельчатой руды			Размер мельнич. чашота вращения	Диаметр шаров; вес загрузки	Тип
	Крепость по шкале проф. М. М. Проголья-Ковола	Абразивность	Крупность			
Дзержинская ОФ № 1	14—18	SiO ₂ 60—70%; Al ₂ O ₃ 10—12%	Класс 20—0 мм	3200 × 3100 мм; 18 об/мин	125—100 мм; 45%	Крюкова, вариант I Волновой
Алма- тынская МОФ	12—14	SiO ₂ 65%; Al ₂ O ₃ 10%	10% класса +25 мм	3600 × 4000 мм; 18 об/мин	125—100 мм; 76—78 т	Крюкова Каскадный
				3600 × 5000 мм; 18 об/мин	125—100 мм; 96—98 т	Каскадный, обратного вращения Каскадный, обратного вращения
Колдор- ская ОФ	9—10	SiO ₂ 4—9%; Al ₂ O ₃ 15%	8% класса +25 мм	3600 × 4000 мм; 18 об/мин	100—80 мм; 45—47%	Каскадный Горбатый

§ 19. ДРОБЯЩАЯ СРЕДА

Шаровую загрузку мельницы определяют по формуле

$$G = 37,7 D^3 L V_1^2, \quad (58)$$


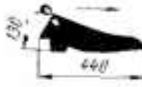

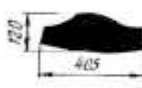

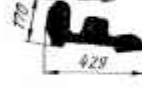



где G — вес загруженных в мельницу шаров, кг;

D — внутренний диаметр мельницы, м;

L — внутренняя длина мельницы, м;

V_1 — объем заполнения шарами, % от объема мельницы.

Насыпной вес шаров в этой формуле равен 4800 кг/м³.

Футеровки	Вес комплекта футеровки барабана, т	Средние производственные данные					
		количество ланок	Срок службы		Переработка руды на одном ном. плане футеровки, тыс. т	Удельный расход футеровки барабана, г/т	Производительность по руде, т/ч
			календарный, ч	фактический, ч			
	20,7	Данное фабрики	4076	3908	196,5	118	~ 50,5
	21,738		4700	4500	270	80,5	~ 60
	33	8	3678	3046	393,58	84	129
	29,74	4	3894	3392	485,5	61,3	143
	29,74	12	4320	3540	485	61,3	140
	37,18	7	2235	1916	276,6	134	145
	37,18	30	3803	3271	491,9	75,5	150
	29,74	6	4356	3683	424,6	70	115
	34,5	4	7908	7028	761,2	45,3	108

В шаровых мельницах с разгрузкой через решетку коэффициент заполнения шаров составляет 0,45—0,50, а в мельницах с центральной разгрузкой — 0,35—0,40. Обычно шары располагаются на 200—250 мм ниже оси мельницы.

Вес шаровой загрузки мельницы при пуске ее в эксплуатацию можно определять по формуле В. А. Олевского

$$G = \frac{\varphi}{100} V \gamma, \quad (59)$$

где φ — коэффициент заполнения шаров, % от объема мельницы;

V — рабочий объем мельницы, м³;

γ — объемный вес шаров в насыпке, т/м³.

Рабочий объем мельницы V — величина переменная, зависящая от степени износа футеровки. Для уточнения объема при каждой полной смене шаров должен замеряться внутренний диаметр мельницы.

Скорость износа шаров можно определять по формуле К. А. Разумова

$$\frac{dG}{dt} = -kL_{ш}^m, \quad (60)$$

где k — постоянная уравнения;

$D_{ш}$ — диаметр шара, см;

m — величина, изменяющаяся в зависимости от режима работы дробящей среды в пределах 2—3 (при каскадном режиме работы $m = 2$, при водопадном — $m = 3$).

Для компенсации износа (расхода) шаров в мельницу обычно добавляют шары максимального размера или двух-трех размеров пропорционально количеству переработанной руды за сутки и среднему расходу шаров на измельчение 1 т руды. Расход шаров колеблется в широких пределах в зависимости от качества шаров и точности измельчения руды (табл. 85).

Таблица 8

Средний расход шаров при различной крупности измельченного продукта, кг/т (по С. Е. Андрееву)

Материал шаров	Измельчение		
	крупное до 0,2 мм	среднее до 0,15 мм	тонкое до 0,074 мм
Сталь:			
хромистая	0,5	0,75	1,0
углеродистая	0,75	1,00	1,25
Чугун	1,0	1,25	1,50

Расход шаров на 1 квт·ч энергии, затраченной на измельчение, выражается более постоянной цифрой, чем на 1 т руды, и составляет по данным практики 0,035—0,175 кг, в среднем 0,09 кг.

Качество мельничих стальных шаров катаных, кованных, штампованных регламентируется ГОСТ 7524—64. Этим ГОСТом обусловлены следующие ряды шаров и допускаемые отклонения их размеров:

Размер шара, мм	Допускаемое отклонение, мм
15, 20, 25	±1,0
30—40	+3,0
	-1,0
50, 60, 70, 80	+4,0
	-3,0
125	±5,0

Шары диаметром 15—60 мм изготавливаются из стали с содержанием углерода не менее 0,35%, а шары диаметром 70—125 мм — из стали с содержанием углерода не менее 0,6%.

Шары должны быть подвергнуты закалке, отпуску и самоотпуску и иметь твердость не менее 400НВ (HRC42) для шаров диаметром 15—80 мм, не менее 350НВ для шаров диаметром 90—110 мм и не менее 300НВ для шаров диаметром 120—125 мм.

Твердость шаров диаметром более 30 мм оценивают по Бринеллю.

Плотность шаров зависит от качества металла и способа их изготовления. Например, плотность кованных стальных шаров в среднем 7,8; литых 7,5; чугушных 7,4 г/см³.

Насынный вес шаров в мельнице колеблется в зависимости от плотности шаров и процента пустот. Если пустоты составляют 32—38% и плотность равна 7,5—7,8, то насынный вес кованых шаров будет составлять 4500—4800 кг/м³, а литых стальных и чугуновых шаров 4350—4650 кг/м³ (табл. 86).

Таблица 86

Насынный вес шаров при плотности стали 7,85

Диаметр шара, мм	Вес шара, кг	Вес 1 м ³ шаров, кг	Количество шаров в 1 т
25	0,064	4850	15 000
30	0,111	4850	9 000
40	0,263	4780	3 800
50	0,514	4700	1 965
60	0,884	4660	1 125
80	2,207	4600	460
100	4,115	4560	240
125	8,038	4520	120

Размер шаров. Оптимальный диаметр шара можно определять по формуле К. А. Разумова

$$D = 28 \sqrt[3]{d}, \quad (61)$$

где D — диаметр шара, мм;

d — размер максимального куска руды в питании мельницы, мм.

В табл. 87 приведена величина оптимального диаметра шара.

Таблица 87

Оптимальный диаметр шара

Крупность исходного материала, мм	Диаметр шара, мм	Крупность исходного материала, мм	Диаметр шара, мм
0,075—0,10	12,5	2,4—3,3	40,0
0,15—0,20	16,0	4,7—6,7	49,0
0,30—0,42	20,0	6,7—9,5	57,0
0,60—0,80	25,0	13,0—19,0	70,0
1,20—1,70	31,0	27,0—38,0	89,0
		38,0—53,0	100,0

При отсутствии опытных данных для мельниц, выдающих продукт крупностью 0,2—0,3 мм, первоначальная загрузка должна состоять из шаров разного диаметра в соотношении, указанном в табл. 88.

По М. Ф. Ортину при питании мельницы рудой крупностью 25—60 мм следует применять шары 125 мм, при крупности руды 12—15 мм — диаметром 80—100 мм и при крупности руды около 1,5 мм — диаметром 30—50 мм.

При определении первоначальной загрузки шаров можно также пользоваться данными, составленными на основании практики В. Ю. Брандом и В. А. Перовым (табл. 89).

В табл. 90 приведена рекомендуемая первоначальная загрузка стержневых мельниц.

Таблица 88

Первоначальная загрузка шаров при измельчении руды до 0,2—0,3 мм
(по В. А. Перову)

Диаметр шаров, мм	Загрузка, %					
	Твердая руда			Мягкая руда		
	Крупность исходной руды, мм					
	13	20	40	20	40	75
125	—	—	32	—	—	—
110	—	30	—	—	—	30
100	—	26	26	—	31	26
90	32	23	23	—	27	23
75	27	21	19	40	23	21
65	23	—	—	33	19	—
50	18	—	—	27	—	—
	100	100	100	100	100	100

Таблица 89

Первоначальная загрузка шаров по данным практики, %

Исходный материал	Диаметр шаров, мм				
	65	75	90	100	125
Руда с максимальным количеством кусков крупностью 25—75 мм	—	10	20	30	40
Мелкий материал с максимальной крупностью кусков 3—13 мм	10	20	40	30	—

Таблица 90

Рекомендуемая первоначальная загрузка стержневых мельниц
(по В. А. Перову)

Диаметр стержней, мм	Процент стержней по весу	
	Крупный исходный материал, измельчение до 6,7—3,3 мм	Мелкий исходный материал, измельчение до 0,6—0,4 мм
100	12,5	—
75	25,0	—
50	62,5	50
40	—	50

Размер наибольших догружаемых стержней можно определять по формуле В. А. Олевского (табл. 91)

$$d_c = k \sqrt{d_0} \quad (62)$$

где d_c — диаметр наибольших догружаемых стержней, мм;

d_0 — размер наибольших кусков руды в питании, мм;
 k — коэффициент, равный 15—20 (15 — для менее крепких руд, 20 — для более крепких).

Стержневая загрузка составляет от 35 до 45% внутреннего объема мельницы. Мельница наполняется стержнями на 100—200 мм ниже ее оси. Длина стержней должна быть на 50 мм меньше внутренней длины мельницы между торцовыми футеровками.

Весовая загрузка стержней больше весовой загрузки шаров того же объема на 20—30%. Пустоты при стержневой загрузке составляют 15—20%, вес 1 м³ стержней колеблется от 6,25 до 7 т.

В табл. 92 приведен вес стержней разного диаметра.

Таблица 91

Диаметр догружаемых стержней, рассчитанный по формуле (62)

Крутость питания, мм	3	6	10	12	15	
Диаметр наибольших догружаемых стержней, мм	25—35	35—50	50—60	50—60	60—80	
Крутость питания, мм	20	25	30	40	50	60
Диаметр наибольших догружаемых стержней, мм	65—90	75—100	80—110	95—125	100—140	120—150

Таблица 92

Вес стержней разного диаметра при плотности стали 7,85

Диаметр стержня, мм	Вес стержня длиной 1 м, кг	Вес 1 м ³ стержней, кг	Число стержней длиной 1 м в 1 т
25	3,85	6700	260
40	9,86	6800	101
50	15,40	6600	55
65	26,00	6500	38
75	34,60	6500	28
100	64,60	6500	16

Качество стержней. Сталь, из которой изготавливаются стержни, должна быть достаточно износостойкой и вместе с тем должна обладать известной хрупкостью. Стержни из вязкой стали закручиваются и спутывают стержневую нагрузку в мельнице. Обычно стержни изготавливают из высокоуглеродистой стали с содержанием углерода 0,8—1%. После прокатки стержни должны быть выправлены в правильном станке.

Расход стержней колеблется от 0,1 кг/т для мягких руд до 1 кг/т для твердых руд. Средний расход составляет 0,5 кг/т.

В табл. 93 приведен фактический расход металла при дроблении и измельчении на обогатительных фабриках.

Расход металла на дробление и измельчение руды

Предприятие	Крепость руды по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Удельный расход стали, кг/т						Суммарный расход стали на дробление и измельчение руды, кг/т
		Футеровка			Мелочные тела			
		Дробление	Измельчение	Всего	Стержни	Шары	Всего	
Алмалыкский комбинат	10—14	0,056	0,454	0,210	—	1,178	1,178	1,388
Ачисайский полиметаллический комбинат	10—12	0,064	0,300	0,364	0,406	0,525	0,931	1,295
Балхашский комбинат	12—14	0,045	0,092	0,137	0,516	0,871	1,187	1,324
Бурйбаевское РУ	10—14	0,026	0,320	0,346	—	1,710	1,710	2,056
Белюсовский рудник	10—12	0,040	0,250	0,290	—	1,700	1,700	1,990
Джезказганский ГМК, фабрика № 1	12—14	0,033	0,142	0,175	—	1,940	1,940	2,115
Ждановский комбинат	14—16	—	0,114	0,114	0,310	1,250	1,560	1,674
Зыряновский комбинат	14—16	0,048	0,125	0,173	—	1,250	1,250	1,423
Кафалский комбинат	10—12	0,160	0,170	0,330	0,470	0,810	1,280	1,610
Кадамжайский комбинат	12—16	0,080	0,136	0,216	—	2,200	2,200	2,416
Каджаранский комбинат	10—12	0,011	0,133	0,144	—	0,940	0,940	1,084
Койташское РУ	12—16	0,045	0,250	0,295	—	1,470	1,470	1,765
Кировоградский медный комбинат	8—10	—	0,208	0,208	0,297	0,480	0,777	0,985
Красноуральский медный комбинат	10—15	—	0,217	0,217	0,550	1,500	2,060	2,277
Криворожский ЮГОК	18—20	0,087	0,220	0,307	0,634	1,760	2,392	2,690
Криворожский НГОК	14—16	0,088	0,181	0,269	0,500	1,100	1,600	1,869
Криворожский ЦГОК	14—16	0,048	0,316	0,364	0,367	1,325	1,692	2,056

Красноуральский ГОК	10—14	0,080	0,100	0,180	0,250	0,300	0,550	0,730
Ленингорский полиметаллический комбинат	16—20	0,046	0,172	0,218	—	2,040	2,040	2,258
Норильский ГМК	12—14	0,025	0,196	0,221	—	2,200	2,200	2,421
Оленегорский ГОК	10—14	0,054	0,146	0,200	0,200	0,310	0,510	0,710
Сибайский комбинат	8—10	0,043	0,266	0,309	—	1,974	1,974	2,283
Среднеуральский медный завод	12—14	0,030	0,150	0,180	—	2,400	2,400	2,580
Соколовско-Сарабайский ГОК	10—18	0,045	0,250	0,295	0,230	1,020	1,250	1,545
Североникель	10—14	0,055	0,120	0,175	—	1,470	1,470	1,645
Сихотэ-Алиньский ГОК	10—14	0,085	0,170	0,255	—	1,070	1,070	1,325
Солнечный ГОК	12—15	0,095	0,185	0,280	0,940	1,400	2,340	2,620
Печенганикель	12—14	0,083	0,105	0,188	—	0,870	0,870	1,058
Хинганово	12—14	0,066	0,170	0,236	0,500	0,580	1,080	1,316
Шерловгорский ГОК	14—16	0,105	0,175	0,270	0,525	1,000	1,525	1,795
Шахтаминское РУ	14—18	0,175	0,306	0,481	—	1,925	1,926	2,407
Хрустальненский ГОК	9—12	0,088	0,292	0,380	—	0,640	0,640	1,020

Среднее 0,030 0,192 0,262 0,447 1,294 1,747 2,009

Удельный расход стали, кг/т

Операция	футеровка	шары	стержни	суммарный расход	%
Дробление	0,080	—	—	0,080	4,0
Измельчение	0,192	1,294	0,447	1,933	96,0
Всего	0,272	1,294	0,447	2,013	100,0

Техническая характеристика питателя

Параметры	Показатели
Внутренний диаметр барабана, мм	1200
Длина барабана, мм	3350
Диаметр отверстий ставов, мм:	
первого	25
второго	50
третьего	75
Угол наклона барабана, град	2
Частота вращения барабана, об/мин	15
Электродвигатель:	
тип	Ш-2 А-61-6
мощность, кВт	7
частота вращения, об/мин	970
Изготовитель	Усольский завод горного оборудования

Для подачи шаров в мельницы применяют питатели. Питатель (табл. 94) подает в шаровую мельницу шары диаметром 40—80 и 80—125 мм.

Основными элементами питателя являются бункер, лоток и барабан. Частота вращения барабана является постоянной и равна примерно 10 об/мин. Она обеспечивает подачу в мельницу 2400 шаров за 1 ч.

Число поданных шаров учитывается специальным контактным замыкателем, смонтированным на питателе и подающим импульсы на электромагнитный счетчик СЭ4-1.

При полуавтоматическом управлении питателем задается программа его работы. Предварительно следует определить требуемую продолжительность включения ПВ электродвигателя питателя, которая подсчитывается по формуле

$$ПВ = \frac{Q}{24G}, \%, \quad (63)$$

где Q — весовая подача шаров, кг/ч;
 G — вес одного шара, кг.

Пропускная способность питателя по весу составляет: для шаров диаметром 40 630 кг/ч, для шаров диаметром 80 5000 кг/ч, для шаров диаметром 125 1900 кг/ч.

Питатель изготовляет Усольский завод горного оборудования. Шары сортируются специальным барабанным грохотом размером 1200 × 3000 мм. Шары загружаются в вращающийся барабан со стороны катковых опор через патрубок.

§ 20. МЕЛЬНИЦЫ САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

В последнее десятилетие за рубежом получил широкое распространение метод САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ, отличающийся от существующих способов измельчения тем, что вместо металлических дробящих тел в качестве дробящей среды используется сама масса руды, находящаяся в мельнице.

Этот метод не применяется для руд легко измельчаемых, хрупких, куски которых при падении с высоты 5—9 м разбиваются на мелкие осколки, не образуя кусков достаточного размера и веса, способных далее измельчать руду

в мельнице. Не пригоден он также и для эластичных, глинистых и легкошламуемых руд.

Первичное самонамельчение в одну стадию рядовой руды крупностью 350—500 мм осуществляется: мокрое — в мельницах типа «Каскад», сухое — в мельницах типа «Аэрофол». Мельницы этого типа позволяют объединить в одном аппарате две стадии дробления (среднее и мелкое) и две стадии намельчения. При работе мельниц с соответствующими классифицирующими устройствами при размоле целого ряда руд получается готовый намельченный до флотационной крупности продукт.

Применение мельниц самонамельчения в ряде случаев позволяет получить значительный технико-экономический эффект. В результате сокращения капитальных затрат на сооружение корпусов дробления и намельчения в некоторых случаях достигается экономия капиталовложений до 20—30%.

Техническая характеристика рудных мельниц для мокрого самонамельчения приведена в табл. 95.

Таблица 95

Рудные мельницы для мокрого самонамельчения (размерный ряд)

Типоразмер мельницы	Диаметр барабана (внутренний), мм	Длина барабана (внутренняя), мм	Толщина футеровки (органитированная), мм	Отношение диаметра барабана к длине (прямоугольной камеры)	Объем барабана, м ³	Средняя производительность для НКГОКа (расчетная)	Мощность электродвигателя, кВт	Масса, т	Примечание
МРС 30-10,5	3 000	1050	80	3	6	5	80	—	Опытный образец 1969 г. Изготавливается серийно Техпроект 1969 г. То же
МРС 50-18	5 000	1800	100	3	29	33	540	234,75	
МРС 70-23	7 000	2300	100	3,3	80	100*	1600	396,48	
МРС 90-32	9 000	3200	120	3	170	245	4000	—	
МРС 105-38	10 500	3800	120	2,0	300	455	7000	—	

* Фактическая производительность.

На Сызранском заводе тяжелого машиностроения изготовлена промышленная мельница типа «Каскад», диаметр барабана которой равен 7,2 м.

Мельница была смонтирована на опытно-промышленной секции обогатительной фабрики Ново-Криворожского горно-обогатительного комбината (НКГОК).

Схема установки предусматривала: дробление до крупности 300—0 мм в конусных дробилках 1500/180; намельчение в мельнице мокрого самонамельчения МБ-70-22, работающей в замкнутом цикле со спиральным классификатором диаметром 3000 мм.

Испытания на НКГОКе показали, что при мокром самонамельчении максимальная производительность мельницы МБ-70-22 составила в открытом цикле 94 т/ч при крупности слива 60% класса —0,074 мм, в замкнутом цикле 65—70 т/ч при крупности слива 95—96% класса —0,074 мм. Удельные затраты электроэнергии составили 12—15 кВт·ч/т.

Исходная руда (рис. 14) питателем с вибратором через пустотелую цапфу загружается в барабан. Куски руды при вращении барабана захватываются специальными лифтерами и поднимаются вверх. Падая и соударяясь друг с другом и с футеровкой, эти куски разрушаются, одновременно улекая за собой

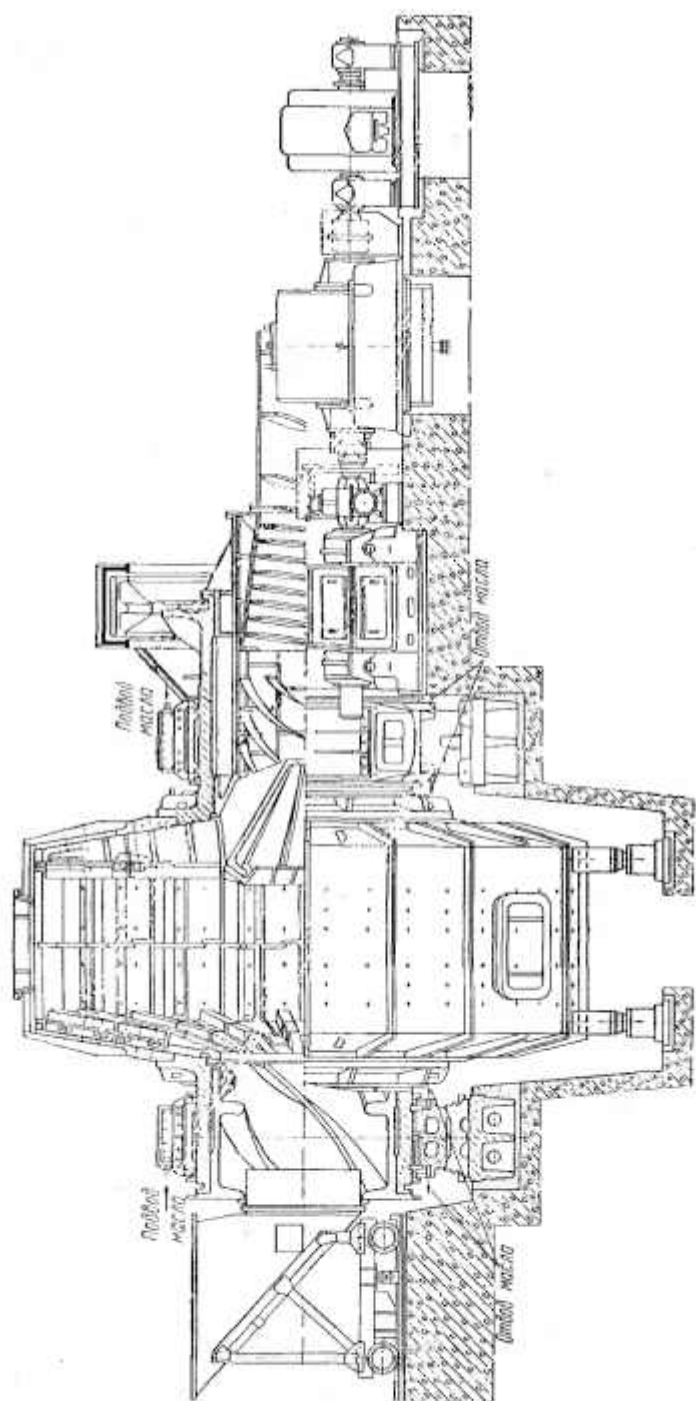


Рис. 14. Мельница мокрого самоизмельчения МН-70-23

нижеследующие слои руды, которые также измельчаются благодаря трению. Измельченный продукт проходит через разгрузочную решетку и разгружается через пустотелую цапфу в разгрузочной части барабана.

Одной из конструктивных особенностей этой мельницы является наличие откатного загрузочного устройства, что позволяет осматривать внутреннюю поверхность мельницы, ремонтировать ее и менять футеровку.

На крышках мельниц укреплены дефлекторные кольца, направляющие падающие куски руды в среднюю часть и предохраняющие от износа крышки.

Т а б л и ц а 96

Техническая характеристика мельницы самонамельчения МБ-70-23

Параметры	Показатели
Внутренний диаметр цилиндрической части барабана без футеровки, мм	7000
Внутренняя длина цилиндрической части барабана без футеровки, мм	2300
Номинальный рабочий объем, м ³	85
Частота вращения барабана, об/мин	13
Частота вращения барабана от вспомогательного двигателя, об/мин	13
Крупность загружаемой руды, мм	До 300
Электродвигатель главного привода: тип	СДМ15—49—6 или АКН15—4—6
мощность, кВт	1600
напряжение, в	6000
Электродвигатель вспомогательного привода: тип	АОЛ2—62—6
мощность, кВт	13
Привод	Непосредственный
Масса мельницы без электрооборудования, т	396,1
Изготовитель	Саранский завод тяжелого машиностроения

Т а б л и ц а 97

Характеристика смазки мельницы МБ-70-23

Связываемый узел	Вид смазки	Расход масла на узел, л/мин	Ориентировочный срок смены масла
Главный подшипник мельницы	Жидкая циркуляционная от станции жидкой смазки	25	Через 3—6 месяцев
Редуктор		75	
Подшипник приводной шестерни	Густая от шприца		Смазка по мере надобности
Венец и приводные шестерни	Густая от автоматической станции СК-500		

Привод мельницы осуществляется от специального электродвигателя постоянного тока и зубчатой муфты МЗ-13, способной передавать наибольший крутящий момент, равный 15 000 кгс·м, при максимальном числе оборотов в минуту, равном 600.

В табл. 96 и 97 приведены технические данные мельницы МБ-70-23.

Мельница мокро самоизмельчения

Мельница самоизмельчения «Каскад» 5750 × 2200 мм была испытана на одной из обогатительных фабрик.

Мельница самоизмельчения на этой фабрике была изготовлена путем реконструкции мельницы 3200 × 4500 мм (табл. 98). Опытно-промышленная эксплуатация показала, что применение этой мельницы взамен стадийного дробления позволяет повысить производительность фабрики на 25—30% благодаря выводу в начале процесса 50—60% исходного материала в виде шламов. При этом удельный расход электроэнергии снизился на 10%.

Т а б л и ц а 98

Техническая характеристика мельницы «Каскад» (реконструированная мельница 3200 × 4500 мм)

Параметры	Показатели
Внутренний диаметр барабана (по футеровке), мм	5700
Длина барабана рабочей части, мм	2200
Число:	
пультуподъемников	7
лифтеров	4
Диаметр загрузочной горловины в свету, мм	850
Характеристика решетки:	
число секций	7
расположение отверстий	«Елочка»
размер отверстий, мм	150 × 20
конусность отверстий, град	8—10
толщина, мм	50
Частота вращения барабана, об/мин	14,6
Процент критической частоты вращения	78
Масса барабана в сборе, т	170
Передаточное отношение зубчатой передачи	11,33
Электродвигатель:	
тип	Фамсо
мощность, кВт	630
напряжение, в	6000
частота вращения, об/мин	5

При оптимальном отношении $J : T = 0,4-0,5$ и оптимальном коэффициенте заполнения барабана мельницы рудой, равном 30%, была достигнута производительность по классу — 20 мм для мягких руд $Q_m = 180$ т/ч, для твердых руд $Q_T = 145$ т/ч.

В результате испытаний на ряде фабрик шаровые мельницы были заменены мельницами самоизмельчения МБ-70-23.

Исследования по самоизмельчению различных руд в геометрически подобных мельницах «Каскад» — полупромышленной диаметром $D_1 = 1,4$ м и про-

мышленной диаметром $D_2 = 7$ м — показали, что лучшие результаты достигаются при следующем режиме их работы: коэффициент загрузки барабана 0,38—0,42; относительная скорость вращения 70—80% критической; содержание твердого в пульве 65—70%.

В этих условиях по данным Е. Е. Серго зависимость между удельной производительностью полупромышленной q_1 и промышленной мельниц q_2 по классу — 0,074 мм удовлетворительно описывается уравнением:

$$q_2 = q_1 \left(\frac{D_2}{D_1} \right)^{0,6} \quad (64)$$

Производительность мельницы рудного самоизмельчения на основании результатов испытаний промышленной мельницы самоизмельчения другого размера может быть определена по формуле К. А. Разумова

$$Q_n = Q_m \cdot \frac{V_n (D_n)^m}{V_m (D_m)^m} \quad \text{т/ч}, \quad (65)$$

где Q — производительность определяемой мельницы;
 Q_m — производительность испытываемой мельницы;
 V — объемы мельниц;
 D — внутренние диаметры мельниц;
 n — 0,5—0,6.

Мельница сухого самоизмельчения

В мельницах сухого самоизмельчения типа «Аэрофол» (рис. 15) осуществляется как собственно измельчение, так при необходимости подсушка и воздушная сепарация с выносом готового продукта в воздушном потоке с последующим фракционным разделением в воздушно-механических сепараторах и осаждением готового продукта в циклонах. Более крупные фракции, увлеченные воздушным потоком, отделяются в сепараторах и возвращаются на доизмельчение в мельницу.

Частота вращения мельницы — от 65 до 85% критической. Внутренняя футеровка периметра барабана состоит из прямоугольных лифтеров и плоских плит.

Назначение лифтеров, как и в мельницах «Каскад», — подъем материала на максимальную высоту для обеспечения значительной силы удара при падении. Отношение диаметра барабана к его длине составляет 3 : 1. Барабан заполняется обычно на 25—30% его объема. При падении мелкие частицы измельченной руды увлекаются воздушным потоком и направляются в сепаратор. Тонкость измельчения регулируется скоростью воздуха. Воздух подается прямококом в загрузочную цапфу 2, а отсасывается через разгрузочную цапфу 8 и патрубок 9.

Если руда влажная, для ее подсушки в мельницу подается подогретый воздух.

УЗТМ изготовил мельницу типа «Аэрофол» диаметром 5,7 м для центрального горно-обогатительного комбината (ЦГОК).

По данным испытаний при сухом измельчении без добавки шаров в мельнице размерами 5700 × 1850 мм можно получить в один прием готовый продукт крупностью 40—90% класса — 0,074 мм. При этом производительность установки составляла 60—63 т/ч; удельный расход электроэнергии составил на самоизмельчение 5—8 кт·ч/т, на пневмотранспорт 10 кт·ч/т, общий расход на установку 15—18 кт·ч/т. При самоизмельчении руд степень раскрытия рудных частиц увеличивается на 4—6%.

Техническая характеристика мельницы сухого самоизмельчения Д-5700 конструкции УЗТМ приведена в табл. 99.

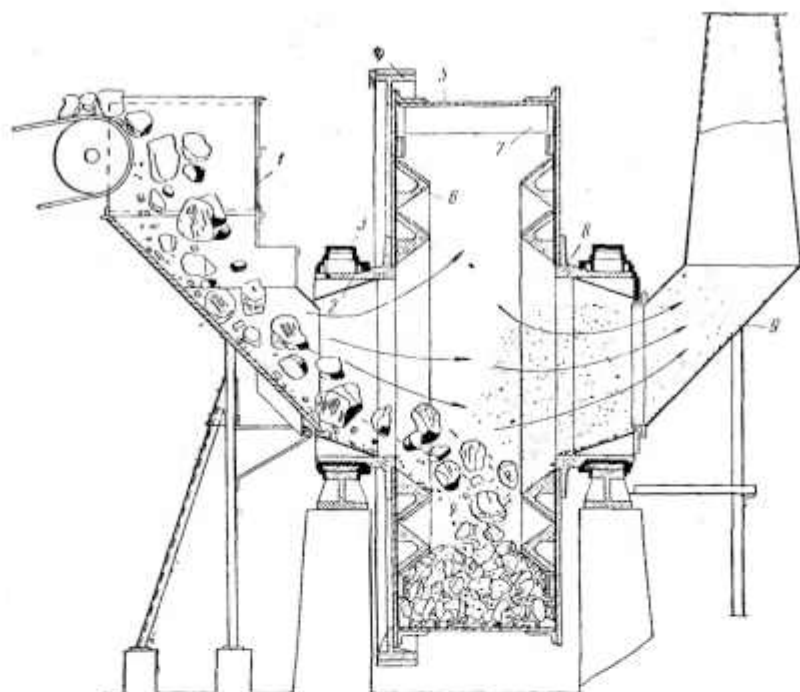


Рис. 15. Мельница сухого самовзмеления:

1 — воронка; 2, 8 — полые цапфы; 3 — подшипники; 4 — зубчатый венец;
5 — барабан; 6 — полки; 7 — лифтеры; 9 — патрубок

Таблица 99

Техническая характеристика опытной мельницы сухого самовзмеления
Д-5700 конструкции УЗТМ

Параметры	Показатели
Размеры мельницы, мм:	
диаметр	5700
длина	1850
Номинальный рабочий объем, м ³	55
Частота вращения, об/мин	13—18
Производительность (ориентировочная), т/ч	150
Электродвигатель:	
тип	МП1200—400
мощность, квт	705
напряжение, в	600
частота вращения, об/мин	320/450
Масса футеровки, т	47,7
Масса вращающейся части с зубчатым венцом, т	133,5
Общая масса мельницы, т	179,3

По своей конструкции рудно-галечные мельницы ничем не отличаются от обычных мельниц с центральной разгрузкой за исключением длины, которая принимается $D : L = 1 : 1,75 \div 1 : 2,2$. Увеличением длины стремятся сохранить сопоставимую с обычными шаровыми мельницами общую производительность в одном агрегате того же диаметра, так как удельная производительность рудно-галечных мельниц, при прочих равных условиях, снижается примерно пропорционально отношению удельного веса шаров к измельчаемой среде.

Рудно-галечные мельницы с решеткой более эффективны, чем мельницы с центральной разгрузкой тех же размеров. При измельчении во II стадии до 60—80% — 0,074 мм их производительность выше, чем у мельниц с центральной разгрузкой, на 35—40%. Расход кусков руды, используемых в качестве тел измельчения, составляет 2—10% общего количества измельчаемых кусков. Меньшее количество руды расходуется при измельчении твердых и вязких руд, большее — при измельчении хрупких руд.

Кусок при первичном или вторичном измельчении обычно выбирается такого же веса, что и шар, которым пользуются в соответствующей стадии измельчения. На фабриках фирмы «Юнион Корпорейшн» в Южной Африке, где применяется трехстадийное измельчение от крупности 95% — 9,6 мм до 80% — 0,175 мм применяют: в первичных галечных мельницах — куски руды диаметром 150—175 мм, весом около 5 кг, во вторичных — диаметром 75—90 мм, весом около 0,9 кг, в III стадии — диаметром 37,5—50 мм, весом около 0,225 кг.

У рудно-галечных мельниц, по данным К. А. Разумова, оптимальная циркулирующая нагрузка, соответствующая максимальной производительности по готовому продукту, в 1,8—2 раза выше, чем у шаровой и стержневой. При оптимальных циркулирующих нагрузках в грубом помоле руды ошламование продукта рудно-галечного измельчения в 1,5—1,7 раза меньше, чем для шарового, и в 1,2—1,3 раза меньше, чем для стержневого.

По данным института ЦНИИОлово, при рудно-галечном измельчении руд средней и повышенной твердости расход электроэнергии на 2—8%, а для мягких руд — на 10—15% ниже, чем при шаровом.

Сравнение продуктов шарового и рудно-галечного измельчения оловянной руды Солнечного месторождения показало, что извлечение олова в концентрат при рудно-галечном измельчении на 3,4% выше, чем при шаровом.

Футеровка галечных мельниц должна иметь несколько большую подъемную способность, чем у шаровых. Это особенно существенно для мельниц, работающих на скоростях более 75% критической.

Технологический режим работы галечных мельниц должен предусматривать работу на менее плотных пульсах, чем в шаровых мельницах.

Галечные мельницы дают более равномерно-зернистый продукт с меньшим количеством шламов. В табл. 100 приведен размерный ряд рудно-галечных мельниц, намечаемых к производству.

При переходе от шарового к рудно-галечному измельчению необходимо компенсировать снижение производительности увеличением объема. Крокер рекомендует увеличивать длину мельницы в 2,1 раза или диаметр на одну треть. При этом мощность, потребляемая шаровой и рудно-галечной мельницами, практически не изменяется. Компенсировать разницу в производительностях по Бонду можно в результате увеличения измельчительных объемов мельниц на величину $\frac{\delta_{ш}}{\delta_{р}} = f$, где $\delta_{ш}$ и $\delta_{р}$ — плотности шаров и руды. Фактор f должен быть равен 1,3 для эквивалентной стандартной сливной мельницы и 1,1 — для мельницы с разгрузкой через решетку.

Часто переход от шаровых мельниц к рудно-галечным с сохранением их производительности требует увеличения измельчительных объемов только на 20—40%. На золотопромышленных фабриках Южно-Африканской Республики рабочий объем на 98 мельницах увеличен в 1,4 раза.

Если производительность шаровой мельницы известна из практики или найдена расчетом, то производительность рудно-галечной мельницы таких же

Размерный ряд рудно-галечных мельниц с решеткой (МРГ)
для мокрого измельчения руд и материалов

Диаметр барабана D , мм	Длина барабана L , мм	Отношение $L : D$	Объем барабана, м ³	Мощность электродвигателя, квт, при плотности руды, г/см ³	
				2,2	1,6
1200	2400	2	2	30	23
1500	3000	2	4	80	65
2100	3000	1,4	8,5	125	100
2700	3600	1,33	17,5	290	220
3200	4500	1,4	32	540	420
3600	5500	1,53	49	830	650
4000	5500	1,38	60	1100	850
4500	6000	1,33	84	1600	1250
5000	6000	1,2	105	1950	1555
5500	6000	1,09	127	2600	2050
6000	6000	1,00	153	3200	2500
6500	6000	0,12	188	3950	3100
7000	6000	0,86	220	4700	3700
8000	6000	0,75	286	6600	5200

размеров может быть определена вычислением переходного коэффициента по формуле К. А. Раумова.

$$k = \frac{Q_{\text{РГ}}}{Q_{\text{Ш}}} = \frac{N_{\text{РГ}} \epsilon_{\text{РГ}}}{N_{\text{Ш}} \epsilon_{\text{Ш}}} = k_m k_e, \quad (66)$$

где $Q_{\text{РГ}}$ — производительность рудно-галечной мельницы;

$Q_{\text{Ш}}$ — производительность шаровой мельницы;

N — потребляемая мельницами мощность;

ϵ — эффективность измельчения;

k_m — переходный коэффициент мощности ($k_m = \frac{N_{\text{РГ}}}{N_{\text{Ш}}}$);

k_e — переходный коэффициент эффективности ($k_e = \frac{\epsilon_{\text{РГ}}}{\epsilon_{\text{Ш}}}$).

Метод самоизмельчения внедрен на Ингулецком горно-обогатительном комбинате, где кроме мельниц МБ-40-23 применяются также рудно-галечные мельницы МРГ-40-75.

Техническая характеристика мельницы МРГ-40-75 приведена в табл. 101.

Таблица 101

Техническая характеристика мельницы МРГ-40-75

Параметры	Показатели
Внутренний диаметр барабана, мм	4000
Длина барабана, мм	7540
Наименьший рабочий объем барабана, м ³	83
Частота вращения барабана, об/мин	17,8
Рудная загрузка, т	110
Масса мельницы без электрооборудования, смазочной станции и рудной загрузки, т	303

Струйные мельницы

В струйных или пневматических мельницах измельчение происходит в струе воздуха, газа или пара при высоких скоростях.

Известны два типа этих мельниц:

струйные мельницы, где измельчение осуществляется вследствие соударения частиц в двух встречных потоках аэромеси, движущихся со сверхзвуковой скоростью;

пневматические, где измельчение осуществляется в результате удара струи аэромеси о неподвижную стальную отбойную плиту при скорости потока 100—200 м/с.

В обоих типах мельниц измельчение сухое, с одновременной подсушкой материала.

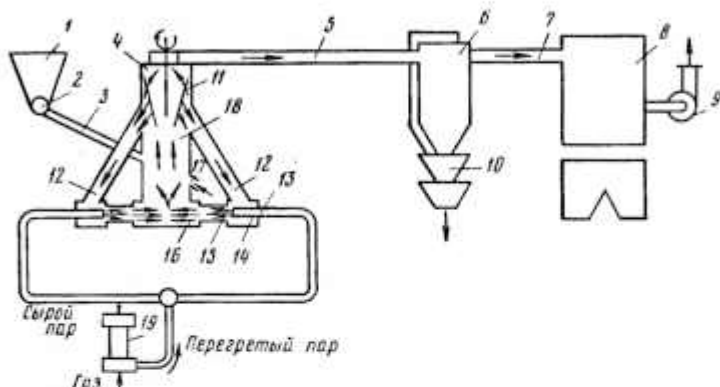


Рис. 16. Схема измельчения и пылеулавливания на струйной мельнице:

1 — бункер; 2 — питатель; 3 — течка; 4 — классификатор; 5 — трубопровод, соединяющий классификатор с циклоном; 6 — дроссельный циклон; 7 — трубопровод; 8 — конденсатор; 9 — вентилятор отсоса; 10 — приемник готовой продукции; 11 — ротор классификатора; 12 — трубопровод возврата грубой фракции; 13 — трубопровод подачи перегретого пара; 14 — помольные онекторы; 15 — разгонные трубки; 16 — помольная камера; 17 — патрубок подсоса разбавляющего воздуха; 18 — труба, соединяющая помольную камеру с классификатором; 19 — пароперегреватель.

Эти мельницы применяются лишь для самого тонкого измельчения от исходной крупности 3—4 мм до 5—15 мкм. Производительность таких мельниц невелика — не выше 1—3 т/ч.

Для тонкого измельчения и сухого обезжелезивания цирконового концентрата на Верхнеднепровском горно-металлургическом комбинате (ВДГМК) применяется паровая струйная мельница СП-6 с противоточной помольной камерой конструкции Всесоюзного научно-исследовательского института новых строительных материалов.

В основу ее работы положен принцип самоизмельчения. С помощью струй энергоносителя (воздух, пар, газ) частицы измельчаемого материала различной плотности и твердости разгоняются до скорости несколько сотен метров в секунду и, соударяясь в противоточных потоках, измельчаются. Специальное сепарационное устройство позволяет одновременно классифицировать измельченный материал (рис. 16).

Струйная мельница состоит из теплоизолированной помольной камеры с сепарационным устройством и автоматическим герметичным механизмом разгрузки, трубчатого пароперегревателя и системы мокрого пылеулавливания.

Из бункера измельчаемый материал подается питателем в течку и далее в вертикальную трубу, соединенную с помольной камерой и классификатором. Перегретый пар из пароперегревателя направляется в разгонные трубки. Из классификатора грубая фракция поступает на доизмельчение в помольные

эжекторы и помольную камеру. Измельченная фракция направляется в осадитель — двойной циклон, где улавливается в виде готового продукта и удаляется из аппарата герметичным автоматическим механизмом разгрузки, расположенным под приемником готовой продукции. Не уловленная в циклоне мелкая пыль отсасывается вентилятором и направляется в конденсатор, орошаемый водой, откуда в виде пыли поступает на сгущение. Материал передается по трубопроводам.

Установка дает возможность получать готовый продукт различной дисперсности изменением работы классификатора. Увеличение числа оборотов ротора классификатора и уменьшение количества воздуха, поступающего через патрубок подсоса, дает более тонкий готовый продукт и наоборот.

Мельницу СП-6 можно использовать для измельчения любых материалов крупностью до 3 мм и различной твердости. При измельчении абразивных материалов рагонные трубки рекомендуется футеровать кольцами из твердых сплавов и корундировать.

Струйные мельницы по сравнению с ранее применяемой шаровой имеют следующие преимущества:

- простота, компактность;
- отсутствие тяжелых деталей;
- высокая степень дисперсности (до — 1 мкм) готового продукта;
- отсутствие загрязнения измельчающей средой;
- получение сухого продукта.

§ 21. ЭКСПЛУАТАЦИЯ МЕЛЬНИЦ

Пуск и остановка мельницы

Перед пуском мельницы необходимо:

осмотреть питатель и убедиться в его исправности и отсутствии в зумпфе питателя затвердевшего материала;

проверить болтовое крепление всех узлов мельницы; шпонки шестерен, муфт, шкивов и др.; состояние шестерен; наличие и качество масла. При неработающей мельнице масло в баке должно доходить до верхней отметки маслоуказателя, а во время работы не должно быть ниже уровня нижней отметки. При циркуляционной смазке включается насос и проверяется исправность маслопровода.

Пуск мельницы должен согласовываться с сопряженными участками фабрики. Узел мельница — классификатор пускается в такой последовательности: вначале — классификатор, затем — мельница и уже после — ленточные конвейеры подачи руды и рудные питатели, которые включаются после 2—3 мин холостой работы мельницы. Остановка производится в обратной последовательности.

Перед остановкой необходимо:

сообщить об этом сопряженным участкам фабрики, прекратить питание мельницы рудой;

в течение 10—12 мин выработать всю оставшуюся в мельнице руду;

прекратить подачу воды и выключить электродвигатель.

Если остановка мельницы внезапная, то необходимо немедленно прекратить подачу руды и воды в мельницу, выключить электродвигатель мельницы и других агрегатов.

Обслуживание мельниц

Загружать мельницу рудой можно после того, как проверены и пущены связанные с ней другие агрегаты (классификатор, насос).

Питание мельницы должно быть равномерным и по возможности однородным по крупности. Если питание стало мельче, мельница будет измельчать руду быстрее, слив классификатора станет более плотным и крупным. В этом случае следует добавить воды в классификатор, чтобы увеличить циркуляционную

Основные неполадки в работе мельниц и способы их устранения

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
<p>Снизилась производительность мельницы</p>	<p>В мельницу поступает крупный материал</p> <p>Снизилось количество поступающего в мельницу материала</p> <p>Недостаточная дробящая нагрузка, чрезмерно большое количество мелких, истертых шаров в мельнице</p> <p>Улитковый питатель подает руду в недостаточном количестве (забился барабан питателя или горловина, изнашивается кобот питателя)</p> <p>Чрезмерно засорены решетки или изношены лифтеры</p> <p>Поставлена футеровка корпуса барабана завышенной толщины</p>	<p>Снизить крупность питания</p> <p>Отрегулировать работу питателей и ленточных конвейеров</p> <p>Провести пересортировку шаров и удалить мелочь. Систематически догружать шары в мельницу</p> <p>Остановить мельницу и прочистить питатель или заменить его новым</p> <p>Очистить решетки, заменить лифтеры</p> <p>Поставить футеровку нормальной толщины — увеличить рабочий объем мельницы</p>
<p>Снизилась плотность пульпы в разгрузке мельницы</p>	<p>Мала скорость питания мельницы рудой, увеличилась крупность руды</p> <p>В мельницу поступает много воды, низка плотность пульпы в классификаторе</p>	<p>Увеличить количество подаваемой руды, если ее мало, или уменьшить, если руда крупная</p> <p>Уменьшить количество воды, подаваемой в мельницу, проверить плотность пульпы в классификаторе и отрегулировать ее водой</p>
<p>При работе мельницы слышен громкий звук или звон металла</p>	<p>В мельнице мало руды</p>	<p>Увеличить питание мельницы рудой, если необходимо — уменьшить подачу воды в мельницу; увеличить количество воды в классификаторе</p>
<p>Мельница издаст глухой мягкий шум</p>	<p>Мельница забита рудой</p>	<p>Уменьшать или временно прекратить питание мельницы рудой. Осторожно увеличить подачу в мельницу воды и немного уменьшить подачу воды в классификатор</p>

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
<p>Мельница начинает работать с перегрузкой, показание амперметра растет</p>	<p>Мельница перегружена материалом или шарами Недостаточная смазка подшипников Чрезмерный нанос шестерен</p>	<p>Отрегулировать загрузку Увеличить подачу масла Заменить или отремонтировать шестерни</p>
<p>При пуске мельницы перегружается электродвигатель</p>	<p>В барабане слежался влажный материал, когда мельница стояла продолжительное время. При пуске ее шары не ссыпается, и поэтому мощность электродвигателя недостаточна, чтобы повернуть барабан</p>	<p>Выгрузить часть шаров из мельницы, а оставшиеся шары переменить</p>
<p>Материал проходит через болтовое соединение корпуса барабана</p>	<p>Ослабли футеровочные болты, выносились уплотняющие шайбы, оборвались болты</p>	<p>Подтянуть болты. Сменить уплотняющие шайбы. Сменить болты</p>
<p>Оборвался питатель</p>	<p>Перегрузка болтов (шпилек), крепящих питатель с цапфой Поставлен питатель с удлиненным хоботом Недостаточная прочность конструкции крепления питателя с цапфой</p>	<p>Не допускать завала зумифа, равномерно питать мельницу Заменить питатель Увеличить диаметр, заменить материал крепления деталей более прочными, перевести крепления со шпилек на болты</p>
<p>Оборвалась цапфа</p>	<p>Уменьшение поперечного сечения цапфы вследствие истирания пудлой, попадающей в пространство между горловиной и стенкой цапфы Перенапряжение цапфы от перегрузки мельницы дробящими телами, низкое качество литья, усталость металла</p>	<p>Пространство между цапфой и горловиной обязательно заполнить (уплотнить) деревом, резной, фанеркой, цементом, место стыка горловины и цапфы уплотнить Снизить нагрузку мельницы, заменить крышки, отлитые с дефектом или из металла пониженной прочности</p>
<p>Чрезмерно нагревается главный подшипник</p>	<p>В подшипник попадает пудла</p>	<p>Устранить неплотность в подшипнике, проверить исправность уплотнительного кольца, не допускать протекание пудлы через футеровочные болты</p>

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
	<p>В подшипник мало поступает масла</p> <p>Поверхность трения цапфы имеет задиры, залубрины, риски, большую овальность</p> <p>Смазка производится непригодным маслом</p> <p>Подшипник перегружен вследствие увеличенных нагрузок дробящими телами и скорости вращения барабана</p>	<p>Увеличить подачу масла, промыть маслопровод, устранить утечку масла</p> <p>Устранить замеченные дефекты ручной шлифовкой, шабрением или обтяжкой на станке</p> <p>Не применять загрязненное (неочищенное) масло, регулярно очищать и промывать масляную систему</p> <p>Довести удельное давление на подшипник до нормального (спизить дробящую загрузку, залить подшипник лучшим маслом)</p>

нагрузку; иногда необходимо увеличить питание мельницы рудой. Если питание мельницы стало крупнее, мельница будет измельчать медленнее, слив классификатора станет более жидким и материал в нем тоньше. В этом случае следует уменьшить питание мельницы рудой и водой и отрегулировать плотность слива классификатора.

Циркулирующая нагрузка существенно влияет на процесс измельчения в мельнице; при увеличении циркулирующей нагрузки от 100 до 400—500% производительность измельчительной установки возрастает в 1,2—1,3 раза. В обогащательной практике оптимальной циркулирующей нагрузкой считается 300—500%. Сверхвысокие циркулирующие нагрузки (более 500—600%) снижают производительность мельниц и ухудшают эффективность работы классифицирующих устройств.

Содержание твердого в разгрузке мельницы регламентируется режимной картой и устанавливается опытным путем. Считается, что для получения максимальной производительности на восточной руде крупнее 12 мм содержание твердого в разгрузке мельницы должно составлять 65—75%, при более мелком исходном материале — 50—60%.

В мельницах с центральной разгрузкой, при прочих равных условиях, но при более высоком содержании твердого в разгрузке содержание верхнего класса в продукте измельчения выше. В мельницах с решеткой, наоборот, содержание верхнего класса в продукте измельчения увеличивается при работе мельницы на разжиженной пульпе.

При перефутеровках мельницы следует иметь в виду: каскадную футеровку необходимо укладывать тонкими концами вперед в сторону вращения барабана. В противном случае производительность мельницы снижается примерно на 11%. Футеровочные плиты укладывают с зазором 8—10 мм, с расчетом на расклеивание металла. Зазоры между плитами надо располагать вразбежку, смещенными один относительно других, во избежание циркуляции пыли и истирания стенок барабана.

Для уменьшения шума и предохранения корпуса мельницы от ванаоса пульпой между футеровкой и барабаном прокладывают фанеру, листовую резину, прорезиненную ленту или кошку.

Основные неполадки в работе мельниц и меры их устранения приведены в табл. 102.

Смазка подшипников мельниц осуществляется густыми и жидкими маслами. При нормальной работе систем маслосмазки температура подшипников не должна превышать температуру окружающего воздуха более чем на 30—35° С. В табл. 103 приведена характеристика систем смазки мельниц.

В табл. 104 приведены примерные сроки службы изнашивающихся деталей мельниц.

Таблица 103

Характеристика систем смазки шаровых и стержневых мельниц

Узлы смазки	Число		Вид смазки	Сорт и марка смазочного материала	Количество масла на узел, л/мин	Срок смены масла
	узлов	точек смазки в узле				
Подшипники коренные	2	1	Жидкая централизованная циркуляционная	Индустриальное масло 50 (ГОСТ 1707—51) или автотракторное масло АК-10 (ГОСТ 1862—63) То же	10—15	3—6 месяцев
Подшипники подвенцовой шестерни	1	2	То же	То же	3—5	То же
Подвенцовая шестерня	1	2	Густая автоматическая	Графитная смазка УСсА (ГОСТ 3333—55) или ИП1-Л, ИП1-3 (ГОСТ 3257—53)	2500 см ³	Один раз в сутки

Примечание. Коренные подшипники мельниц малого диаметра смазываются густыми смазками типа УС, УС-2 и УС-3.

Таблица 104

Примерные сроки службы наиболее изнашивающихся деталей мельницы

Детали	Материал	Срок службы, месяцев
Футеровка: боковая торцовая горловины	Марганцовистая сталь	6—8
	То же	8—10
	Углеродистая сталь или отбеленный чугун	12—18
Колосники Черпак питателя	Хромистая сталь	6—8
	Углеродистая сталь или отбеленный чугун	8
Корпус улиты	То же	24
Вкладыши коренных подшипников	Баббит	24
Вкладыши подшипников привода	То же	18
Малая шестерня	Сталь Ст. 5	6—8
Зубчатый венец	Углеродистая сталь	36—48

ГИДРАВЛИЧЕСКИЕ КЛАССИФИКАТОРЫ

§ 22. ГИДРАВЛИЧЕСКИЕ КАМЕРНЫЕ И КОНУСНЫЕ КЛАССИФИКАТОРЫ

В табл. 105 приведена техническая характеристика гидравлических камерных классификаторов модели КГ, предназначенных для классификации рудных пульп на 5, 7, 9 классов крупности перед гравитационным обогащением; в табл. 106 приведена техническая характеристика одноконусных гидравлических классификаторов, предназначенных для тех же целей, а также для обеспыливания, а в отдельных случаях и обезвоживания пульпы.

Таблица 105

Техническая характеристика гидравлических камерных классификаторов модели КГ, выпускаемых заводом «Труд»

Параметры	Марка классификатора		
	КГ-4	КГ-6	КГ-8
Число секций	4	6	8
Наибольшая крупность питания, мм	1,65	2,5	
Производительность, т/ч		15—25	
Частота вращения мешалок, об/мин	1,2	1,26	1,26
Число подъемов клапана в минуту		1,26—5	
Расход воды, л/мин	30,8	50—120	70—160
Электродвигатель:			
тип	АОЛ31—4	АО51—6	
мощность, кВт	2,2	2,8	
частота вращения, об/мин	1430	950	
Габариты, мм:			
длина	2925	5435	7350
ширина	1500	2307	2884
высота	2732	3632	4672
Масса классификатора, кг	2000	3316	4768

Производительность каждой камеры классификатора определяется по формуле

$$Q = vF, \quad (67)$$

где Q — производительность по питанию, м³/ч;

v — скорость падения выделяемых частиц, м/ч;

F — площадь камеры, м².

Размеры конических классификаторов определяются по формуле

$$F = \frac{Q \left[\left(a + \frac{1}{\gamma} \right) - m \left(b + \frac{1}{\gamma} \right) \right]}{3,6v}, \quad D = 1,13 \sqrt{F}, \quad (68)$$

где F — площадь наибольшего сечения конуса, м²;

Q — производительность по исходному материалу, т/ч;

a — отношение жидкого к твердому по весу в исходной пульпе;

γ — плотность твердого, г/см³;

m — количество твердого, поступающего в осадок, доли единицы;

b — отношение жидкого к твердому по весу в осадке;

v — скорость падения граничного зерна, заданного к выносу в слив, мм/с;

D — диаметр основания конуса, м.

Техническая характеристика одноконусных классификаторов,
выпускаемых заводом «Труд»

Параметры	Марка классификатора				
	ККП-1	ККП-1,5	ККП-1,8	ККП-2,4	ККШ-2,4
Диаметр, мм:					
сливного порога	1000	1500	1800	2400	2400
выпускного отверстия	9,5; 11; 13; 14; 16	16; 17,5; 19; 22; 24; 25,5	25; 28; 32; 35; 38; 42;	25; 28; 32; 35; 38; 42;	25; 28; 32; 35; 38; 42;
Площадь зеркала, м ²	0,6	1,57	1,8	3,22	4,24
Рабочий объем конуса, м ³	0,25	0,92	1,62—3	4,15	4,15
Крупность питания, мм		—1,65			—0,3
Производительность по твердо- му продукту, т/ч	1,644	3,6—9	5—12	9—22	4,45—11
Масса классификатора, кг	161,5	241	680	1267	800

Примечание. ККП — классификатор конусный песочный; ККШ — классификатор конусный шламовый.

Крупность материала, получаемого в отдельных камерах и в сливе гидравлического классификатора, регулируется в основном количеством воды, подаваемой как вместе с исходным продуктом, так и в нижнюю часть камер. Скорость восходящей струи в каждой камере регулируется вентилем от водопроводной магистрали. Перед пуском классификатора в работу вентиль открывают, причем регулируют подачу воды таким образом, чтобы в первой камере скорость восходящей струи была большой, а в последней — самой низкой. По наполнении классификатора водой включают электродвигатель привода и подают пульпу. Питание пульпой должно быть равномерным. Желательно иметь постоянными крупность руды, поступающей в классификатор, и плотность пульпы. Разгружать каждый карман классификатора нужно равномерно. Если часть карманов классификатора переполняется материалом, это значит, что он работает неправильно. Неправильная работа может быть вследствие засорения выпускного клапана, изменения крупности поступающего материала или расстройств регулировки.

Центробежные конусные классификаторы — гидроциклоны широко применяются для получения сливов крупностью 65% — 0,074 мм и тоньше. Реже гидроциклоны применяются в качестве обогащательных аппаратов (для обезвоживания, обогащения в тяжелых суспензиях и др.). Рамер гидроциклона характеризуется диаметром основания конуса. Производительность гидроциклонов по исходной пульпе можно определить по формуле

$$Q = 5K_D K_\alpha d_n d \sqrt{gH}, \text{ л/мин}, \quad (60)$$

где

$$K_D = \frac{0,08D + 2}{0,3D + 1};$$

$$K_\alpha = 0,79 + \frac{0,044}{0,0379 + \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}};$$

D — диаметр гидроциклона, см;
 d_n — эквивалентный диаметр питающей насадки

$$d_n = 2 \sqrt{\frac{F}{\pi}} = 1,13 \sqrt{bh}, \text{ см};$$

d — диаметр сливного патрубка, см;
 H — давление на входе в гидроциклон, кгс/см²;
 α — угол конусности, град;
 F — площадь наименьшего поперечного сечения питающего патрубка, см²;
 b — ширина суженной части питающего патрубка, см;
 h — высота суженной части питающего патрубка, см.

Формула (69) применима для конических гидроциклонов диаметром от 15 до 1500 мм и пульпы с объемной концентрацией твердого до 25%, а также с соотношением $\frac{d_n}{d} = 0,5-1,0$ и $\frac{d}{D} = 0,2-0,4$.

Производительность по твердой части слива вычисляется по формуле

$$q_c = \frac{\gamma_c}{100} q_r, \text{ т/ч}, \quad (70)$$

где q_r — производительность по твердой части исходного питания, т/ч;
 γ_c — выход слива, %.

Выход слива

$$\gamma_c = E \frac{\alpha}{100} \cdot \frac{100 - \alpha}{\beta - \alpha}, \quad (71)$$

где E — эффективность классификации (при граничной частице 0,15 мм ее следует принимать 55%, при 0,074 мм — 60%);

α — содержание класса, мельче граничного, в питании, %;

β — содержание класса, мельче граничного, в сливе, %.

Выход воды в слив определяется по формуле

$$\gamma_n = \frac{a - c\gamma_n}{a} \epsilon, \quad (72)$$

где a и c — отношение жидкого к твердому в питании и песках;

γ_n — выход песков по твердому, доли единицы.

Максимальная крупность слива d_{\max} обычно равна

$$d_{\max} = 1,5d_{гр} + 2d_{гр}, \quad (73)$$

где $d_{гр}$ — крупность граничной частицы, см.

Извлечение ϵ_c в слив отдельных узких классов в долях единицы определяется по формуле

$$\epsilon_c = \frac{\gamma_n}{\left(\frac{\gamma_n}{\gamma_c} - 1\right) \frac{d_i^3}{d_{гр}^3} + 1}, \quad (74)$$

где γ_c — выход слива по твердому, доли единицы;

d_i и $d_{гр}$ — крупность соответственно среднего диаметра рассчитываемого класса и граничной частицы, мкм.

При расчетах гидроциклон проверяется по удельной нагрузке Δ на песковую насадку, которая колеблется в пределах от 0,5 до 2 т/ч на 1 см² ее площади, причем меньшая величина соответствует большим $\frac{\Delta}{D_n}$, а большая — меньшим отношениям.

Производительность гидроциклонов можно также определить по номограмме, составленной в институте Мехалобр.

В табл. 107 приведены данные, позволяющие быстро определить необходимые размеры гидроциклонов, в табл. 108 и 109 и на рис. 17 — данные, ускоряющие расчет по формуле (69). На рис. 18 приведена номограмма для расчета гидроциклона по формуле (69). На номограмме (см. рис. 18) пунктиром показан пример определения производительности гидроциклона диаметром 500 мм с углом конусности 20° при давлении на входе $H = 1$ кгс/см². Принимаем $d_n = 120$ мм (точка А); $d = 150$ мм (точка В); далее определяем точку С, отвечающую $H = 1$ кгс/см², точка Е соответствует $D = 500$ мм; точка F — углу конусности 20° и точка q — производительности гидроциклона (~2800 л/мин).

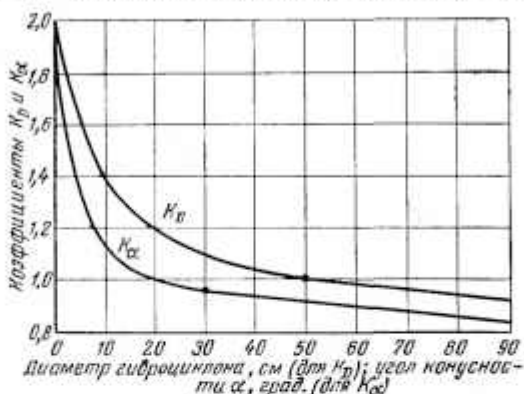


Рис. 17. Зависимость коэффициентов K_D и K_α от диаметра D и угла конусности α гидроциклона

Содержание класса $-0,074$ мм в сливе гидроциклона можно ориентировочно определить по эмпирической формуле

$$\beta = 1,1 - 2,46\beta_c (1 - \alpha),$$

где α и β — содержание класса $-0,074$ мм в питании и в сливе гидроциклона, доли единицы;

β_c — содержание твердого в сливе гидроциклона, доли единицы.

Эта формула применима для большинства обычных случаев работы гидроциклонов на обогатительных фабриках при обработке пульпы с твердой фазой плотностью $2,5-3,1$ г/см³ и при содержании твердого в сливе не более $40-45\%$

Таблица 107

Показатели для ориентировочного выбора гидроциклонов

Размер гидроциклона D , мм	Угол конусности α , град	Диаметр сливного отверстия, в долях D	Эквивалентный диаметр питающего отверстия α_n в долях D	Диаметр пескового отверстия d_4 в долях D	Производительность общая при $H = 1$ кгс/см ² , м ³ /ч	Крупность слива, мм
75	20	0,35—0,45	0,25—0,35	0,10—0,16	4,6—8,6	22—60
150	20	0,25—0,40	0,15—0,25	0,08—0,12	7,8—21	28—95
250	20	0,20—0,50	0,15—0,20	0,06—0,10	17,5—58	37—135
350	20	0,20—0,40	0,13—0,20	0,06—0,10	30—91	44—180
500	20	0,20—0,40	0,12—0,18	0,04—0,07	56—168	52—240

Рис. 18. Помо-
грамма для опре-
деления прова-
дительности гид-
роциклонов по
формуле (69)

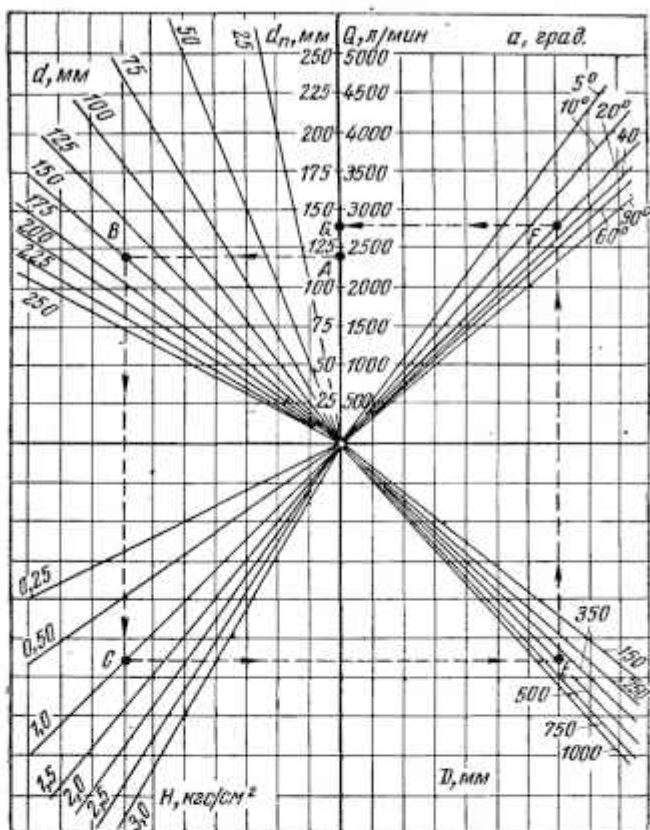


Таблица 108

Показатели для выбора диаметра питающего отверстия

Размер гидроциклона $D, \text{ мм}$	Питающее отверстие во впадине в наиболее узком сечении			Эквивалентный диаметр питающего отверстия $d_{п}, \text{ см}$
	$b, \text{ см}$	$h, \text{ см}$	сечение $F, \text{ см}^2$	
75	1,0	3,0	3,0	2,0
	1,5		4,5	
150	1,0	4,5	4,5	2,4
	2,0		9,0	
250	2,0	6,5	13,0	4,1
	3,0		19,5	
350	2,0	9,0	18,0	4,8
	4,0		36,0	
500	2,0	14,0	28,0	6,0
	4,0		56,0	

Крупность граничной частицы * разделения в гидроциклоне (по А. И. Поварову) определяется по формуле

$$\sigma = 0,9 \frac{d \sqrt{D \beta_n}}{\Delta \sqrt{H} \sqrt{\rho - \rho_0}}, \text{ мм}, \quad (76)$$

где σ — крупность граничной частицы, мм;
 d — диаметр сливного патрубка, см;
 D — диаметр гидроциклона, см;
 β_n — содержание твердого в питании, %;
 Δ — диаметр песковой насадки, см;
 H — давление на входе в гидроциклон, кгс/см²;
 ρ и ρ_0 — плотность твердой и жидкой фазы пульпы, г/см³.

Т а б л и ц а 109

Рекомендуемое давление
на входе в гидроциклон

Содержание класса -0,074 мм и выше, %	Давление на входе в гидроциклон, кгс/см ²
60	0,4—0,7
70	0,5—1,0
80	0,7—1,2
90 и более	>1,2

Гидроциклоны могут быть двух- и трехпродуктовыми. Их можно устанавливать не только вертикально, но и под углом к горизонту. Иногда устанавливают группу гидроциклонов — батарейный гидроциклон.

Производительность батарейного гидроциклона зависит от размеров питающего и сливного патрубков как первого, так и последующих гидроциклонов. Чтобы определить производительность каждого из гидроциклонов, первоначально нужно определить давление на входе в каждом гидроциклоне H_2 по эмпирической формуле

$$H_2 = \left(0,9 - 0,21 \frac{d_n'' d''}{d_n' d'} \right)^2 H_1, \text{ кгс/см}^2, \quad (77)$$

где d_n' и d' — диаметр питающего и сливного патрубков первого гидроциклона;
 d_n'' и d'' — диаметр питающего и сливного патрубков второго гидроциклона
 (аналогично d_n''' и d''' — для третьего гидроциклона и т. д.);

H_1 и H_2 — давление на входе первого и второго гидроциклонов, кгс/см².
 Затем по формуле (69) определяем производительность каждого из двух (трех и более) гидроциклонов, подставляя в нее соответственно H_1 , H_2 и т. д. Меньшая производительность будет определять общую производительность батарей.

В табл. 110 приведена техническая характеристика гидроциклонов.

Уфимский завод горно-обогатительного оборудования освоил производство гидроциклонов гуммированных листовой резиной (табл. 111) и футерованных каменным литьем (табл. 112). Срок службы таких гидроциклонов по сравнению с гидроциклонами, изготовленными из отбеленного чугуна, в 10—20 раз больше.

* Граничная частица классификации — это такой размер равновесных частиц, которые определяют собой границу разделения исходного материала на slime и песок.

Частицы мельче граничной концентрируются в сливе, а крупнее — в песках классификатора.

Техническая характеристика гидрциклонов (заводские данные)

Параметры	Типоразмер гидрциклона				
	ГЦ-7,5	ГЦ-15	ГЦ-25	ГЦ-35	ГЦ-50
Диаметр гидрциклона D , мм	75	150	250	350	500
Угол конусности α , град.	20				
Эквивалентный диаметр питающего отверстия d_n , доли D Диаметр, доли D : сливного отверстия d_c пескового отверстия d_n Пронаводительность общая при $H = 1$ кгс/см ² , м ³ /ч Крупность слыва, мм	0,25—0,35	0,15—0,25	0,15—0,20	0,13—0,20	0,12—0,18
	0,35—0,45	0,25—0,40	0,2—0,5	0,2—0,4	0,2—0,4
	0,10—0,16	0,08—0,12	0,08—0,10	0,06—0,10	0,04—0,07
	4,6—8,6	7,8—21	17,5—58	30—91	56—168
	92—60	28—95	37—135	44—180	52—240
Изготовитель	Уфимский завод горного оборудования				Днепропетровский завод горношахтного оборудования

Состав резины
для футеровки гидроциклонов

Компоненты	Содержание, %
Каучук СКС-30	56,94
Сера	0,97
Контакс	0,78
Окись цинка	2,85
Сажа газовая	34,17
Стеариновая кислота	0,87
Рубракс	2,85
Неозол	0,57

Состав каменного литья
для футеровки гидроциклонов
из базальта

Компоненты	Содержание, %
SiO_2	46—49
Al_2O_3	16—20
Fe_2O_3	15—16
CaO	8—10
MgO	4—9
K_2O	2—3
Коэффициент истираемости, г/см ²	0,068
Твердость: по Моосу	7
по Шору	100—110

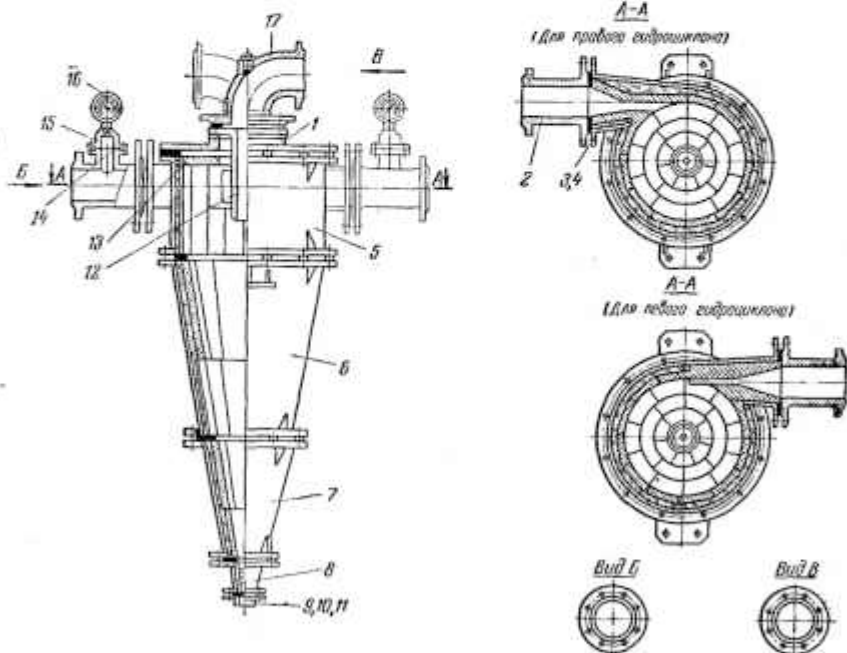


Рис. 19. Гидроциклон, футерованный каменным литьем:

1 — крышка; 2 — питающий патрубок; 3, 4 — сменные вкладыши; 5 — корпус; 6, 7, 8 — коническая разъемная часть корпуса; 9, 10, 11 — песковые насадки; 12 — сливная насадка; 13 — футеровка; 14 — резиновая диафрагма; 15 — мембранный разделитель; 16 — манометр; 17 — сливной патрубок.

Футерованные гидроциклоны могут работать не только в нейтральных, но также в щелочных и кислых пульсах (рис. 19).

Физико-механические свойства каменного литья определяются следующими данными:

Кислотостойкость, (в HCl, H ₂ SO ₄ , HNO ₃)	100
Водопоглощение, не более, %	0,2
Плотность, г/см ³	3,0
Температура размягчения, °С	1000—1050
Временное сопротивление, кгс/см ² :	
на разрыв	90—250
на сжатие	4000
Состав шихты для каменного литья, %:	
бавальт	83,5
горнблендит	15,0
хромистый железняк	1,5
Температура расщепления шихты, °С	1350—1400
Температура кристаллизации в муфельной печи отлитых деталей, °С	830—900
Время охлаждения в тоннельной печи отлитых деталей, ч	14—16
Срок службы футеровки из каменного литья (по данным Норильского горно-металлургического комбината):	
питающие насадки, лет	1
нескользящие насадки, суток	10—15
корпус гидроциклона, лет	3
крышка гидроциклона, лет	1

В табл. 113 приведена характеристика изготавливаемых батарейных гидроциклонов одноступенчатых ГВ-1, ГВ-2, ГВ-3 и двухступенчатых ГВ-2 и ГВ-4. Батарейные одноступенчатые гидроциклоны сконструированы из гидроциклонов диаметром 350 мм. Основными узлами батарейного гидроциклона являются: секция батарей гидроциклонов, насосная установка и ловушки-отсекатели. Конструкция батарейного гидроциклона предусматривает как одновременную работу всех гидроциклонов, так и отключение на ходу любого количества гидроциклонов вентилями, установленными на питающих трубах от коллектора.

Таблица 113

Характеристика батарейных гидроциклонов

Марка	Число гидроциклонов диаметром, мм		Угол конусности гидроциклонов, град, диаметр, мм		Насос		Проводимость батареи при подаче пульсы под давлением 2 кгс/см ² , м ³ /ч	Мощность электродвигателя, кВт	Габариты секции батарей, мм			Масса секции батарей, кг
	350	250	350	250	Тип	Число			длина	ширина	высота	
Гидроциклоны батарейные одноступенчатые												
ГВ-1	5	—	10	—	10Гру-8	1	500	125	2970	2500	2930	2880
ГВ-3	3	—	10	—	8Гр-8	1	300	100	2150	2470	2930	1900
ГВ-5	8	—	10	—	10Гру-8	1	800	125	2680	2680	3260	4900
Гидроциклоны батарейные двухступенчатые												
ГВ-2	5	10	20	10	10Гру-8	1	500	125	4746	2438	2556	4570
ГВ-4	3	6	20	10	8Гр-8Т	1	300	100	2946	2438	2556	2937

Примечание. Изготовитель — Карагандинский завод угольного машиностроения им. Пархоменко.

Исходный продукт из зумифа поступает в ловушку-отсекатель, где происходит увлажнение наиболее крупных частиц шлама, затем шламовым насосом материал под давлением 2—2,5 кгс/см² подается в распределительный коллектор, из которого параллельно поступает во все гидроциклоны. Количество слива регулируется диаметром отверстий сливного патрубка, а количество получаемого сгущенного продукта — диаметром насадок.

Гидроциклоны батарейные двухступенчатые ГВ-2, ГВ-4 сконструированы из блоков, состоящих каждый из трех гидроциклонов: одного диаметром 350 мм и двух диаметром 250 мм. Пульва под давлением 2—2,5 кгс/см² подается песковым насосом в распределительный коллектор, откуда параллельно или последовательно направляется в гидроциклоны диаметром 350 мм для первичной и затем в гидроциклоны диаметром 250 мм для вторичной классификации.

Созданы и испытаны в промышленных условиях батарейный гидроциклон ГВ-25 × 28, состоящий из 28 отдельных гидроциклонов, расположенных по квадрату, центр которого совпадает с осью питающей трубы, и имеющих общую сливную и песковую камеры, батарейный гидроциклон трубчатого типа ГВТ-25 × 28, элементы которого выполнены в виде труб, и батарейный гидроциклон ГВТ-75 × 6, состоящий из шести гидроциклонов диаметром 75 мм. Гидроциклоны последнего расположены по кругу оси питающей трубы, имеют общую питающую камеру и общий песковый конус с разгрузкой песков через общий конус.

Батарейный гидроциклон ГВТ-75 × 6 при испытанных в качестве классификатора позволил получить тонкий слив (98—100% класса — 0,074 мм с содержанием твердого около 20%) при работе на низком давлении в пределах 0,7—0,3 кгс/см². Производительность гидроциклона при этом составила 50—40 м³/ч.

Производительность батарейного гидроциклона ГВ-25 × 28 составляет по исходной пульве 30 м³/ч при давлении на входе 3,5 кгс/см². При таком давлении и содержании

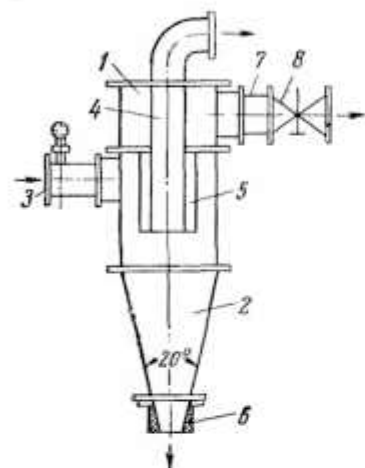


Рис. 20. Трехпродуктовый гидроциклон:

1 — цилиндрическая часть; 2 — коническая часть; 3 — входной патрубок; 4, 5 — трубы для вывода слива и промпродукта; 6 — песковая насадка; 7 — труба, отводящая промпродукт; 8 — люк

твердого в исходной пульве до 10% крупность граничного зерна составила 5—7 мкм, а средняя крупность слива 10—15 мкм.

Институт Механобрчермет разработал и испытал в промышленности трехпродуктовые гидроциклоны диаметром 150, 250, 350 и 500 мм.

Эти гидроциклоны пригодны для получения двух сливов, разных по плотности, при обычном режиме классификации (рис. 20).

Разделение руды в трехпродуктовых гидроциклонах при обогащении в тяжелых суспензиях позволяет использовать менее плотные суспензии, а следовательно, и применять более легкий и дешевый утяжелитель. Как показали результаты испытаний в горной металлургии (центральная обогатительная фабрика рудоуправления им. Дзержинского), применение трехпродуктовых гидроциклонов позволяет получить более точное разделение материала по плотности, что снижает потери полезного компонента в хвостах.

§ 23. СПИРАЛЬНЫЕ КЛАССИФИКАТОРЫ

Спиральные классификаторы бывают: с низким порогом, с высоким порогом и непогруженной спиралью и с высоким порогом и погруженной спиралью.

Спиральные классификаторы с низким сливным порогом в настоящее время не применяются, так как имеют очень ограниченную площадь осадительного

бассейна и в связи с этим низкую производительность по сливу. Они применяются главным образом в качестве моечных машин для промывки песка, гравия и других материалов.

Спиральные классификаторы с высоким порогом и непогруженной спиралью применяются для получения слива, содержащего не более 65% класса $-0,074$ мм.

Спиральные классификаторы с высоким порогом и погруженной спиралью применяются для получения более тонкого слива, содержащего более 65% класса $-0,074$ мм.

Для средних по содержанию первичных шламов руд производительность по сливу можно определить по эмпирическим формулам:

для классификатора с непогруженной спиралью

$$Q = tab(94D^2 + 16D); \quad (78)$$

для классификаторов с погруженной спиралью

$$Q = tab(75D^2 + 10D). \quad (79)$$

Для классификаторов большего размера ($D > 1000$ мм) более точные результаты дают трехчленные формулы:

для классификаторов с непогруженной спиралью

$$Q = tab(65D^2 + 74D - 27,5); \quad (80)$$

для классификаторов с погруженной спиралью

$$Q = tab(50D^2 + 50D - 18), \quad (81)$$

где Q — производительность по твердому материалу в сливе, т/сутки;

t — число спиралей классификатора;

a и b — поправки на крупность слива и на плотность (табл. 114 и 115);

D — диаметр спирали, м.

Таблица 114

Поправка на крупность слива для расчета производительности спиральных классификаторов по формулам (78) — (81)

Максимальная крупность слива, мм	Весовое базисное разбавление Ж : Т	Значение a для классификаторов	
		с высоким порогом	с погруженной спиралью
0,4	1,8	1,95	—
0,3	2,0	1,7	—
0,2	2,33	1,46	2,9
0,15	4,0	1,0	2,2
0,1	4,5	0,66	1,6
1,074	5,7	0,46	1,0
0,053	6,0	—	0,57
0,044	6—7,5	—	0,36

Примечания:

1. Под максимальной крупностью слива подразумевается размер отверстий сита, через которое проходит 95% материала.

2. Базисное разбавление дано для руд плотностью $2,7$ г/см³ [со средним содержанием шламов. Пересчитать базисное разбавление для руд иной плотности можно по формуле

$$R_{\delta} = R_{2,7} \frac{2,7}{\delta},$$

где R_{δ} — базисное разбавление для руды плотностью δ ; $R_{2,7}$ — базисное разбавление для руды плотностью $2,7$ г/см³.

Поправка на плотность классифицируемого материала для расчета производительности спирального классификатора по формулам (78) — (81)

Плотность материала, г/см ³	2,7	3	3,3	3,5	4	4,5
Поправка <i>b</i>	1	1,15	1,3	1,4	1,65	1,9

Для руд с повышенным содержанием первичных шламов базисное разбавление следует брать на 20—25% больше, а для руд с малым содержанием шламов — на 20—25% меньше, чем для средних по содержанию шламов руд.

В табл. 116 приведена зависимость между максимальной крупностью продукта в сливе классификатора и содержанием класса —0,074 мм в продуктах классификации.

Таблица 116

Примерная зависимость максимальной крупности продукта в сливе механического классификатора от содержания класса —0,074 мм

Максимальная крупность продукта в сливе классификатора, 95% класса мм	Содержание класса —0,074 мм, %	
	в сливе классификатора	в песках классификатора
0,4	35—45	3—5
0,3	45—55	5—7
0,2	55—65	6—9
0,15	70—80	8—12
0,10	80—90	9—15
0,074	95	10—16

Примечания:

1. Для руд высокой плотности (3,5—4,0 г/см³) содержание класса —0,074 мм в песках классификатора будет в 1,5—2 раза больше указанного в табл. 116.

2. Если в операции классификации поступает продукт, содержащий более 30—40% класса —0,074 мм, то содержание этого класса в песках следует принимать по верхнему пределу.

Приведенные выше формулы (78) и (81) определения производительности классификаторов справедливы для определенного базисного разбавления ($\bar{K} : T$) слива.

При отклонении фактического (расчетного) разбавления от базисного производительность по сливу будет изменяться (табл. 117). При более плотных пульпах по сравнению с базисными производительность уменьшается. По мере снижения плотности слива производительность сначала возрастает, проходит через максимум при некоторой плотности, называемой критической, а затем уменьшается до нуля. Критические разбавления зависят от крупности слива, плотности руды и содержания в ней первичных шламов (табл. 118).

Производительность спиральных классификаторов по пескам подсчитывается по формуле

$$Q = 135mbnD^3, \text{ т/сутки}, \quad (82)$$

где m — число спиралей;

b — поправка на плотность материала;

n — частота вращения спирали, об/мин;

D — диаметр спирали, м.

Примерное значение критических разбавлений (Ж:Т) по весу слива спиральных классификаторов для руд плотностью 2,7 г/см³

Содержание пер- вичных шламов в руде	Критическое разбавление (Ж:Т) слива при максимальной крупности слива, мм					
	0,4	0,3	0,2	0,15	0,1	0,075
Малое	2,5	3,0	3,5	4,0	5,0	7,0
Среднее	3,0	3,5	4,0	6,0	8,0	10,0
Высокое	3,5	4,0	5,0	7,0	9,0	12,0

Таблица 118

Поправка в формулы для расчета производительности спиральных классификаторов по сливу в зависимости от плотности слива

Отношение расчет- ного разбавления к базисному $\frac{R_{расч}}{R_{баз}}$	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,7	2,0	3,0	4,0	5,0
Поправка произ- водительности на плотность слива	0,7—0,75	0,85	1,0	1,1	1,2	1,25	1,2	1,0	0,85	0,70

В табл. 119 и 120 приводится ориентировочная производительность классификаторов по сливу по данным норм технологического проектирования обогатительных фабрик для руд плотностью 2,65 т/м³. Для руд плотностью, отличной от 2,65 т/м³, в эти данные следует вносить соответствующую поправку (табл. 121). В табл. 122 приведено примерное содержание тонких классов в сливе классификаторов при различной крупности разделения, а в табл. 123 и 124 — технические характеристики спиральных классификаторов, выпускаемых отечественными предприятиями.

Таблица 119

Производительность односпиральных классификаторов с погруженной спиралью по сливу

Диаметр спи- рали, мм	Производительность по сливу, т/сутки, при номинальной крупности слива, мм					
	0,15	0,10	0,075	0,061	0,052	0,041
300	22	16	10	7	6	3,5
500	53	36	24	18	14	8,4
750	110	80	50	37	28	17
1000	187	136	85	67	49	30
1200	264	192	120	89	68	42
1500	404	294	184	135	105	61

Производительность классификаторов с погруженной спиралью по сливу

Диаметр спирали, мм	Производительность по сливу, т/сутки, при различных крутизнях слива, мм							Примечание
	0,6	0,42	0,30	0,20	0,15	0,10	0,075	
300	29	26	23	19	13	9	6	Для двухспиральных классификаторов производительность односпирального классификатора удваивается
500	68	62	54	46	32	20	15	
750	140	127	110	95	65	43	30	
1000	235	215	190	160	110	75	50	
1200	330	300	260	220	155	100	70	
1500	510	460	400	345	235	155	110	
2000	880	795	690	595	410	270	190	
2400	1245	1130	990	850	580	380	270	
3000	1910	1740	1520	1300	894	590	410	

Таблица 121

Поправки на разницу в плотности руды

Плотность, г/см ³	2	2,5	2,65	3	3,5	4
Поправочный коэффициент	0,67	0,92	1	1,17	1,42	1,7

Таблица 122

Примерное содержание тонких классов в сливе классификаторов при различной крутизне разделения

Крутизна разделения, мм	Содержание, % класса, мм	
	-0,074	-0,044
1,17	17,5	11,0
0,833	23,5	15,0
0,590	31,5	20,0
0,420	41,2	27,0
0,295	52,9	36,0
0,210	65,3	45,5
0,147	78,0	59,2
0,104	88,4	72,0
0,088	92,0	77,6
0,074	95,0	83,2

Техническая характеристика односпиральных классификаторов (заводские данные)

Параметры	Типоразмер классификатора с непогруженной спиралью					Днепропетровский завод горношахтного оборудования
	1КСН-3 300 X 3000	1КСН-5 500 X 4500	1КСН-7,5 750 X 5500	1КСН-10 1000 X 6500	1КСН-12 1200 X 6500	
Размеры спиралей, мм:						
диаметр	300	500	750	1000	1200	1500
длина	3000	4500	5500	6500	6323	7948
шаг	160	250	380	500	600	750
Частота вращения вала спиралей, об/мин	5,4	3,2	2,4	1,6	4,1; 8,3	2,5; 4,6
Угол наклона, град		14—18			12—15	16
Производительность при крупности слива 0,075 мм, т/сутки:						
по пескам	25	54	100	160	906 *	1940
по сливу	6	13,5	31	50	155	
Электродвигатель:						
тип	А-41-6	А-41-6	А-51-6	А-52-4	АО63-12/6	АО-72-6
мощность, кВт	1	1	2,8	7	3; 5	14
частота вращения, об/мин	930	930	950	1440	470; 950	970
Габариты, мм:						
длина	3865	5415	6730	7876	8140	10 000
ширина	789	961	1299	1620	1595	3 505
высота	855	1274	1585	1934	3831	4 679
Масса классификатора с электрооборудованием, кг	764	1334	2600	3756,5	6600	23 230
Изготовитель	Владивостокский завод «Металлст»					

* Производительность при крупности слива 0,15 мм.

Параметры	Типоразмер классификатора				
	с погруженной спиралью				
	1КСН-20 2000×8400	1КСН-15 1500×8200	1КСН-20 2000×8400	1КСН-24 2000×9200	1КСН-30 3000×12 500
Размеры спирали, мм:					
диаметр	2000	1500	2000	2400	3 000
длина	8090	7948	8090	8860	12 100
шаг	1250	750	1250	1500	1 800
Частота вращения вала спирали, об/мин	3,1; 4,1; 6,1	2,9; 3,9; 5,8	3,1; 4,1; 6,1	2,6; 3,5; 5,2	1,5; 3,0
Угол наклона, град	18	15—18° 30'		17	18° 30'
Производительность при крупности слива 0,075 мм, т/сутки:					
по пескам	6000; 8000; 12 000; 800	1300*; 1750; 2600 240	3000*; 4000; 6000 400	4600*; 6200; 9300 580	3740; 4500
по сливу					895
Электродвигатель:					
тип	АО-73-8; АО-73-6; АО-73-4	АО-62-4; АО-62-6; АО-62-8	АО-63-8; АО-63-6; АО-63-4	АО-63-8; АО-63-6; АО-63-4	АО-83-8/4
мощность, кВт		7; 10; 45	7; 10; 14	7; 10; 14	20; 28
частота вращения, об/мин	735; 980; 1460	1460; 980; 735	735; 980; 1460	735; 980; 1460	730; 1470
Габариты, мм:					
длина	10 950	9855	10 510	11 252	14 770
ширина	4 700	1933	2 570	2 900	3 600
высота	6 020	4650	5 910	6 150	7 100
Масса классификатора с электрооборудованием, кг	32 330	12 630	17 800	21 600	41 600
Изготовитель	Днепропетровский завод горношахтного оборудования Иркутский завод тяжелого машиностроения им. Куйбышева (ИЗТМ)				

* Производительность при крупности слива 0,15 мм.

Параметры	Типоразмер классификатора				
	с погруженной спиралью				
	1КСН-12 1200×8400	1КСН-15 1500×10 100	1КСН-20 2000×13 000	1КСН-24 2400×14 000	1КСН-30 3000×15 500 *
Размеры спирали, мм:					
диаметр	1200	1500	2 000	2 400	3 000
длина	7976	9700	12 500	13 600	15 100
шаг	600	750	1 250	1 500	1 800
Частота вращения вала спирали, об/мин	4,1; 8,3	3,5; 7	2,5; 5,02	1,96; 3,94	1,0; 1,5; 2,0; 3,0
Угол наклона, град		15—18			15
Производительность при крупности слива 0,075 мм, т/сутки:					
по пескам	960; 1940	1600; 3200	2700; 5430	3500; 7000	3350; 5000; 6700; 10 000
по сливу	120	183,5	282	390	670
Электродвигатель:					
тип	АО-63-12/6	АО-72-12/6	АО-73-12/6	АО-83-12/6	АО-93-12/8/6/4
мощность, кВт	3; 5	4,5; 7	6,5; 10	9; 14	12; 17; 20; 25
частота вращения, об/мин	470; 950	475; 960	475; 960	480; 970	480; 730; 970; 1470
Габариты, мм:					
длина	9980	12 030	15 200	16 670	19 185
ширина	1924	2 245	2 705	3 280	4 955
высота	5840	7 220	8 380	9 350	6 600
Масса классификатора с электрооборудованием, кг	9180	18 060	31 280	37 500 **	65 070
Изготовитель	Иркутский завод тяжелого машиностроения им. Куйбышева (ИЗТМ)				

* Освоено производство двухспиральных классификаторов 3000 × 15 500 мм.

** Масса без электрооборудования.

Техническая характеристика двухспиральных классификаторов

Параметры	Типоразмер классификатора			
	с левосторонней спиралью		с правосторонней спиралью	
	2КСН-24 2400×9200	2КСН-30 3000×12500	2КСН-12 1200×8600	2КСН-15 1500×10100
Размеры спирали, мм:				
диаметр	2400	3000	1200	1500
длина	8860	12400	8126	9700
шаг	1500	1800	600	750
Частота вращения вала спирали, об/мин	2,5; 3,5; 5,2	1,5; 3	4,1; 8,3	3,5; 7,4
Угол наклона, град	17	18° 30'	15	15
Производительность при крупности слива 0,075 мм, т/сутки:				
по пескам	9000*; 1850; 12500	312*; 625	1900*; 3800	3000; 6000
по глину	1100	65	310	367
Электродвигатель привода:				
тип	АО-73-8; АО-73-6; АО-73-4	АО-93-8/4	АО-63-12/6	АО-73-12/6
мощность, кВт	14; 20; 28	28; 40	3; 5	6,5; 10
частота вращения, об/мин	735; 980; 1460	730; 1470	470; 950	475; 960
Габариты, мм:				
длина	11520	15000	9980	12080
ширина	5500	6750	3450	3715
высота	4850	7400	5720	5700
Масса классификатора с электрооборудованием, кг	37010	70340	16120	31570
Изготовитель	ИЗТМ			
	Днепропетровский завод горношахтного оборудования			

* Производительность при крупности слива 0,15 мм.

§ 24. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ КЛАССИФИКАТОРОВ

Пуск и остановки классификатора

Измельчительный узел мельница — классификатор пускается в следующей последовательности: насосы, шнек (если есть) классификатора, мельница, конвейеры и питатели. Остановка производится в обратном порядке. Остановке классификаторов должна предшествовать выработка материала из него. Когда в классификаторе остается уже немного материала и грабли или спирали идут слабо нагруженными, классификатор останавливают на 5—10 мин. Эти операции повторяют два-три раза, и только после этого классификатор останавливается совсем. Остановка классификатора с невыработанными песками может вызвать большие затруднения при его пуске. В спиральных и речных классификаторах продолжительность выработки материала можно сократить подъемом спиралей или граблей. При внезапных остановках необходимо выключить электродвигатели, закрыть воду и поднять спирали (гребки) классификатора. При длительных остановках пульпу выпускают через специальный люк (у речных классификаторов).

Регулирование процесса классификации

После пуска классификатора и заполнения его пульпой до уровня сливного порога необходимо отрегулировать количество поступающей в классификатор воды и установить нужную плотность слива. Кружность слива классификатора регулируется только изменением плотности.

Повышение плотности пульпы в сливе классификатора приводит к увеличению кружности частиц в нем и, наоборот, понижение плотности слива классификатора влечет за собой уменьшение кружности частиц в сливе.

При очень крупном сливе необходимо добавить воду в классификатор и проверить подачу руды и воды в мельницу. При излишней тонкости (по кружности частиц) сливе надо уменьшить подачу воды в классификатор и тоже проверить подачу руды и воды в мельницу.

При регулировании процесса классификации воду следует добавлять постепенно. Нельзя допускать резких колебаний плотности пульпы в классификаторе.

При резком снижении плотности пульпы материал быстро осаждается на дно классификатора, что может привести к перегрузке и аварии его. Добавлять воду следует до определенного предела, ведя непрерывный контроль за плотностью слива вручную либо автоматически.

Отработанное смазочное масло не должно попадать в корыто классификатора, так как оно вместе с измельченной рудой поступает в процесс флотации и нарушает его.

Классификаторы необходимо периодически очищать от скопившихся на дне корыта металлических предметов и крупных песков.

В спиральных классификаторах не допускается прогиб вала спирали. При прогибе вала (трубы), а также в случае его поломки жесткость и прочность вала увеличивают приваркой к нему продольных ребер жесткости.

Срок службы нижней опоры у спиральных классификаторов зависит от качества уплотнения, которое должно быть достаточно герметичным, чтобы пульпа не просачивалась к трущимся поверхностям опоры. Обычно герметичность между фланцами вала и стакана создают резиновой прокладкой.

Технолог при регулировке процесса руководствуется режимной технологической картой.

При эксплуатации гидроциклонов следует иметь в виду следующее: увеличение плотности пескового продукта гидроциклона выше заданной по режиму получается в результате несоответствия размера песковой насадки

установленной производительности; ухудшения качества измельчения; резких колебаний давления питателя.

Для получения таких сливов необходимо:

при постоянном отверстии сливной насадки увеличить диаметр пескового; при постоянном отверстии песковой насадки уменьшить диаметр сливного; снизить объемную нагрузку на гидроциклон.

Если струя песков, выходящая из насадки гидроциклона, односторонняя или идет рынками, то необходимо очистить насадку от крупных кусков классифицируемого материала и от посторонних предметов или же устранить допущенные при сборке дефекты.

Для того чтобы гидроциклон не забивался крупными кусками классифицируемого материала или посторонними предметами, необходимо в зумпфе установить сетку, размер отверстий которой должен быть меньше разгрузочного диаметра песковой насадки и ширины отверстия в питающем вкладыше.

Неизменным условием получения удовлетворительных результатов классификации в гидроциклонах является обеспечение постоянного давления на входе, что может быть достигнуто

автоматическим регулированием скорости вращения вала насоса для поддержания постоянного уровня пудлы в зумпфах последнего, возвращением в зумпф насоса части слива или питания для поддержания постоянного уровня пудлы в нем, установкой задвижек на напорном или иногда всасывающем трубопроводах насоса, установкой промежуточных напорных бачков, в которые пудла подается насосом, и т. д.

Принятый диаметр отводной трубы, по которой транспортируется слив гидроциклона в последующую технологическую операцию, существенно влияет на показатели работы гидроциклона. Этот диаметр всегда больше диаметра сливного патрубка.

Для удовлетворительной работы гидроциклона необходимо, чтобы в его центральной части поддерживался вакуум от нуля до величины водяного столба, равной высоте гидроциклона.

Противодавление в центральной части приводит к исчезновению воздушного столба и попаданию большого количества пудлы (и шламов) в пески. Чем больше вакуум, выраженный высотой водяного столба, большей, чем двойная или тройная высота гидроциклона, вызывает засасывание части песков в слив.

Для обеспечения постоянства вакуума в гидроциклоне А. И. Поваров рекомендует применять гидрозатвор, т. е. погружать конец отводной трубы в бачок, расположенный приблизительно на уровне насадки гидроциклона или несколько ниже, но не более чем на половину высоты гидроциклона (рис. 24). Иногда для снижения вакуума при длинных отводных трубах в верхнюю часть их врезают трубки диаметром 30—50 мм, через которые подсаживается воздух.

Повышение срока службы гидроциклонов достигается футеровкой их износостойкими материалами: резиной (гуммирование), плитками из каменного литья (диабаз, базальт) и т. д.

Песковые насадки сейчас обычно делают съемными гуммированными или из износостойкого материала. Это позволяет широко регулировать производительность гидроциклона, устанавливая насадки разного поперечного сечения.

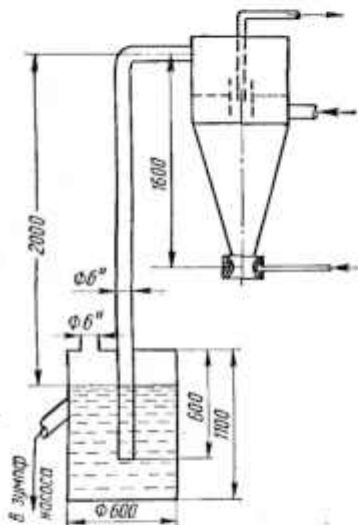


Рис. 24. Схема установки промежуточного бака

ФЛОТАЦИОННЫЕ МАШИНЫ

§ 25. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН

Аппараты, в которых осуществляется флотация руд и других полезных ископаемых, называются флотационными машинами.

Технологический расчет флотационных машин камерного и проточного типа выполняется по следующим формулам:

$$n = \frac{V_m t}{V_k k} = \frac{V_c t}{1440 V_k k}, \quad (83)$$

где n — необходимое число камер (не менее 2—3 на операцию);

V_m — количество пульпы, поступающее в данную операцию флотации, м³/мин;

t — продолжительность флотации, мин;

V_k — геометрический объем камеры, м³;

k — отношение объема пульпы, находящейся в камере, к ее геометрическому объему (0,7—0,8);

V_c — количество пульпы, поступающее в данную операцию флотации, м³/сутки,

$$V_c = Q \left(R + \frac{1}{\delta} \right), \quad \text{м}^3/\text{сутки}, \quad (84)$$

где Q — производительность по твердому данной операции, т/сутки;

R — плотность пульпы (разжижение), выраженная весовым отношением жидкого к твердому;

δ — плотность твердой фазы, т/м³.

Машины корытного типа (аэрофлиторы) рассчитывают по формуле

$$L = \frac{V_m t}{S k} = \frac{V_c t}{1440 S k}, \quad (85)$$

где L — длина машины, м;

S — площадь поперечного сечения ванны, занятая пульпой, м².

Если потребный объем флотационных машин «Механобр» для отдельных операций рассчитывают по времени флотации, установленному в промышленных условиях на этих машинах, то можно пользоваться следующей формулой:

$$V_p = V_m t, \quad (86)$$

где V_p — потребный расчетный объем машины, м³;

V_m — общий объем пульпы, поступающей в операцию, м³/мин;

t — потребное время флотации, мин.

Если потребный объем флотационных машин «Механобр» для отдельных операций рассчитывают по времени флотации, установленному в лабораторной машине или в промышленных условиях не на флотомашине «Механобр», то используют следующую формулу:

$$t = t_0 \sqrt{\frac{q_0}{q}}, \quad (87)$$

где t — время флотации в машине «Механобр», мин;

t_0 — время флотации в машине, на которой производится испытание, мин;

q — количество воздуха, поступающего в камеру машины «Механобр» на 1 м² ее сечения;

q_0 — количество воздуха, поступающего в камеру машины, на которой производится испытание, м³/мин · м².

Определив время флотации с учетом количества воздуха, засасываемого флотационными машинами, потребный объем машин рассчитывают по ранее приведенной формуле $V_p = V_m t$.

В машинах «Механобр» всех размеров (включая лабораторную) обеспечивается 1 м³ воздуха в минуту на 1 м² сечения камеры.

Производительность аэрофлотажных машин по потоку пульпы можно определить по формуле

$$P_{\alpha} = mb \sqrt{2gH}^{1/2}, \quad (88)$$

где P_{α} — количество пульпы, проходящей через порог, м³/с;

m — коэффициент перелива пульпы через порог, равный 0,42;

b — ширина переливного порога, м;

g — ускорение силы тяжести, м/с²;

H — высота перелива, м.

Количество воздуха, потребляемого аэрофлотажной машиной, определяется динамическим напором в подводном воздухопроводе, которое замеряется периодически трубкой Пито и тигмером. Проверить подсчет можно по формуле

$$Q_{\text{воз}} = \frac{kHD^2G}{4} \sqrt{\frac{2g(P_{\text{Пит}} - P_{\text{ст}})}{\gamma_{\Gamma}}}, \quad (89)$$

где $Q_{\text{воз}}$ — количество нагнетаемого воздуха, кг/м³;

k — коэффициент усреднения при замере трубкой Пито, равный 0,75;

D — диаметр воздухопровода, м;

$P_{\text{Пит}}$, $P_{\text{ст}}$ — показания тигмера, кгс/м²;

G — объемный вес нагнетаемого воздуха, м³/с;

γ_{Γ} — плотность сжатого воздуха, кг/м³;

$$\frac{\gamma_{\Gamma}}{\gamma_0} = \frac{T_0 P_0}{T_{\Gamma} P_{\Gamma}}$$

где γ_0 — плотность атмосферного воздуха, кг/м³;

T_0 — абсолютная температура атмосферного воздуха, °С;

P_0 — начальное давление, кгс/см²;

P_{Γ} — конечное давление, кгс/см²;

$$\gamma_0 = \frac{P_0}{RT_0}, \quad (90)$$

где R — газовая постоянная¹.

Суммарный объем флотационных машин, необходимый для осуществления схемы флотации, ориентировочно можно определить по средним данным для удельного объема на 1 т суточной производительности по руде или исходному продукту флотации (в сухом весе), приведенным в табл. 125 и 126.

Таблица 125

Примерная удельная нагрузка флотационных машин для монометаллических руд, т/м³·ч (по К. А. Разумову)

Флотационная машина	Руда		
	Легкофлотацируемая	Среднефлотацируемая	Труднофлотацируемая
	Время флотации одного минерала, мин		
	9—15	15—30	30—50
«Механобр»	1,2—0,7	0,7—0,35	0,35—0,2

¹ При расчете машины по объему необходимо обеспечивать оптимальную площадь поверхности, которая определяется экспериментально.

Удельный объем флотационных машин «Механобр», м³ на 1 т перерабатываемой руды в сутки (средние данные)

Число получаемых концентратов	Технологическая схема обогащения	Руда		
		легкофлотуемая	среднефлотуемая	труднофлотуемая
Один	Одно-, двух- и трехстадиальные	0,03—0,05	0,05—0,10	0,10—0,15
Два	Селективная флотация	0,05—0,10	0,10—0,20	0,20—0,30
	Коллективная флотация с последующей селекцией коллективного концентрата	0,04—0,08	0,08—0,15	0,15—0,20
Три	Селективная флотация	0,09—0,15	0,15—0,25	0,25—0,40
	Коллективная флотация двух компонентов, последующая флотация третьего компонента и разделение коллективного концентрата	0,07—0,12	0,12—0,18	0,18—0,30
	Коллективная флотация трех или четырех компонентов и разделение коллективного концентрата	0,05—0,10	0,10—0,15	0,15—0,25

Примечания

1. Меньшие значения удельного объема относятся к плотным пульсам.

2. Приведенные в таблице средние данные относятся к случаю, когда расчетный поток приближается к пропускной способности флотационной машины по стандарту (ГОСТ 8702—63). При необходимости использования флотационных машин на потоках, соответствующих меньшему номеру флотационных машин, средние данные должны быть увеличены в 1,2—1,5 раза.

§ 26. ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН

В табл. 127 приведена техническая характеристика механических флотационных машин.

Флотационные машины типа ФМР являются модернизированными флотационными машинами «Механобр». Например ФМР-10, ФМР-25, ФМР-63 это модернизированные флотационные машины «Механобр» соответственно 5В, 6ВМ и 7А. Принцип действия этих флотационных машин и их принципиальное устройство одинаковы.

Особенность конструкции модернизированных флотационных машин состоит в следующем:

а) в конструкцию камер этих флотационных машин введен комплекс регулирующих приспособлений, разработанный институтом НИГМИ. В него входит пульпоотбойник криволинейного профиля, успокоительная (отбойная) полка и перегородка шпикастева.

Пульпоотбойник создает направленный поперечный поток пульсы, одновременно он уменьшает зеркало пульсы и сокращает путь прохождения пены от задней части камеры до пеногона, что особенно важно для флотации бедных руд.

Поперечный поток создается в результате того, что установленный на значительной глубине пульпоотбойник принимает на себя удар струй, вырывающихся из направляющих статора, отбрасывает пульпу вверх и усиливает задний поток пульсы. Верхняя часть отбойника выводит поток на поверхность и направляет по зеркалу пульсы в сторону пеносяема. Передняя отбойная полка принимает удар переднего потока пульсы, восходящего по стенке камеры, гасит

Техническая характеристика флотационных машин «Механобр»
(заводские данные)

Параметры	Марка машины				
	Механобр 1Г	Механобр 3Г	5В	6ВМ	7ВМ
Общий объем камеры, м ³	0,15	0,37	1,34	3,28	6,18
Расчетный объем камеры, м ³	0,12	0,32	1,14	2,8	5,3
Размеры камеры, мм:					
длина	500	700	1100	1750	2200
ширина	500	700	1100	1600	2200
глубина	550	700	1100	1100	1200
Производительность по потоку, м ³ /мин	До 0,16	До 0,5	1,5—2,5	3,5—6	7—12
Импеллер:					
диаметр, мм	200	300	500	600	750
частота вращения, об/мин	600	470	330	280; 320	240; 270
окружная скорость, м/с	6,3	7,4	8,6	8,8; 10,1	9,4; 10,8
Электродвигатель:					
мощность, кВт	$\frac{1,7^*}{2}$	1,7	4,5	$\frac{10^{**}}{13}$	$\frac{20^{**}}{28}$
частота вращения, об/мин	1420	1420	950	978	980
Изготовитель	Ленинградский завод им. Козлякова		Завод «Труд»	Воронежский завод ГОО и Усольский завод ГО	

* Один двигатель на две камеры.

** В числителе — мощность электродвигателя для флотации разрыхленных [пудры и плотности флотированной руды не более 3 т/м³; в знаменателе — мощность электродвигателя для флотации густой крупнозернистой пудры плотностью флотированной руды более 3 т/м³ и в случае увеличения окружной скорости импеллера.

его динамический напор и направляет в форватор усиленного пульлоотбойником заднего потока, устремленного в шпичкастен.

Перегородка создает условия для спокойного и более полного съема пенного продукта. Она регулируется по высоте в зависимости от пенного слоя.

Применение комплекса регулирующих приспособлений позволяет: гасить вредное бурление пудры в зоне активной минерализации; создавать периферийный поток пудры, устремленный от задней стенки к пеносъему с достаточно большой скоростью;

принудительно транспортировать пену благодаря направленному поперечному потоку и создавать условия для полного съема пенного продукта, образованного в каждой камере;

усиливать перемешивание пудры благодаря периферийной циркуляции. Указанные эффекты интенсифицируют процесс флотации, повышают производительность флотационной машины, повышают извлечение металлов и качество концентратов;

б) благодаря расширению пульпопроводных отверстий увеличена производительность флотационных машин по потоку питания для ФМР-25 — до 6, для ФМР-63 — до 12 м³/мин;

в) введены пружины в выттовую стяжку для натяжения клиновых ремней в приводе импеллера. Это обеспечивает автоматически равномерное натяжение ремней и увеличивает долговечность клиноременной передачи;

г) корпус машины от износа защищен блоками из плиток каменного литья.

Монтаж футеровочных плиток осуществляется по инструкции производства антикоррозийных футеровок из каменного литья на замазке первого каменного завода. Согласно указанной инструкции плитки из каменного литья укладываются в металлический каркас. Поверхность каркаса, подлежащая футерованию, и плитки сушатся и очищаются от органических загрязнений, продуктов коррозии, окалин и т. п. Температура плиток перед футерованием должна быть не ниже 10° С.

При укладке одну плоскость плитки и все ее ребра покрывают замазкой ровным слоем толщиной 7—10 мм, затем плитку кладут на место и прижимают рукой к футеруемой поверхности и к соседним, уже установленным плиткам. Излишнюю выдавливаемую замазку следует снимать с поверхности швов. Применяется замазка следующего состава: порошок из каменного литья 100 весовых частей; натрий кремнефтористый 5—6 весовых частей; жидкое стекло 325—375 г на 1 кг сухой смеси.

Порошок из каменного литья должен состоять из 80% каменного литья и 20% наплавленного базальта.

Кремнефтористый натрий должен быть не ниже второго сорта и содержать Na₂SiF₆ не менее 93%.

Рекомендуется жидкое стекло плотностью 1,42—1,50 с модулем 2,4—3, температура жидкого стекла должна быть не ниже 15° С.

Порошкообразные компоненты замазки смешивают до получения однородного по цвету порошка, затем просеивают через сито 100 отв/см². Подготовленная сухая смесь смешивается с жидким стеклом и доводится до тестообразного состояния. Приготовленная замазка быстро схватывается, поэтому ее следует готовить в небольших количествах для расходования в течение 20—25 мин. Футеровка сушится в течение двух суток.

Для антикоррозийной защиты внутренних поверхностей флотационных машин применяют эпоксидные смолы. С этой целью производят пескоструйную очистку поверхности металла от ржавчины, затем обезжиривание очищенной поверхности и нанесение пистолетом-распылителем двух слоев состава, компонентами которого являются эпоксидная смола ЭД-6 или ЭД-5, полиэтиленполиамин (10% от веса эпоксидной смолы) и тонко измельченная химически стойкая резина (10—20% от веса эпоксидной смолы). Этот состав перед нанесением растворяется техническим ацетоном до вязкости 20 спз по вискозиметру.

Днища и боковые стенки флотационных камер футеруются стеклоплиткой размерами 150 × 150 × 5 мм (на высоту 300 мм). Плитка приклеивается эпоксидной смолой ЭД-5 или ЭД-6 в смеси с полиэтиленполиамином (10% от веса эпоксидной смолы) и наполнителем (35—45% от веса эпоксидной смолы). Для придания плитке шероховатой поверхности ее с одной стороны подвергают пескоструйной обработке.

Указанный способ защиты на обогатительной фабрике Радольского горнохимического комбината позволил предохранить внутренние поверхности флотационных машин не только от коррозионного разрушения при воздействии серы, сероводорода, триполифосфата натрия, но также от эрозийного износа их.

В табл. 128 приведена техническая характеристика флотационных машин типа ФМР, выпускаемых заводами цветной металлургии.

Ленинградский завод им. Котлякова выпускал до 1969 г. механические флотационные машины, имеющие характеристику, приведенную в табл. 129.

Гипромашобогатением выпущены проекты более совершенных флотационных механических машин ФМР-25С (ФМР-25СЛ) и ФМР-63С (ФМР-63СЛ). Эти машины являются усовершенствованными образцами машин «Механобр-6В», «Механобр-7А», ФМР-25 и ФМР-63. Их конструкция облегчает обслуживание,

Техническая характеристика флотационных машин типа ФМР

Параметры	Марка машины		
	ФМР-10	ФМР-25	ФМР-63
Номинальный объем камеры, м ³	1	3	6
Производительность по потоку пульпы, м ³ /мин	1,5—2,5	3,5—6	7—12
Импеллер:			
диаметр, мм	500	600	750
частота вращения, об/мин	330	280; 320	240; 270
окружная скорость, м/с	8,5	8,8; 10,1	9,4; 10,8
Частота вращения пеногона, об/мин, диаметром, мм:			
700	16	16	16
310	—	—	36
Электродвигатель привода импеллера:			
тип	АО2-51-6	АО2-61-6	АО2-81-8
мощность, кВт	5,5	АО2-62-6	АО2-82-8
частота вращения, об/мин	1000	10; 13	22; 30
Электродвигатель привода пеногона:			
тип	АОЛ2-22-6	АО2-22-6	
мощность, кВт	1,1	0,8; 1,1	
частота вращения, об/мин	1000	4000	
Электродвигатель привода шибера:			
тип	—	АО2-12-6	
мощность, кВт	—	0,6	
частота вращения, об/мин	—	1000	
Масса двухкамерной машины с электродвигателем (без футеровки), кг	2852 *	С мотором 10 кВт — 4710; то же, 13 кВт — 4756	С мотором 22 кВт — 8660; то же, 30 кВт — 8822
Изготовитель	Завод «Труд»	Усольский завод ГО	

* Вес с каменной футеровкой.

Таблица 129

Техническая характеристика флотационных машин ФМР-2 и ФМР-4

Параметры	Марка машины	
	ФМР-2	ФМР-4
Объем камеры, м ³	0,16	0,4
Размеры камеры, мм	500 × 500	700 × 700
Производительность по потоку, м ³ /мин	0,4	0,4
Масса одной камеры, кг	440	440

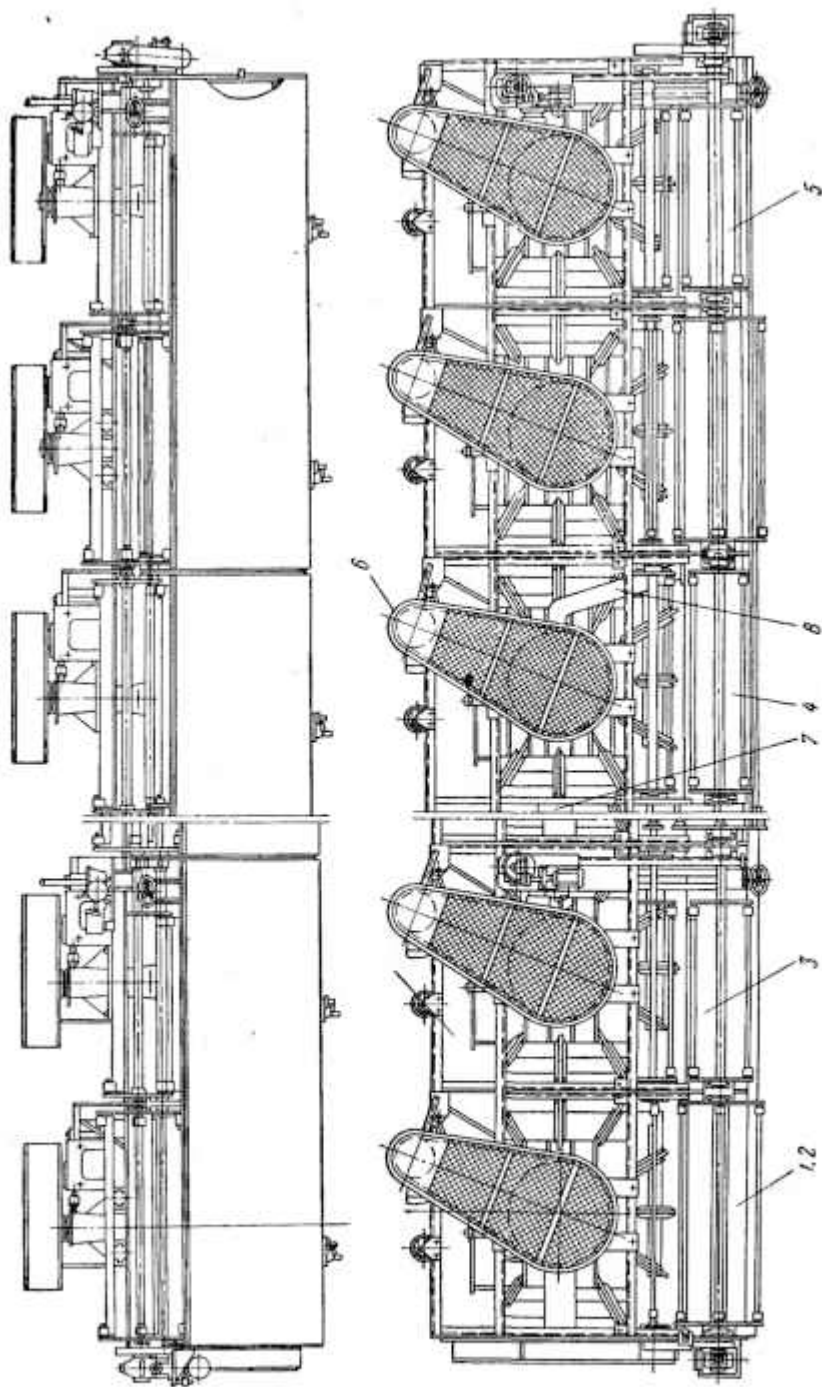


Рис. 22. Флотационная четырехсекционная (восьмикатанная) машина ФМР-63С:
 1 — головная секция с карманом; 2 — головная секция без кармана; 3 — секция с карманом; 4 — секция без кармана; 5 — хвостовая секция;
 6 — привод импеллерного блока; 7 — патрубок; 8 — промпродуктовый трубопровод

повышает надежность и срок эксплуатации. Предусмотрены правое и левое исполнения машины. Она состоит из загрузочного кармана и 1—12 секций (от 1 до 9); последняя секция оборудована разгрузочным карманом.

Многосекционные машины снабжены переливными карманами, назначение которых — поддерживать уровень пульпы в предыдущих камерах. Каждая секция состоит из двух камер, разделенных перегородкой, имеет два блока импеллеров, приводимых во вращение от отдельных электродвигателей, и пеногоны (рис. 22 и 23). Головная секция, а также и хвостовая, которая устанавливается на машине, состоящей из 10 (8) камер и более, имеют привод пеногонов.

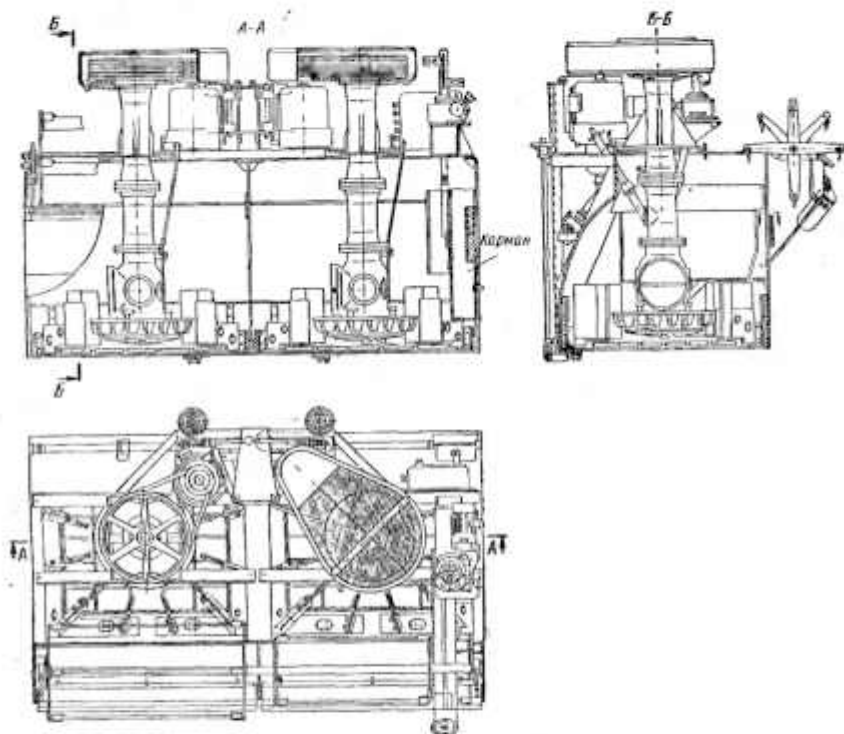


Рис. 23. Секция флотационной машины ФМР-25 с карманом

Переливные и разгрузочный карманы оборудованы шиберами с электроприводом. Задняя стенка секции имеет криволинейную поверхность, создающую направленный поток пенного продукта к передней стенке, откуда он пеногонами удаляется из машины. Вдоль передней стенки секции, на некотором расстоянии от нее, установлена перегородка, отделяющая спокойную зону в камере для отстоя пены.

Питание машины исходной пульпой производится из загрузочного кармана через всасывающий патрубок первого блока-импеллера. Здесь пульпа смешивается с воздухом, засасываемым импеллером. Флотуемая пульпа частично в виде пены всплывает и удаляется из машины пеногонами, большая часть проходит через остальные камеры, где повторяется процесс флотации полезных компонентов. Затем пульпа уходит из машины в виде хвостов. Техническая характеристика флотационных машин ФМР-25С и ФМР-63С приведена в табл. 130.

Техническая характеристика флотационных машин ФМР-25С
и ФМР-63С

Параметры	Марка машины	
	ФМР-25С	ФМР-63С
Номинальный объем камеры, м ³	2,5	6,3
Размеры камеры, мм:		
длина	1750	2200
ширина	1600	2200
глубина	1400	1200
Производительность по пульпе, м ³ /мин	3,5—6	7—12
Имеллер:		
диаметр, мм	600	750
частота вращения, об/мин	280; 320	240; 270
окружная скорость, м/с	8,8; 10,1	9,4; 10,8
Частота вращения пенного диаметром 700 мм, об/мин	16	
Электродвигатель привода имеллера:		
тип	АО2-64-6 АО2-62-6	АО2-84-8 АО2-82-8
мощность, кВт	10; 13 *	22; 30 *
частота вращения, об/мин	970	735
Электродвигатель привода пенного:		
тип	АО2-24-6	
мощность, кВт	0,8	
частота вращения, об/мин	930	
Электродвигатель привода шибера:		
тип	АО2-24-6	АОС-32-4Ф2
мощность, кВт	0,8	1
частота вращения, об/мин	930	1260
Габариты флотационной машины, мм:		
длина (при числе камер n)	3500n + 7104400n + 710	
ширина	2386	3325
высота	2395	2636
Масса флотационной машины, кг:		
головной секции с карманом (2 камеры) с электродвигателем	5180	8660
головной секции без кармана (2 камеры)	4730	8210
секции с карманом (2 камеры)	4850	8185
секции без кармана (2 камеры)	4400	7635
хвостовой секции (2 камеры)	5110	8285
Изготовитель	Днепропетровский завод горношахтного оборудо- вания	

Примечание. Электродвигатели 13 и 30 кВт устанавливаются при работе флотационной машины на материале крупностью 70% — 0,075 мм, плотностью более 2,8 г/см³ и содержанием в пульпе 40—60% твердого.

§ 27. ФЛОТАЦИОННЫЕ МАШИНЫ НОВЫХ КОНСТРУКЦИЙ

Пневмомеханические флотационные машины ФПМ-ГМО-1,2 и ФПМ-ГМО-1,6

Пневмомеханические машины флотационные ФПМ-ГМО-1,2 и ФПМ-ГМО-1,6 с объемом камер соответственно 1,2 и 1,6 м³ предназначены для обогащения руд цветных металлов методом пенной флотации; применяются в различных

исполнениях (правые и левые, с пеногонами и без пеногонов, с глубокой механической камерой) в основной, контрольной и перемышечной операциях.

Конструкция предусматривает сборку флотомашин из двухкамерных прямо-точных секций с глубиной камер 760 мм. Компоновать секции можно на одном уровне, каскадно и с глубокой механической камерой. Конструкция двухкамерных секций предусматривает установку пеногонов двухлопастного типа для машин ФПМ-ГМО-1,6 или пеногона с качающимися лопастями для машин ФПМ-ГМО-1,2.

В первой камере двухкамерной секции флотационной машины можно устанавливать блок механического импеллера (при отсутствии гидростатического напора пульпы на входе в машину), выполняющий роль аэратора и насоса.

Принудительная подача воздуха в пневмомеханические блоки осуществляется от общего коллектора, расположенного вдоль всей машины, через систему воздухопроводов, корпус шпинделя и полый вал, на нижнем конце которого крепится аэратор пальцевого типа. Количество подаваемого воздуха регулируется на каждой камере запорным вентилем. Управление запорными вентилями выведено на лицевую сторону машин.

Конструкция междукламерных перегородок со съёмными листами позволяет осуществлять технологические процессы с противотоком пенного продукта. В табл. 131 приведена техническая характеристика флотационной машины ФПМ-ГМО-1,2.

Таблица 131

Техническая характеристика флотомашин ФПМ-ГМО-1,2

Параметры	Показатели
Номинальный объем камеры, м ³	1,2
Глубина камеры, мм	760
Пропускная способность по потоку, м ³ /мин	До 4
Содержание твердого в пульпе, %	До 50
Установочная мощность электродвигателя привода импеллера, кВт:	
механического блока (в знаменателе для камеры глубиной 1200 мм)	$\frac{5,5}{10}$
пневмомеханического блока	5,5
Габариты двухкамерной секции, мм:	
длина	2450
ширина	1650
высота	2460

С 1969 г. флотационную машину ФПМ-ГМО-1,6 серийно выпускает Днепропетровский завод горношахтного оборудования. Серийный выпуск флотационных машин ФПМ-ГМО-1,2 начал с 1971 г. на Дарасунском заводе горного оборудования.

Конструкция пневмомеханической флотационной машины типа ФПМ-ГМО имеет следующие особенности:

возможность различной компоновки по числу и расположению камер в технологической цепи в зависимости от степени сложности схемы и способа загрузки пенного продукта;

прямоточное, беспрепятственное движение пульпы вдоль машины;

принудительная подача воздуха от внешнего источника;

покамерная регулировка количества подаваемого воздуха;

равномерное распределение воздуха по всему объему камеры, обеспечивающее высокую степень аэрации пульпы.

Пневмомеханическая флотационная машина ФПМ-ГМО-1,6 выпускается в различных исполнениях и схемах сборок, указанных в табл. 132 и на рис. 24.

Схемы сборки флотационных машин ФПМ-ГМО-1,6

Марка машины	Тип машины	Схема сборки	Число камер	Примечание
ФПМ-ГМО-1,6 или ФПМ-ГМО-1,6Л	Флотационная пневмомеханическая без пеногонов правого (левого) исполнения	I	2	При отсутствии гидростатического напора пульпы на входе и удалении пенного продукта самотеком
		II	4	
		III	6	
		IV	8	
		V	10	
		VI	2	При наличии гидростатического напора пульпы и удалении пенного продукта самотеком
		VII	4	
		VIII	6	
ФПМ-ГМО-1,6П или ФПМ-ГМО-1,6ПЛ	Флотационная пневмомеханическая с пеногонами правого (левого) исполнения	I	2	При отсутствии гидростатического напора пульпы и удалении пенного продукта пеногонами
		II	4	
		III	6	
		IV	8	
		V	10	
		VI	2	При наличии гидростатического напора пульпы и удалении пенного продукта пеногонами
		VII	4	
		VIII	6	
ФПМ-ГМО-1,6К или ФПМ-ГМО-1,6КЛ	Флотационная пневмомеханическая каскадная без пеногонов правого (левого) исполнения	I	2	При каскадном расположении камер и удалении пенного продукта самотеком
		II	4	
		III	6	
ФПМ-ГМО-1,6КП или ФПМ-ГМО-1,6КПЛ	Флотационная каскадная с пеногонами правого (левого) исполнения	I	2	При каскадном расположении камер и удалении пенного продукта пеногонами
		II	4	
		III	6	
ФПМ-ГМО-1,6Г или ФПМ-ГМО-1,6ГЛ	Флотационная пневмомеханическая с глубокой механической камерой без пеногонов правого (левого) исполнения	I	1 + 2	При удалении пенного продукта самотеком в сложных схемах флотации
		II	1 + 4	
		III	1 + 6	
		IV	1 + 8	
ФПМ-ГМО-1,6ГП или ФПМ-ГМО-1,6ГПЛ	Флотационная с глубокой механической камерой и пеногонами правого (левого) исполнения	I	1 + 2	При удалении пенного продукта пеногонами в сложных схемах флотации
		II	1 + 4	
		III	1 + 6	
		IV	1 + 8	

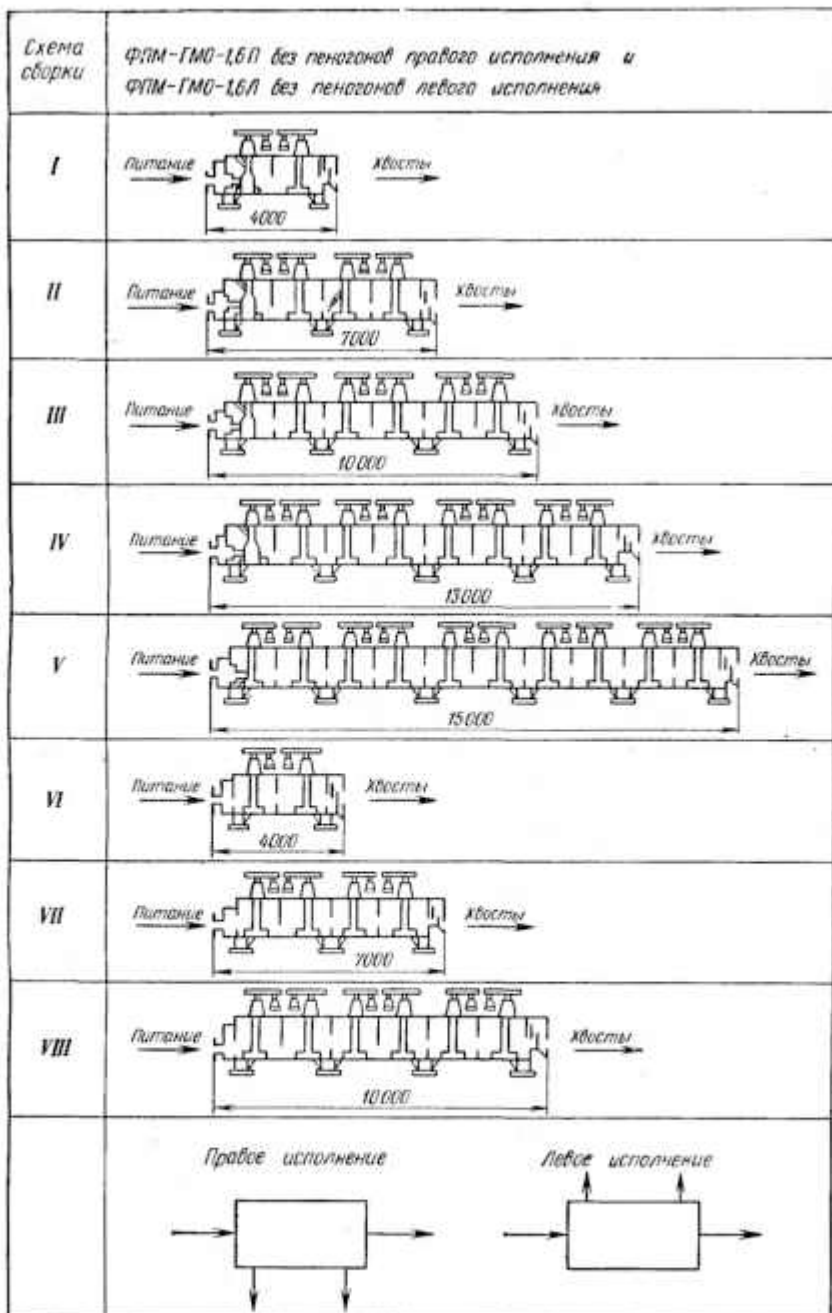
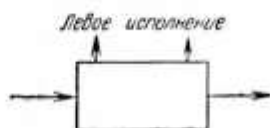
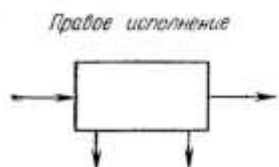
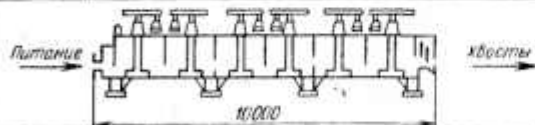
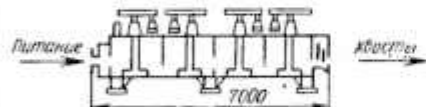
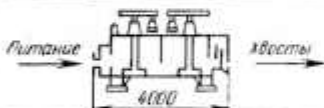
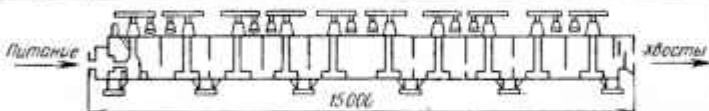
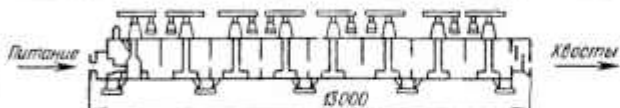
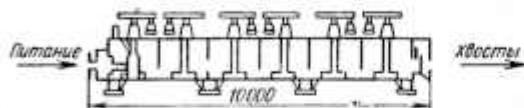
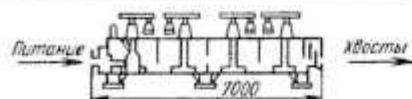
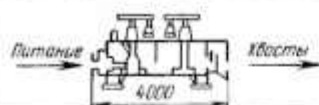
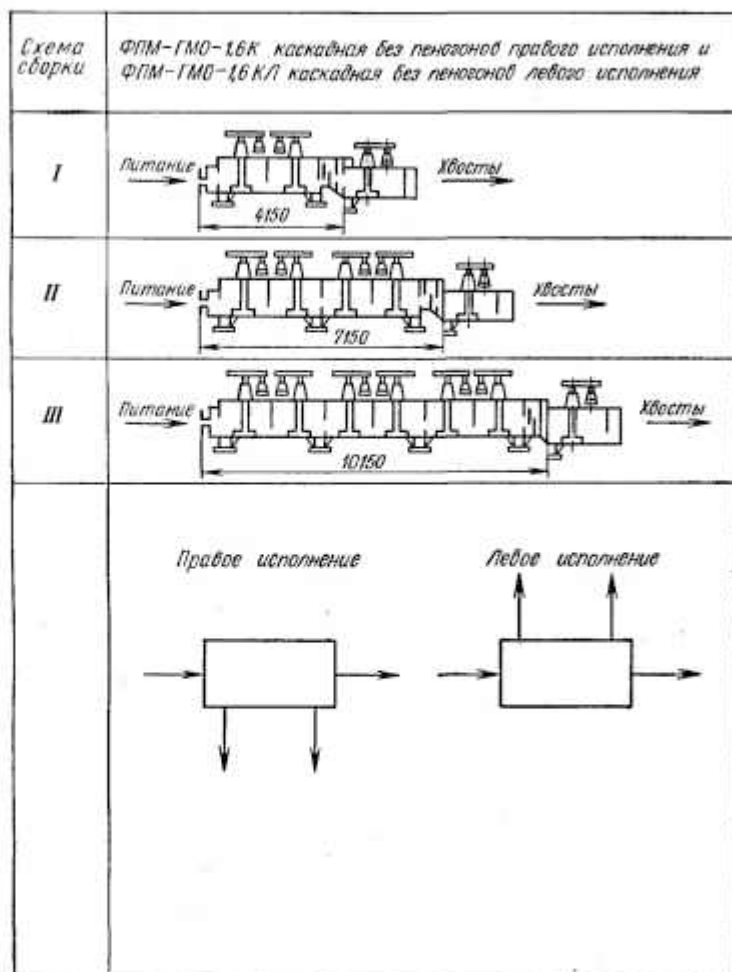


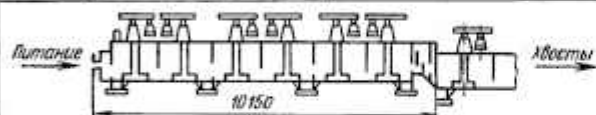
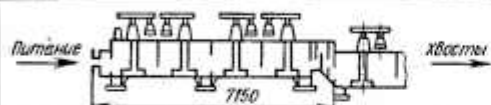
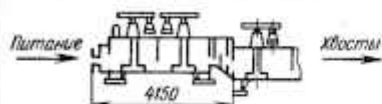
Рис.

ФПМ-ГМО-1БП с пеногоном правого исполнения и
 ФПМ-ГМО-1БПП с пеногоном левого исполнения

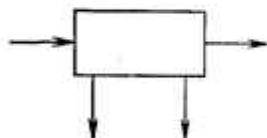




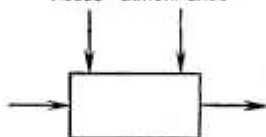
ФПМ-ГМО-1,6КП каскадная с пеногонном правого исполнения и
ФПМ-ГМО-1,6КПЛ каскадная с пеногонном левого исполнения



Правое исполнение



Левое исполнение



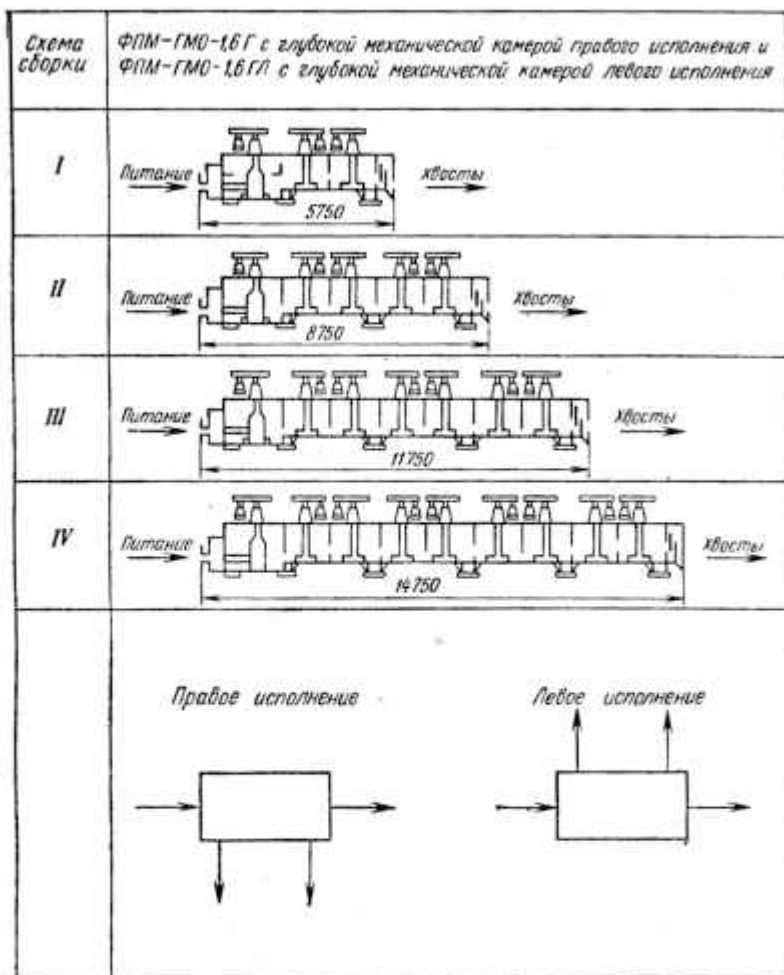
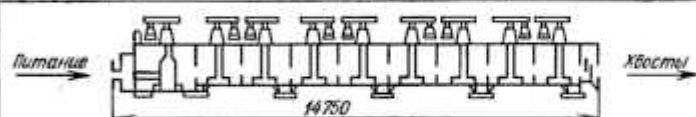
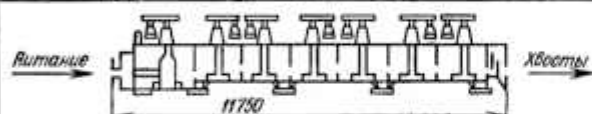
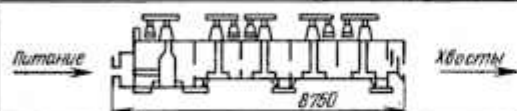
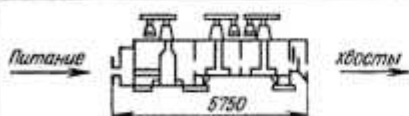
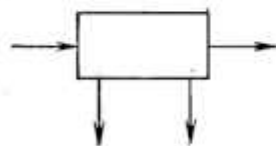


Рис. 24. Схемы сборки фазы

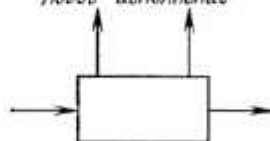
ФПМ-ГМО-1,6 ГП с глубокой механической камерой и пеногонном правого исполнения и ФПМ-ГМО-1,6 ГП/Л с глубокой механической камерой и пеногонном левого исполнения



Правое исполнение



Левое исполнение



цеховых машин ФПМ-ГМО-1,6

Техническая характеристика пневмомеханических флотационных машин ФПМ-ГМО-1,6 различного исполнения (см. рис. 24, табл. 132)

Параметры	Марка машины					
	ФПМ-ГМО-1,6 ФПМ-ГМО-1,6П	ФПМ-ГМО-1,6П ФПМ-ГМО-1,6ПД	ФПМ-ГМО-1,6К ФПМ-ГМО-1,6КД	ФПМ-ГМО-1,6КП ФПМ-ГМО-1,6КПД	ФПМ-ГМО-1,6К ФПМ-ГМО-1,6КД	ФПМ-ГМО-1,6ПД ФПМ-ГМО-1,6ПД
Полезный объем камеры, м ³ :						
механической	1,6	1,6	1,6	1,6	2,5	2,5
пневмомеханической	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6
Глубина камеры, мм:						
механической	760 *	760 *	—	—	1100	1100
пневмомеханической	760	760	760	760	760	760
Число камер		Четное			Нечетное	
Количество камер в сборе	2—10	2—10	2—6	2—6	3—9	3—9
Производительность по потоку, м ³ /мин	До 5	До 5	До 5	До 5	До 5	До 5
Содержание твердого в исходном питании, не более, %	50	50	50	50	50	50
Крупность флотируемого материала, мм			0,042—0,43			
Давление воздуха на входе в коллектор, мм вод. ст.	1200	1200	1200	1200	1200	1200
Расход воздуха на одну камеру, м ³ /мин	1,6—2,1	1,6—2,1	1,6—2,1	1,6—2,1	1,6—2,1	1,6—2,1
Диаметр импеллера, мм:						
механического блока	600 *	600 *	—	—	600	600
пневмомеханического блока	680	680	680	680	680	680
Окружная скорость импеллера, м/с:						
механического	8,8 *	8,8 *	—	—	8,8	8,8
пневмомеханического	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5
Установочная мощность электродвигателя, кВт:						
механического блока	5,5 *	5,5 *	—	—	10	10
пневмомеханического блока	5,5	5,5	5,5	5,5	5,5	5,5
регулятора уровня пенногого	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
пенногого	—	0,8	—	0,8	—	0,8
Величина каскадного перепада, мм	—	—	300	300	—	—

* Для схем I, II, III, IV, V (см. табл. 132).

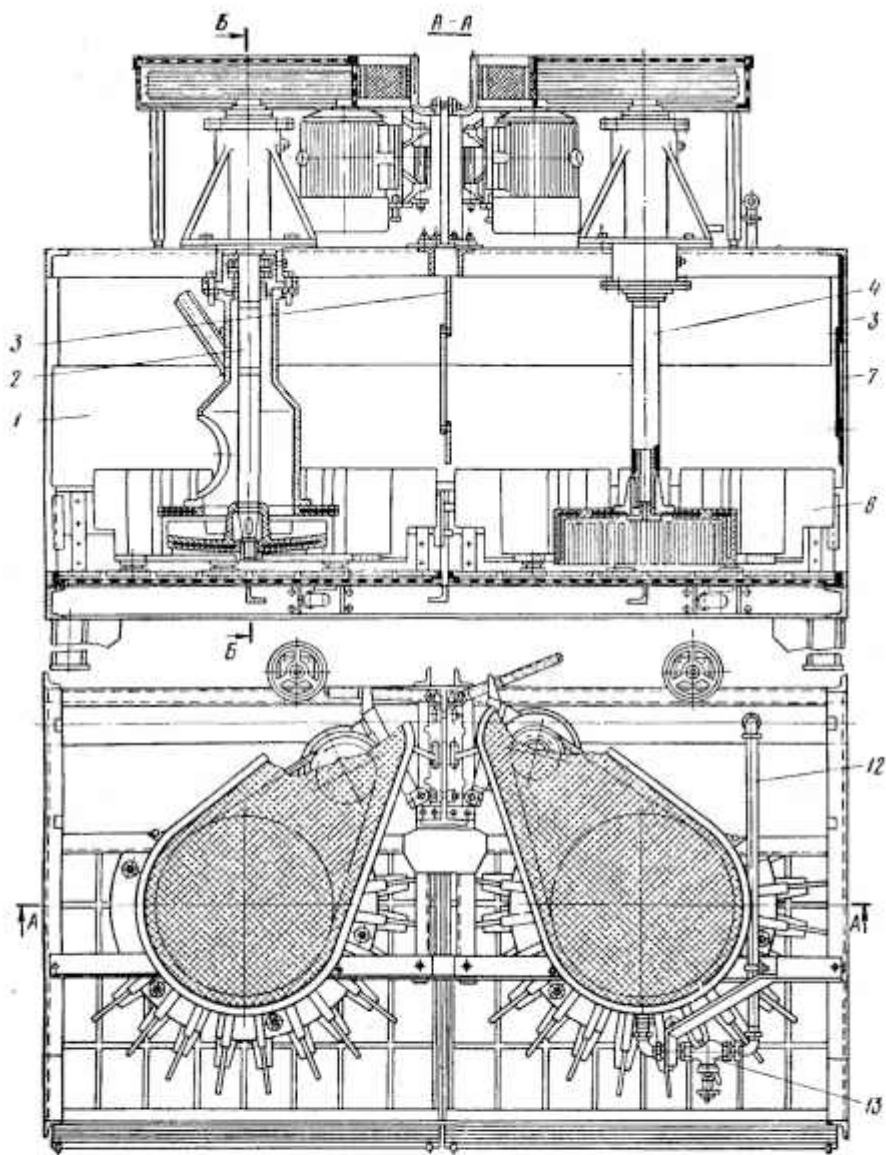
Параметры	Марка машины					
	ФПМ-ГМО-1,6 ФПМ-ГМО-1,6Л	ФПМ-ГМО-1,6П ФПМ-ГМО-1,6ПЛ	ФПМ-ГМО-1,6К ФПМ-ГМО-1,6КЛ	ФПМ-ГМО-1,6КП ФПМ-ГМО-1,6КПЛ	ФПМ-ГМО-1,6К ФПМ-ГМО-1,6КЛ	ФПМ-ГМО-1,6КП ФПМ-ГМО-1,6КПЛ
Габариты, мм:						
загрузочный карман:						
ширина	500	500	500	500	500	500
высота	1380	1380	1380	1380	1380	1380
длина	1740	1740	1740	1740	1740	1740
двухкамерная секция						
ширина	1875	1875	1875	1875	1875	1875
высота	2460	2460	2460	2460	2460	2460
длина	3000	3000	3000	3000	3000	3000
разгрузочный карман						
ширина			500			
высота			2070			
длина			1970			
глубокая механическая камера						
ширина	—	—	—	—	—	1740
высота	—	—	—	—	—	2485
длина	—	—	—	—	—	1750
коробка каскадного перехода						
ширина	—	—	150	—	—	—
высота	—	—	1470	—	—	—
длина	—	—	1740	—	—	—
Транспортная масса, кг:						
загрузочного кармана			330			
комбинированной секции	3807		—	—	—	—
пневмомеханической секции			3693			
глубокой механической камеры	—	—	—	—	—	230
разгрузочного кармана			570			
коробки каскадного перехода	—	—	145	—	—	—

Компоновка многокамерных машин, не предусмотренных схемами (см. рис. 24), осуществляется комбинированием соответствующих схем.

Техническая характеристика пневмомеханических флотационных машин ФПМ-ГМО-1,6 различного исполнения приведена в табл. 133.

Пульпа подводится в машину через загрузочный карман (рис. 27).

Комбинированная секция флотационной машины ФПМ-ГМО-1,6 (рис. 25), устанавливаемая в простых схемах флотации при отсутствии гидростатического напора пульпы на входе машины, отличается от пневмомеханической секции (рис. 26) использованием в первой камере механического блока импеллера 2,



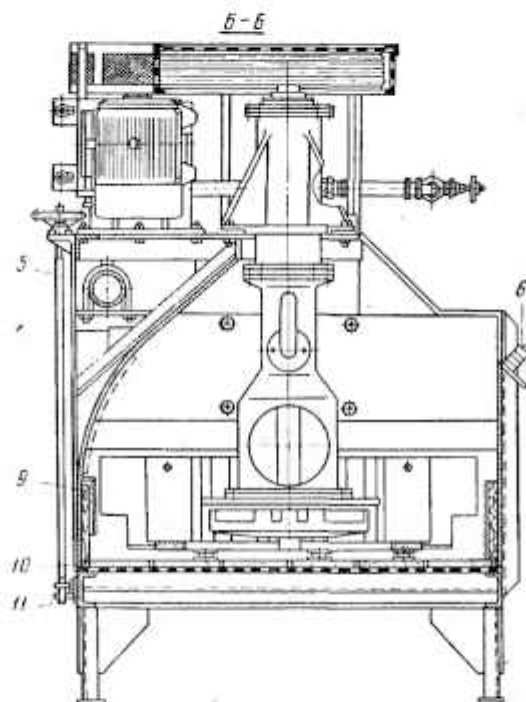
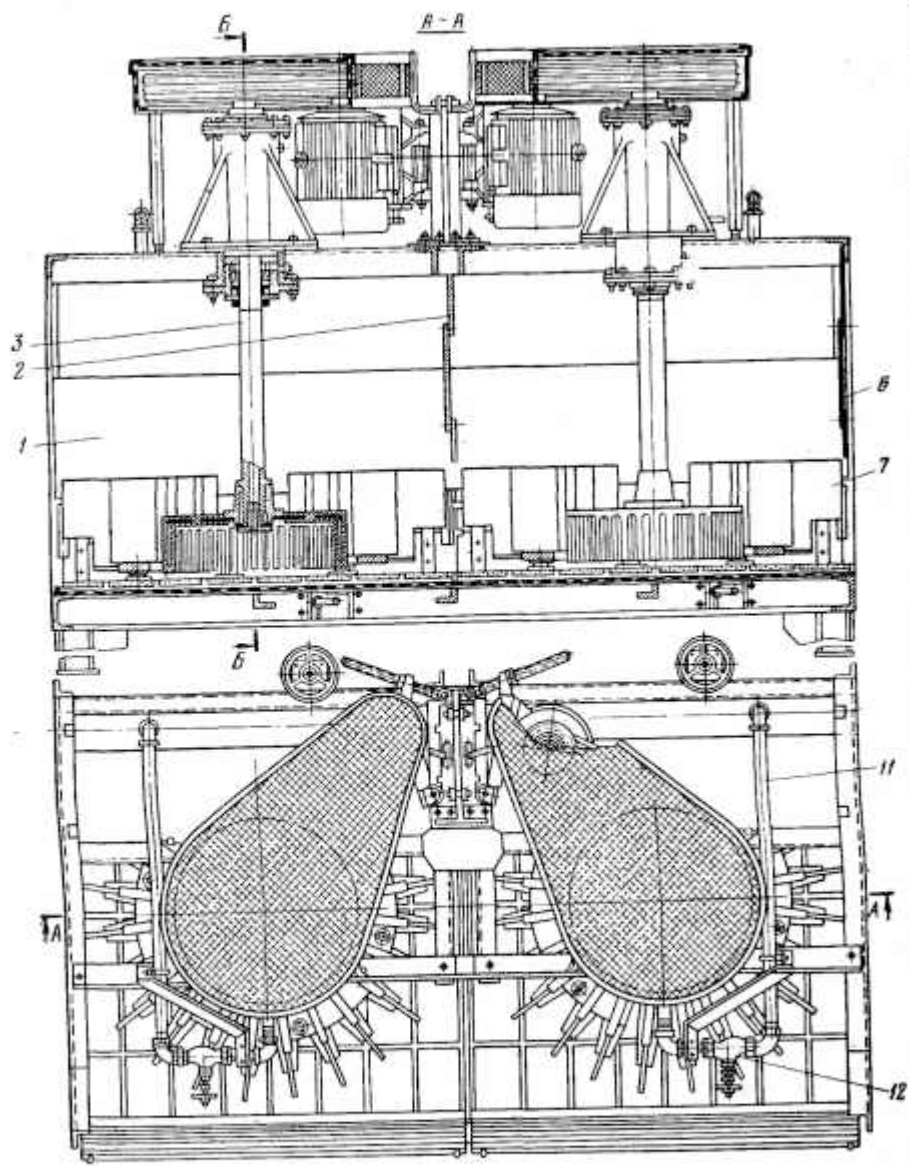


Рис. 25. Комбинированная секция машины ФНМ-ГМО-1,6:
 1 — корпус; 2 — блок механического импеллера; 3 — перегородка; 4 — блок пневмомеханического импеллера;
 5 — коллектор воздушный; 6 — накладка; 7 — съемный лист; 8 — успокоитель; 9 — штифт; 10 — футеровка дна;
 11 — клапан дренажный; 12 — воздухопровод; 13 — вентиль



Б-Б

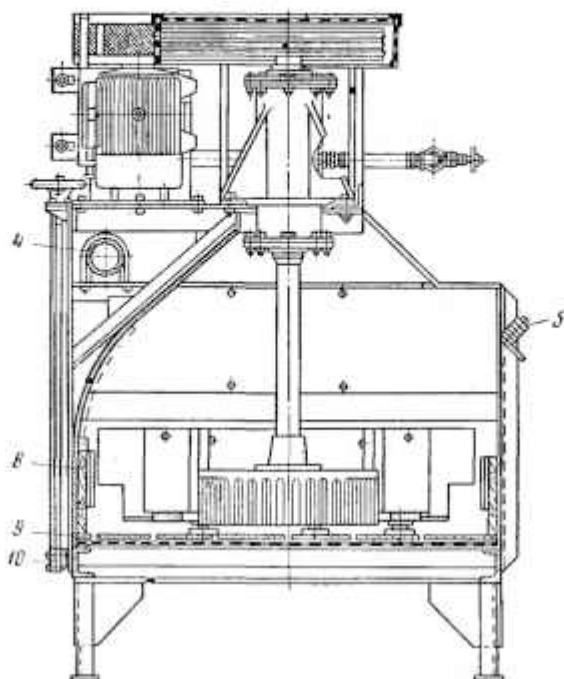


Рис. 26. Пневматическая секция машины ФПМ-ГМО-1,6:
 1 — корпус; 2 — перегородка; 3 — блок пневмомеханического импеллера; 4 — коллектор вседущный; 5 — наплавка; 6 — съёмный лист; 7 — успокоитель; 8 — штифт; 9 — фугеровка днища; 10 — клапан дренажный; 11 — воздухопровод;
 12 — вентиль.

принципиально не отличающегося от механического блока импеллера, устанавливаемого в глубокой механической камере. Крепление и привод механического и пневмомеханического блоков импеллера, футеровок днищ и стенок камер, выпуск пульпы при остановках машины выполнены так же, как в глубокой механической камере.

Корпус комбинированной и пневмомеханической секций разделен на камеры перегородками, одна из которых приваривается с торца секции для разделения камер стыкуемых секций. Перегородки по всей ширине секции имеют окна, закрываемые съемными листами, снятие которых позволяет осуществлять технологические схемы обогащения с противотоком пенного продукта вдоль машины. Высота пенного порога регулируется деревянными съемными накладками.

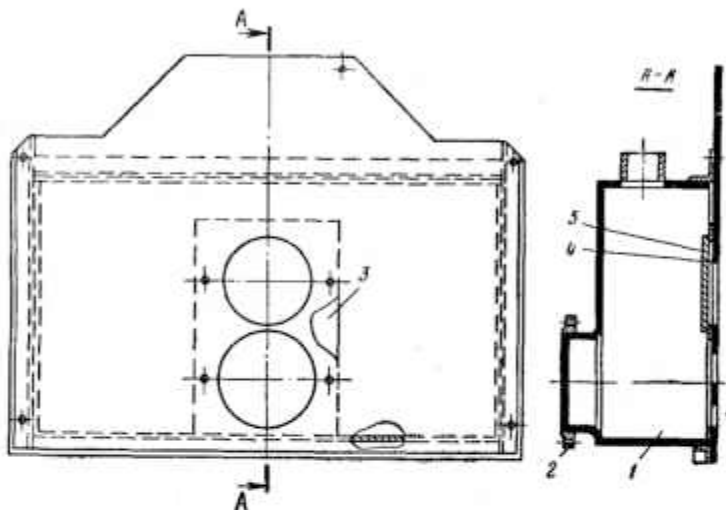


Рис. 27. Загрузочный карман камеры машины ФПМ-ГМО-1,6:

1 — корпус; 2 — фланец; 3 — фланец с двумя отверстиями; 4 — заглушка; 5 — прокладка

Воздух в пневмомеханический блок импеллера поступает из общего коллектора через подводящий воздухопровод.

На подводящем воздухопроводе, выведенном на лицевую сторону секции, установлен вентиль для регулировки количества подаваемого воздуха. Наличие гибкого рукава в подводящем воздухопроводе позволяет производить регулировку зазора между днищем камеры и пальцами импеллера, а также центровку импеллера относительно статора (успокоителя) без отсоединения воздухопровода от пневмомеханического блока импеллера.

Зазор между пальцами импеллера и днищем камеры регулируется с помощью отжимных болтов и набора прокладок.

Блок пневмомеханического импеллера (рис. 28) состоит из невращающейся и вращающейся частей. Невращающаяся часть имеет корпус шпинделя, внутри которого установлены два стакана для конических подшипников: верхний и нижний. Оба стакана имеют двусторонние уплотнения; лабиринтные уплотнения защищают подшипники от попадания влаги и воздуха из внутренней полости корпуса шпинделя и манжетные уплотнения защищают подшипники от вытекания смазки и попадания грязи и пыли снаружи. Кроме того, для более надежной защиты от попадания смазки в пульпу, с наружной стороны нижнего стакана, на валу устанавливается дополнительное лабиринтное кольцо.

Внутренняя полость корпуса шпинделя является воздушной коробкой, из которой через радиальные отверстия полого вала воздух подается в под-импеллерную зону пальцевого импеллера. Вращающаяся часть состоит из полого вала с коническими подшипниками. На верхнем конце вала закреплен клиноременный шкив, а на нижнем крепится пальцевый импеллер в гуммированном исполнении. На верхнем конце полого вала со стороны шкива имеется пробка для прочистки внутренней полости вала при зашламовывании.

Для удаления из внутренней полости корпуса шпинделя скопившейся влаги в нижней его части имеется пробка, которая при необходимости может быть заменена продувочным краником.

Конструкция корпуса секции предусматривает возможность установки, в случае технологической необходимости, двухлопастного головного или промежуточного пеногона.

Разгрузочный карман (рис. 29) имеет корпус сварной конструкции. Внутри на передней и задней стенках приварены по два угольника, между которыми устанавливается внутрикарманная перегородка с шибром регулятора уровня пыли и центральным песковым шибром. Направляющие для шибров выполнены самоочищающимися.

Боковая стенка кармана имеет фланец с двумя отверстиями, одно из которых закрывается заглушкой. Наличие фланца с двумя отверстиями дает возможность присоединить всасывающий патрубок механического блока импеллера глубокой механической камеры или комбинированной секции без установки разгрузочного кармана.

Переделка разгрузочного кармана с правого на левый и наоборот осуществляется без применения дополнительных деталей перестановкой внутрикарманной перегородки и привода регулятора уровня пыли. В верхней части кармана крепится на специальной раме привод регулятора уровня пыли, состоящий из электродвигателя и червячного редуктора.

Коробка каскадного перехода устанавливается в машинах с каскадным расположением камер и обеспечивает перепад между разгрузочным карманом предыдущей сборки и камерами последующих сборок, равный 300 мм. Корпус

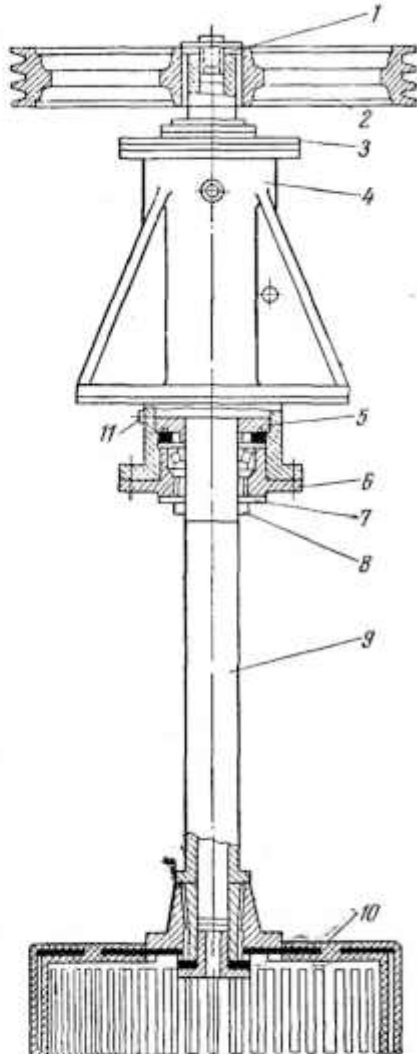


Рис. 28. Блок пневмомеханического импеллера машины ФПМ-ГМО-1,6:

1 — пробка; 2 — шкив; 3 — станин верхний; 4 — корпус шпинделя; 5 — лабиринтное уплотнение; 6 — станин нижний; 7 — втулочное уплотнение; 8 — кольцо лабиринтное; 9 — полый вал; 10 — пальцевый импеллер; 11 — пробка

коробки каскадного перехода сварной конструкции, на нем с помощью хомута закреплен переходной воздушный коллектор.

На рис. 30 показана флотационная машина ФПМ-ГМО-1,6 в сборке с глубокой механической камерой.

Процесс обогащения на флотационной пневмомеханической машине типа ФПМ-ГМО осуществляется следующим образом. Исходная руда в виде пульпы поступает в загрузочный карман, откуда благодаря гидростатическому напору пульпы на входе (для машин без механического блока импеллера) или засасыванию через всасывающий патрубок механического блока импеллера (для машин с механическим блоком импеллера) поток пульпы проходит через камеры с блоками пневмомеханического импеллера.

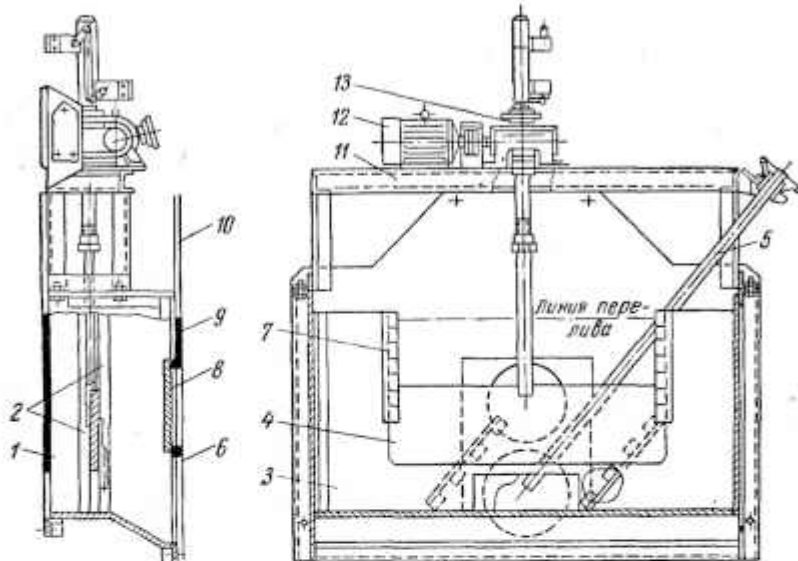


Рис. 29. Разгрузочный карман машины ФПМ-ГМО-1,6:

1 — корпус; 2 — угольник; 3 — перегородка; 4 — шибер регулятора уровня пульпы; 5 — шибер песочный; 6 — фланец; 7 — направляющие; 8 — прокладка; 9 — заглушка; 10 — стенка боксала; 11 — рама привода; 12 — электродвигатель; 13 — редуктор червячный

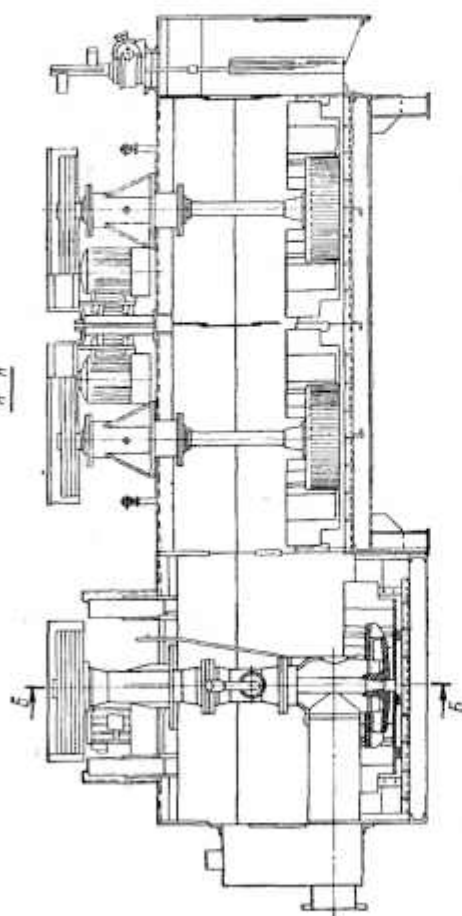
В механическом блоке импеллера в нижней части трубы статора создается разрежение, благодаря которому атмосферный воздух поступает через воздушную всасывающую трубу и трубу статора к импеллеру. Вращающийся импеллер осуществляет перемешивание и аэрацию пульпы в камере.

В пневмомеханическом блоке импеллера воздух принудительно поступает через полый вал под пальцевый импеллер, где интенсивно диспергируется и перемешивается с пульпой, создавая высокую аэрацию пульпы. К всплывающим пузырькам воздуха при содействии реагентов прилипают подлежащие извлечению частицы минералов, находящихся в пульпе. Поднявшиеся к поверхности пульпы воздушные пузырьки образуют слой пены, который удаляется из камер через сливной порог в пенный желоб. Удаление пены осуществляется самотеком (для машин без пеногонов) или двухлопастным пеногоном (для машин с пеногонами).

Уровень пульпы в машине регулируется шибером регулятора уровня, установленного в разгрузочном кармане, высота сливного порога — установкой планок, а количество воздуха, подводимого в подимпеллерную зону пневмомеханического блока, — запорными вентилями.

Механические и гидравлические характеристики флотационных машин ФПМ-ГМО-1,2 и ФПМ-ГМО-1,6 обеспечивают по сравнению с механическими

A-A



B-B

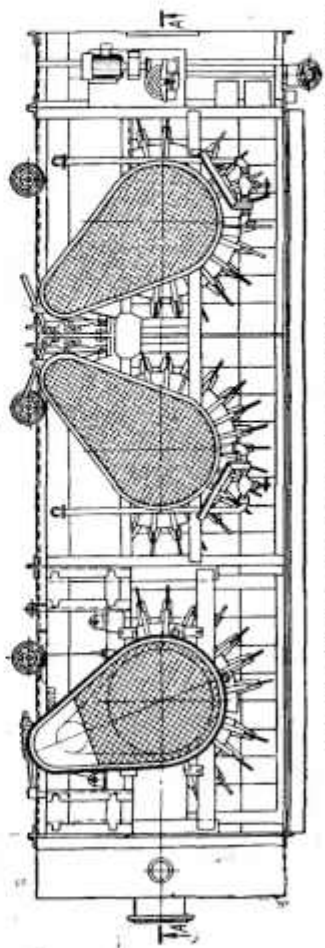
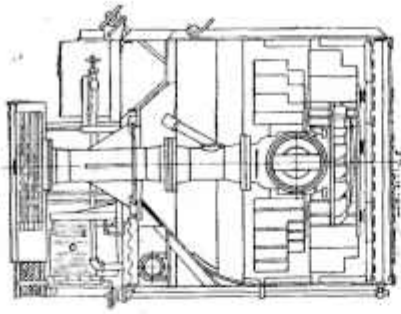


Рис. 30. Флюотационная машина ФПМ-ГМО-1,6 в сборе с габаритной механической камерой

флотационными машинами меньшую мощность и больший срок службы всех подверженных износу частей. Основные узлы флотационных машин унифицированы. Сборка узлов не требует жестких допусков и частой регулировки для компенсации износа. В отличие от импеллеров механических машин, где износ импеллера обуславливает увеличение зазора между статором и импеллером, а следовательно, и снижение производительности по потоку, уменьшение количества засасываемого воздуха, аэрационной способности импеллера и увеличение мощности, износ пальцевого аэратора не оказывает отрицательного влияния на эффективность и стабильность работы флотационных машин ФПМ-ГМО-1,2 и ФПМ-ГМО-1,6.

Флотационная машина ФПМ-ГМО-1,2 прошла промышленные испытания на обогатительной фабрике Карабаевского ГМК, а ФПМ-ГМО-1,6 — Среднеуральского медно-плавильного завода.

Применение пневмомеханических машин вместо механических на рудах с простыми схемами флотации позволяет сократить фронт флотации до 40%, снизить энергозатраты, без учета централизованной подачи воздуха, в 1,5—1,8 раза, что соответствует снижению на 26—30% удельной энергоёмкости одной камеры на 1 м³/мин пульпы.

Результаты сравнительных испытаний флотационных машин приведены в табл. 134.

Таблица 134

Результаты сравнительных испытаний флотационных машин ФПМ-ГМО-1,2 и ФПМ-ГМО-1,6

Показатели	Марка машины	
	ФПМ-ГМО-1,2	ФПМ-ГМО-1,6
Рост извлечения в концентрат, %	18,21	$\frac{9,67}{6,68}$
Уменьшение содержания полезного минерала в хвостах основной флотации, %	6,37	$\frac{0,49}{0,185}$

Примечание. В числителе приведены результаты испытаний на руде Учалинского месторождения, в знаменателе — на рудах Дегтярского месторождения.

Испытания проводились в следующих условиях:

ФПМ-ГМО-1,2 по сравнению с механической машиной типа «Фаренголд» с аэратором «Механобр-5В» — в цикле основной цинковой флотации (в 8 камерах);

машины ФПМ-ГМО-1,6 по сравнению с механической машиной «Механобр-6В» — в цикле основной флотации медных руд Дегтярского и Учалинского месторождений (в 16 камерах).

У пневмомеханических флотационных машин института Механобр главной особенностью является конструкция аэратора, поддерживающего твердые частицы пульпы во взвешенном состоянии и обеспечивающего диспергацию воздуха, поступающего в аэратор от воздуходувки по поперечному валу под давлением 0,15 кгс/см² (рис. 31). Другая особенность машины — ее прямоточность.

Преимущества машины: простота конструкции аэратора, большие межремонтные периоды работы.

Пневмомеханическая флотационная машина отличается от применяемых в промышленности механических машин меньшими расходами энергии (на 40%), весом (на 30—40%) и эксплуатационными расходами (на 25%).

Промышленные образцы пневмомеханических флотационных машин испытывались на Балхашской и Среднеуральской обогатительных фабриках.

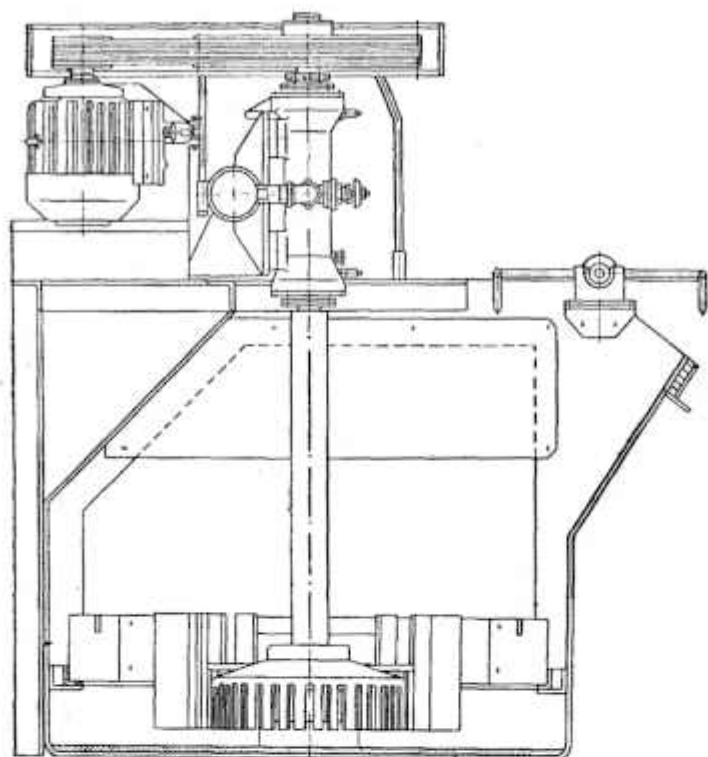


Рис. 31. Флотационная пневмомеханическая машина ФПЗ-63

Таблица 135

Техническая характеристика пневмомеханических машин
конструкции института Механобр

Параметры	Марка машин			
	ФПР-10	ФПР-16	ФПР-40	ФПР-63
Объем камеры, м ³	1,0 1,6 Полеванный		3,2	6,0 Геометрический
Размеры камеры, мм:				
длина	1300	1600	1600	2200
ширина	1300	1600	1750	2200
глубина	760		1100	1200
Производительность по потоку, м ³ /мин	До 3,0	До 6,0	До 6,0	До 12
Импеллер:				
диаметр, мм	680		600; 750	750; 800
окружная скорость, м/с	6,3—7,5			9,4
Мощность электродвигателя, квт	10	13	7,5	22
	на две камеры			

Пневмомеханические флотационные машины внедряются на многих обогатительных фабриках, в частности на Джезказганской, Сибайской, Зырянской, Тырш-Аузской и др. Техническая характеристика пневмомеханических флотационных машин приведена в табл. 135.

Аэролифтные флотационные машины

Аэролифтная флотационная машина АФМ-2,5 создана институтом Механобр и предназначена для флотации мономинеральных полезных ископаемых (медных, свинцовых, железных руд, апатита, серы и др.) при крупности питания 90% класса $-0,3$ мм (рис. 32).

Перемешивание и аэрация в машине осуществляются аэролифтом (воздушным подъемником). Отличительными особенностями данной конструкции по сравнению с ранее применявшимися являются:

повышенная производительность аэролифта, что обеспечивает лучшее перемешивание и аэрацию пульпы (коэффициент использования воздуха увеличен с 10 до 25%);

внешний подвод воздуха к аэролифту с двух сторон щелевыми аэраторами, позволяющий производить двустороннюю регулировку воздуха по отсекам машины и снижающий износ воздухоподводящей системы;

выдача воздуха через щель, образованную резиной и металлом, что исключает забиваемость воздухопроводящей системы и обеспечивает легкий пуск машины после остановки.

Машина комплектуется из отдельных секций, длиной 3 м каждая. Простота конструкции, отсутствие вращающихся и движущихся частей позволяют сократить объем ремонтных работ на 70—80%.

Аэролифтная машина АФМ-2,5, разработанная институтом Механобр и изготовленная Воронежским заводом горно-обогатительного оборудования в 1968 г.,

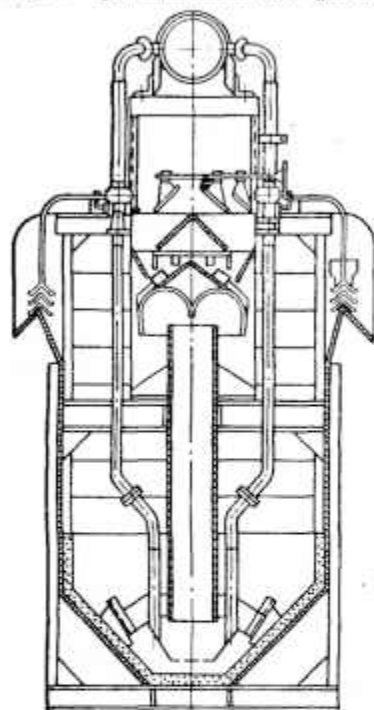


Рис. 32. Аэролифтная флотационная машина

Таблица 136

Техническая характеристика аэролифтных машин конструкции института Механобр

Параметры	Марка машины	
	АФМ-2,5	АФМ-1,25
Геометрический объем 1 м ванны машины, м ³	2,5	1,25
Производительность по потоку, м ³ /мин	5—10	2,5—5,0
Расход воздуха на 1 м машины, м ³ /мин	7—10	7—10
Давление нагнетаемого воздуха (избыточное), кгс/см ²	0,25—0,30	0,25—0,30
Число отсеков в секции корпуса	2	2
Установочная мощность (расчетная) на 1 м ³ геометрического объема машины, кВт	2,2—3,2	4,5—6,4
Масса одной секции, кг	3600	2600

проходила промышленные испытания на новой Кафавской обогатительной фабрике и сдана в эксплуатацию.

Техническая характеристика аэрофлотных машин приведена в табл. 136.

Флотационная машина с кипящим слоем ФКМ-63

Гипромашобогатение совместно с институтом горно-химического сырья разработал флотационную машину с кипящим слоем ФКМ-63, предназначенную для переработки руд, горнохимического сырья обычной флотационной крупности в циклах основной, пересчетной и контрольной флотации.

На рис. 33 показана флотационная машина с кипящим слоем ФКМ-63. Решетка 6 предназначена для создания кипящего слоя и гашения турбулентности потоков, создаваемых импеллером, что способствует созданию спокойной

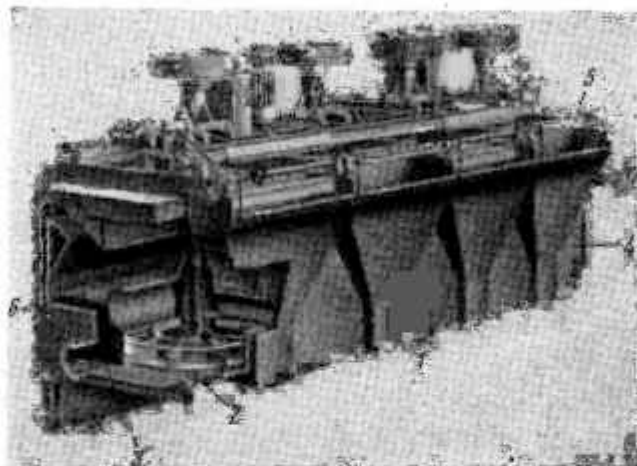


Рис. 33. Флотационная машина с кипящим слоем ФКМ-63:
1 — корпус; 2 — блок импеллера; 3 — загрузочный карман;
4 — разгрузочный карман; 5 — пеногон; 6 — решетка; 7 —
сходящий желоб

зоны пенообразования и увеличению скорости флотации. Флотационная машина ФКМ-63 комплектуется из двухкамерных блоков.

На передней стенке флотокамеры имеется сходящийся желоб 7, соединяющий зону отстойника с зоной импеллера и служащий для рециркуляции пульпы из подпенного слоя. Для выпуска пульпы в каждой камере имеются дренажные клапаны. Днище и боковые стенки камер в подрешетной зоне футерованы. Регулировка уровня пульпы в машине осуществляется шибером, установленным в выпускном кармане. Узлы и детали флотационной машины ФКМ-63 одинаковые с машиной ФМР-63С. Машина поставляется с пеногонами и без них. Техническая характеристика машины приведена в табл. 137.

Промышленные испытания машины ФКМ-63 проводились в 1970 г. в цикле основной сильвиновой флотации III секции флотационной фабрики Березниковского калийного комбината (БКК-1). Были достигнуты показатели, приведенные в табл. 138.

Удельная производительность флотационной машины ФКМ-63 выше в 2,5 раза, а удельная энергоемкость в 2,5 раза ниже, чем у машины «Механобр-7А». Мощность, потребляемая электродвигателем импеллера при флотации указанного материала, составляет 24 квт. Установлено, что флотационная

Техническая характеристика флотационной машины ФКМ-63

Параметры	Показатели
Объем флотационной камеры, м ³	6,3
Производительность по твердому, т/ч	130
Содержание твердого в пульпе, %	До 40
Кружность флотируемого материала, мм	-0,05 +1
Мощность электродвигателя привода импеллера, квт	До 30
Габариты четырехкамерной секции, мм:	
длина	9905
ширина	2950
высота	3200
Масса флотационной машины, кг	18 170

Таблица 138

Результаты сравнительных испытаний флотационных машин «Механобр-7А» и ФКМ-63

Показатели	«Механобр-7А» восьмикамерная	ФКМ-6 четырекамерная
Плотность, Ж : Т:		
питание основной флотации	1,8	1,5
обиде хвосты	2	1,8
Содержание КС1, %:		
питание основной флотации	29,4	27,6
обиде хвосты	2,3	1,4
Извлечение КС1 в концентрат, %	94,8	96,6
Время флотации, мин	5,8	3,1

Примечание. Нагрузка по руде составляла для флотационной машины «Механобр-7А»—100,3 т/ч, для ФКМ-63—130 т/ч.

машина ФКМ-63 надежна в эксплуатации. В результате применения машин с кипящим слоем на флотационной фабрике Березняковского комбината (БКК-1) сокращен фронт основной пламовой флотации в 1,5 раза, а основной сильшиновой флотации — в 2 раза.

Завод-изготовитель — Днепродзержинский завод горношахтного оборудования.

Флотационные пневматические машины пенной сепарации

Гипромашобогатением совместно с Госгорхимпроектм разработаны флотационные машины, предназначенные для пенной сепарации крупнокрашленых руд цветных и черных металлов и горно-химического сырья в циклах основной и контрольной флотации ФПС-16 (рис. 34) и ФП-16. Основное отличие машины — флотация в пенной среде, а не в объеме пульпы.

Секционное решение конструкции дает возможность компоновать машину в одно-, двух-, трех- и четырехкамерном исполнении в зависимости от требуемой производительности.

Флотационная машина не имеет движущихся частей. Отсутствие турбулентных потоков пульпы благоприятно сказывается на долговечности узлов и деталей машины.

Для аэрации пульпы служат резиновые перфорированные трубки. При подаче сжатого воздуха в пульпу образуется слой тонкодисперсной пены. Флотационная машина ФПС-16 имеет дифференцированную подачу сжатого воздуха в трубки-аэраторы, позволяющую регулировать скорость выноса пенного продукта. Машина ФП отличается от машины ФПС в основном наличием аэрлифтов с направляющими пластинами для транспортировки продуктов из камеры в камеру. Техническая характеристика машин приведена в табл. 139.

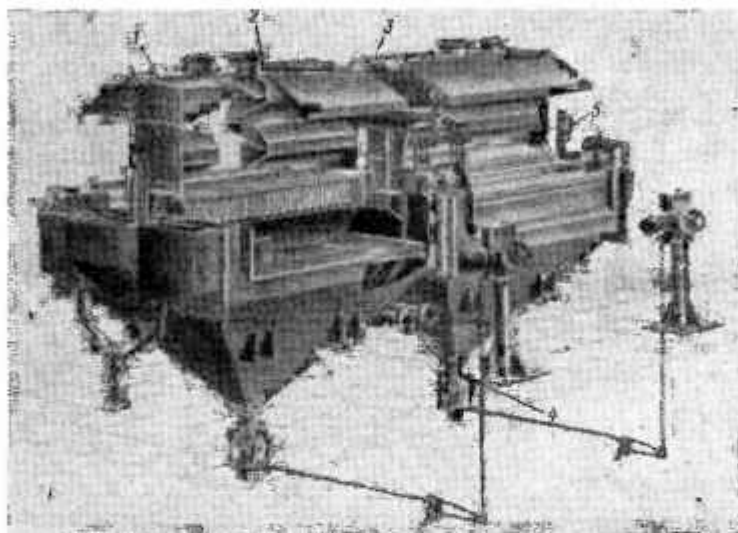


Рис. 34. Флотационная машина пенной сепарации ФПС-16:

1 — камера с аэраторами; 2 — питатель каскадного типа; 3 — струйчатый делитель потока; 4 — разгрузочное устройство перекачного типа; 5 — автоматический регулятор уровня пульпы

Пенная сепарация имеет значительные преимущества по сравнению с обычной флотацией, заключающиеся:

- в возможности флотации частиц в 5—10 раз крупнее;
- в значительном сокращении времени флотации;
- в более высоком извлечении флотируемого минерала.

Сущность этого процесса заключается в том, что, в отличие от обычной флотации, подготовленная исходная пульпа подается не в объем камеры, а на пенный слой.

Опытно-промышленный образец флотационной машины ФПС-16 в сентябре 1970 г. смонтирован в цикле основной силициновой флотации крупного зерна III секции флотационной фабрики Березниковского калийного комбината (БКК-2). Промышленные испытания были закончены в конце 1970 г. Машина работала при производительности по питанию на одну камеру от 40 до 82,5 т/ч. При генеральных испытаниях нагрузка на одну камеру составляла 52,4 т/ч. Извлечение КС1 в цикле основной флотации было равно 92,1%. Характеристика продуктов приводится в табл. 140.

В питании частиц крупностью более 1 мм содержалось 66,2%, в концентрате — 57%. Во флотационной машине можно флотировать частицы КС1

Техническая характеристика флотационных машин пенной сепарации

Параметры	Марка машины	
	ФПС-16	ФП-16
Производительность по твердому на камеру, т/ч	До 50	
Содержание твердого в питании, %	50—70	
Крупность флотируемого материала, мм:	До 3—4	
сильвин и сера	До 1	
касситерит и золото	Трубки резиновые перфорированные с частотой перфорации отверстий до 40—60 на 1 см ²	
Тип аэратора		
Давление воздуха в аэраторе (избыточное), кгс/см ²	До 1,2	2
Расход воздуха на камеру, м ³ /мин	До 2	2
Число камер	2	
Размеры камеры, мм:		
длина	2048	4270
ширина	1700	1712
высота	3000	3380
Масса флотационной машины, кг	1590	4880
Изготовитель	Дарасунский завод горного оборудования	

Таблица 140

Характеристика продуктов основной флотации

Продукт	Ж : Т	Содержание, %	
		Нерастворимый остаток	Хлористый калий
Питание	2	1,9	27,4
Концентрат	4	1,9	85,8
Хвосты	—	2,0	3,0

крупностью 3—4 мм. Энергетические затраты составили 0,14 квт·ч на 1 т перерабатываемой руды. Машины пенной сепарации внедрены в качестве основного технологического оборудования флотации алмазов на алмазных, марганцевых и молибденовых обогатительных фабриках, успешно испытаны для флотации сульфидов вместо флогогравитационных столов и для флотации крупнокрапленого золота.

Флотоотсадочные машины

Флотоотсадочные машины — машины, в которых одновременно осуществляются процессы отсадки и флотации минеральных частиц. В таких машинах происходит одновременно разделение грубоизмельченной (—5 мм и тоньше) неклассифицированной минеральной смеси как по плотности (отсадка), так и с использованием физико-химических свойств поверхности минералов (флотация).

Во флотоотсадочных машинах можно разделить грубоамельчатые руды в начале технологического процесса на концентрат и отвальную пустую породу и повысить извлечение полезных компонентов в концентрат благодаря уменьшению опламования и более полному улавливанию из тонких и мелких классов обрабатываемых руд.

На рис. 35 показана принципиальная схема флотоотсадочной машины, а в табл. 141 — техническая характеристика лабораторной и промышленной машины.

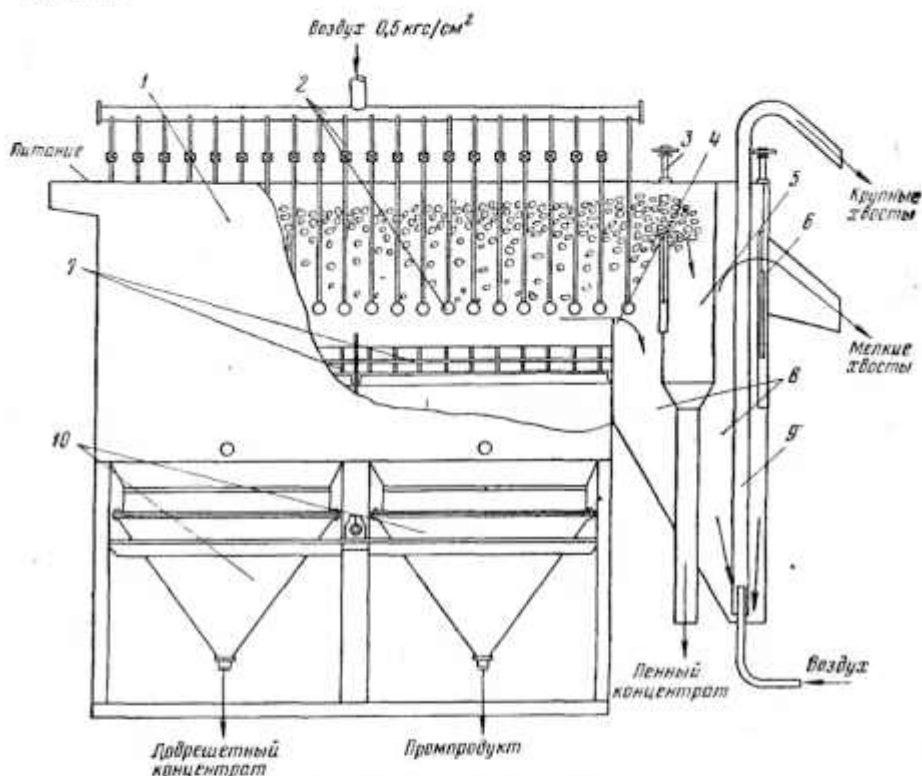


Рис. 35. Флотоотсадочная машина:

1 — корпус; 2 — диспергирующие устройства; 3 — устройство, регулирующее толщину слоя пены; 4 — внутренний сливной порог; 5 — приемник пены; 6 — регулируемый внешний сливной порог; 7 — сетка с трафаретами; 8 — хлестоприемник; 9 — аэролифтный насос; 10 — подвижные конусы

Корпус машины 1 (см. рис. 35) вертикальными перегородками разделен на нужное число камер. В горизонтальной плоскости неподвижными ситами 7 каждая камера делится на рабочее отделение и отделение для подачи подрешетной воды и приема гравитационного концентрата. Последнее отделение переходит в конус с цилиндрической обечайкой, к которой диафрагмой из листового резины присоединяется подвижное коническое днище 10. Через кривошипно-шатунный механизм и раму-коромысло днище совершает возвратно-поступательные движения, передавая их воде. Рабочее отделение камеры служит как для осуществления процесса отсадки, так и для пенной флотации. В отделении устанавливаются диспергирующие устройства 2, создается искусственная или естественная постель. В него подается исходное питание машины. Параметры

Техническая характеристика флотоотсадочных машин

Параметры	Модели машин	
	ФОМ-150×150×4	ФОМ-1000×1000×5
Размеры камер, мм:		
длина	150	1000
ширина	150	1000
глубина	80—150	300—900
Объем камеры, м ³	0,0018—0,0036	0,3—0,8
Полезная площадь камеры, м ²	0,0225	1
Число камер	4	5
Амплитуда конуса, мм	0—19	2—18
Число:		
пульсаций в минуту	До 600	250—350
диспергаторов на одну камеру	5	12—15
аэролифтных насосов	1	2
Максимальная крупность загружаемого материала, мм	5	5
Проводимость на 1 м ² площади сита, т/ч (материал крупностью —5 мм)	20—25	65—75
Плотность питания, % твердого	50—60	50—60
Суммарная плотность продуктов обогащения, % твердого	33—37	30—40
Давление подрешетной воды (избыточное), кгс/см ²	До 1	0,6—2,0
Расход воздуха для аэрации, м ³ на 1 м ³ объема пульпы	До 5	2,5—3,5
Давление воздуха в диспергаторах (избыточное), кгс/см ²	0,1—0,3	0,1—0,3
Электродвигатель привода:		
тип	АОЛ-22-4	АО-42-6
мощность, кВт	0,4	1,7

Примечание. Процесс и проекты машин разработаны конструкторской группой Горно-металлургического института ордена Ленина Кольского филиала Академии наук СССР им. С. М. Кирова.

механического режима (число пульсаций и амплитуда), глубина постели, размер и плотность ее частиц, расход подрешетной воды, высота сливного порога и другие факторы работы рабочего отделения камеры по отсадке подбираются по известным методам или устанавливаются экспериментально.

На корпусе машины монтируются воздушный коллектор, подвески крепления диспергирующего устройства, приспособление для регулирования толщины слоя пены, разгрузочное устройство, а также кривошипно-приводной механизм и электродвигатель.

Главным рабочим органом машины является диспергирующее устройство. Оно диспергирует поступающий в него воздух на мельчайшие пузырьки и равномерно распределяет их по всему объему камеры, аэрируя пульпу.

Конструкция диспергирующего устройства, принципиальная схема которого изображена на рис. 36, выполнена в виде замкнутого контура.

Поступающий в диспергатор воздух равномерно распределяется по его четырем внутренним секциям, откуда в виде мельчайших пузырьков выходит в окружающее пространство. Непрерывное и интенсивное выделение воздуха по всему периметру диспергатора образует устойчивую подушку из воздушных

пузырьков по всей его рабочей поверхности, что и предохраняет кольца диспергатора от истирания пульпой.

Гранулометрический состав диспергированного воздуха регулируется как установкой дополнительного количества пористых колец, так и более полным их сжатием стяжными гайками. Диапазон регулировки, таким образом, практически не ограничен.

Кольца вырубаются просечками из плотного авиационного войлока.

В лабораторных машинах с камерой размером 150×150 мм каждая камера снабжается диспергирующим устройством, набранном из 5—6 отдельных

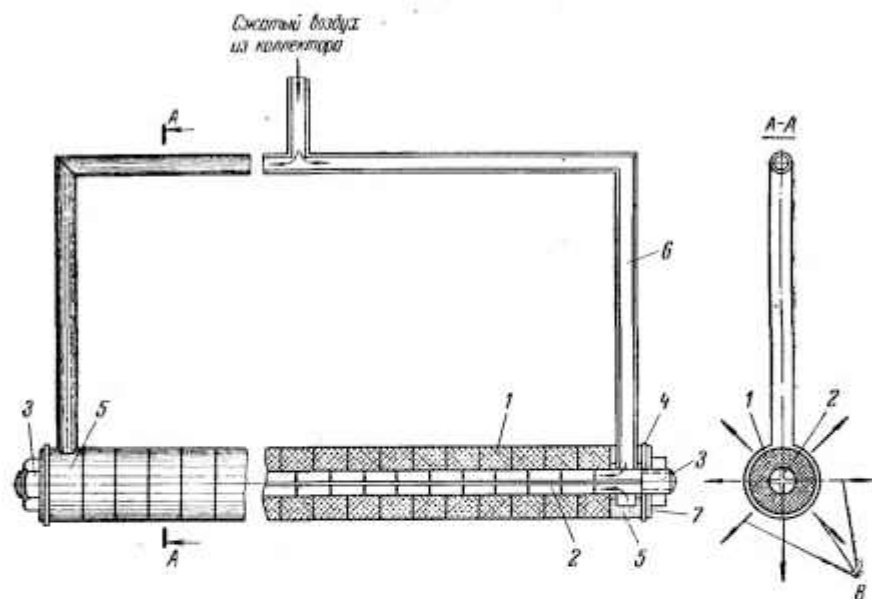


Рис. 36. Схема звена регулируемого диспергирующего устройства флотационной отсадочной машины:

1 — кольца из плотного пористого материала; 2 — крестообразное основание; 3 — регулировочные стяжные винты с гайками; 4 — резиновая прокладка; 5 — распределительные кольцевые втулки; 6 — воздухоподводящая магистраль; 7 — привинтная шайба; 8 — направление движения диспергированного воздуха в камере машины

диспергаторов. Рабочая длина такого диспергатора достигает 140 мм, сечение — 15 мм.

Интенсивное и эффективное диспергирование воздуха достигается при его давлении $0,1-0,3$ кгс/см².

Флотоотсадочная машина работает стабильно как по флотации, так и по отсадке при расположении диспергирующих устройств в промежуточной зоне надпорожельного материала. Этой зоне соответствует слой надпорожельного материала, который лежит несколько выше внутреннего сливного порога машины и который практически не содержит зерен тяжелых минералов гравитационной крупности. Поэтому оператору по флотоотсадке не следует допускать перегрузок машины и работу диспергаторов в плотной пульпе, так как это очень резко сокращает аэрацию пульпы и ухудшает флотацию материала во флотоотсадочной камере. Для предотвращения «заваливания» диспергаторов материалом при случайных перегрузках во время эксперимента диспергирующие устройства на необходимый промежуток времени должны подниматься в вертикальной плоскости.

Необходимость изменения глубины рабочей камеры машины в широких пределах при одновременном сохранении относительно постоянной толщины надпостельного слоя материала для обеспечения эффективной отсадки в камере потребовали разработки специальной конструкции разгрузочного устройства для хвостов машины. Оно выполнено за одно целое с корпусом машины в виде шпикастена с пирамидальным днищем и регулируемым по высоте внешним сливным порогом. Как видно на рис. 35, грубоизмельченная руда после извлечения из нее полезных компонентов в подрежметный и пенный концентраты поступает в разгрузочное устройство, где подвергается естественной классификации по крупности. Крупнопесковая фракция оседает на дно приемника, откуда при непрерывной работе машины выгружается аэролифтным насосом 9, а в единичных опытах — периодически через отверстие в днище приемника. Тонкопесковая фракция и пламы удаляются со сливом через регулируемую заднюю стенку устройства. Крупность материала, удаляемого со сливом, а следовательно, его качество и количество регулируются поднятием или опусканием сливного порога приемника, а при необходимости и подачей в шпикастен дополнительной напорной воды. В зависимости от наличия сростков в исходном питании крупнокусковую фракцию можно удалить либо в отвал, либо в виде промежуточного продукта заворачивать в схему на доизмельчение и дальнейшее обогащение. Обводненная тонкопесковая фракция и пламы хвостов, из которых практически извлекается весь полезный компонент, направляются непосредственно в отвал.

Регулированием сливного порога разгрузочного устройства 6, борта которого выносятся за одно целое с бортами корпуса машины, достигается и необходимая глубина флотоотсадочной камеры машины, что имеет важное значение для нормального протекания флотационного процесса. В лабораторных флотоотсадочных машинах с камерой размером 150 × 150 мм глубина рабочего отделения камеры может изменяться от 80 до 150 мм.

Подъем сливного порога хвостоприемника на высоту, превышающую обычную высоту сливного порога рабочей камеры отсадочных машин, хотя и повышает общий уровень пульпы во флотоотсадочной машине, однако не вызывает заметного увеличения толщины надпостельного слоя в камере машины и, таким образом, не меняет оптимальных условий отсадки материала в машине. Дело в том, что во флотоотсадочной машине, как и в обычной отсадочной машине, толщина надпостельного слоя, состоящего в основном из осевших крупных зерен материала, регулируется изменением высоты внутреннего порога камеры машины. Увеличение же общего сливного порога флотоотсадочной машины, каким является сливной порог хвостоприемника, не вызывает накопления крупнопесковой фракции материала в камере машины, так как она, разгружаясь через внутренний сливной порог камеры машины и оседая на дно хвостоприемника, непрерывно удаляется из него насосом.

При аэролифтной разгрузке крупнопесковой фракции хвостов минимальная глубина разгрузочного устройства рассчитывается. Она должна соответствовать такому гидростатическому давлению, при котором эффективно работают аэролифтные насосы. Их производительность подбирается в соответствии с производительностью машины и обязательным учетом гранулометрического состава обрабатываемого материала. В процессе непрерывной работы особое внимание следует обращать на бесперебойную работу аэролифтного насоса, так как его остановка вызывает немедленную перегрузку машины и резкое снижение показателей ее работы.

Во флотоотсадочной машине для обеспечения наиболее благоприятных условий флотации (пенная сепарация + флотация пульпы) предусмотрено устройство независимого регулирования толщины слоя пены и скорости ее удаления из процесса. Устройством это шибераго типа с погруженным экраном 3. Как видно из рис. 35, оно выношено на передней стенке пеноприемника 5, который, в свою очередь, смонтирован в коробку разгрузочного устройства хвостов машины и имеет нижний отвод для удаления поступающей пены. В промышленных образцах машин отвод пены из пеноприемника предусматривается боковым и двусторонним. Оптимальная толщина слоя пены, зависящая от индивидуальных особенностей обрабатываемых руд, достигается благодаря

подъему или опусканию шибберного отсекавателя на необходимую высоту. Так же поддерживается установленная толщина слоя пены и в случае изменения уровня пульпы в камере машины.

Для предупреждения отрыва отдельных частиц и аэрофлокул из пенного слоя при прохождении пены по участку хвостоприемника машины между внутренним сливным порогом камеры и шибберным отсекавателем устанавливаются один-два контрольных дисвергатора, работающие от общего воздушного коллектора.

Процесс обогащения во флотоотсадочной машине состоит в следующем: неклассифицированная грубонамельченая руда (-5 мм и тоньше) в виде пульпы с $T:Ж = 1:0,7-1:1$ после контактирования с соответствующими реагентами загружается в машину. Под действием возвратно-поступательных потоков воды минеральная смесь расслаивается по плотности. В результате частицы тяжелого минерала, имеющие гравитационную крупность ($+0,2$ мм), будут выделяться в подрешетных камерах машины в виде подрешетных гравитационных концентратов. Оставшиеся в грубонамельченной пульпе мелкие и тонкие частицы тяжелого минерала, имея гидрофобную поверхность благодаря предварительной обработке реагентами, прилипают к пузырькам воздуха, непрерывно выделяющимся из аэрирующих устройств машины. Минерализованная пена, образуемая на поверхности потока пульпы, специальными пеносъемниками выводится из процесса, как флотационный концентрат. Получающиеся флотационные и гравитационные концентраты флотоотсадочной машины в зависимости от необходимости подвергаются доводке одним из известных способов. Регулируя выход подрешетных концентратов в результате меньшего или большего улаживания сросткового материала, можно добиться весьма высокого извлечения полезного компонента в общий флотационно-гравитационный концентрат и получить при этом значительное количество крупнозернистого хвостового продукта с оптимальным содержанием полезного компонента.

При переработке во флотоотсадочной машине грубонамельченного материала, содержащего минералы близкой плотности (угли, фосфаты, флюориты и др.), она работает как флотационная машина пневматического типа. При этом в пену эффективно извлекаются частицы минералов крупностью до 3 мм.

При загрузке в машину неклассифицированного материала отсадки подвергаются только легкого крупнобесовая фракция, что положительно влияет на выделение сростков в подрешетный продукт.

Надрешетное расположение дисвергирующих устройств, а также возможность непрерывной подачи микропузырьков с подрешетной водой при равномерном распределении их по всему объему камер обеспечивает наличие в камерах машины потребного количества воздушных пузырьков с любой необходимой гранулометрической характеристикой. Возможность регулировки в широком диапазоне гранулометрического состава воздушных пузырьков позволяет выбрать необходимый их состав применительно к вещественным минералогическим особенностям перерабатываемой руды.

Минеральная смесь в камере флотоотсадочной машины разделяется параллельно как по принципу пенной сепарации, так и флотацией частиц на объема пульпы. При этом в зависимости от технологических свойств перерабатываемого материала удельный вес каждого из используемых разделительных процессов регулируется в широких пределах, и при необходимости один из них может быть исключен полностью. Такой широкий диапазон регулирования достигается изменением уровня расположения дисвергирующих устройств в камере, изменением точки загрузки питания (в подпенный слой, непосредственно в пульпу или на слой пены) и изменением толщины слоя пены в камере шибберными приспособлениями. При прочих равных условиях разделение пенной сепарацией легко улучшается непосредственно в процессе работы простым увеличением количества воздуха, проходящего через высокопроизводительные дисвергирующие устройства машины. Пенная сепарация при флотоотсадке является одним из основных факторов, интенсифицирующих извлечение крупных зерен в пенный продукт.

Отсутствие в камерах флотоотсадочной машины турбулентных вихревых потоков пульпы, как это имеет место во флотационных машинах, исключает

возможность возникновения центробежных сил отрыва частиц от пузырьков воздуха, уменьшает их деминерализацию и улучшает условия всплывания флотационных комплексов.

Всплыванию флотационных комплексов способствует и наличие в камерах флотоотсадочной машины непрерывных восходящих водных потоков, необходимых для поддержания работы машины в режиме отсадки.

Направленный горизонтальный поток пульпы в камерах машины благоприятствует самотечному и быстрому удалению пены с поверхности потока пульпы, оптимальная толщина которой благодаря установке специальных шибров может регулироваться в широких пределах.

Весьма важным качеством флотоотсадочной машины, в отличие от всех существующих типов флотационных машин, является способность удавливать и выводить в подрешетный концентрат все свободные частицы и сростки тяжелых минералов, которые по своим размерам не могут быть извлечены в пенный продукт даже при самых благоприятных условиях, например, крупные частицы галенита, шеллита, свободного золота, сульфидов меди и т. д. при флотационном обогащении вкрапленных свинцовых, вольфрамовых, полиметаллических со свободным золотом и других руд.

§ 28. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН

Пуск и остановка флотационных машин

При пуске новой флотационной машины, а также после замены электродвигателя или блока следует проверить направление вращения импеллера — он должен вращаться в сторону наклона лопаток статора, чтобы направление потока выбрасываемой импеллером пульпы совпадало с направлением каналов между лопатками статора.

Перед пуском флотационной машины после остановки следует проверить вручную за шкив вал блока импеллера на два-три оборота для того, чтобы убедиться, что никакие посторонние предметы не попали между статором и импеллером и не мешают свободному вращению последнего.

Не допускается пуск флотационной машины с меньшим, чем предусмотрено конструкцией шкивов, количеством текропных ремней или с ремнями, сечение которых не соответствует сечению канавок шкивов. Работа с меньшим числом текропных ремней или с неравномерно натянутыми ремнями приводит к перегрузке и обрыву туго натянутых перегруженных ремней.

При остановке флотационной машины на длительное время (ремонт, реконструкция схемы) необходимо всю пульпу из камер выпустить через выпускные отверстия в нижней части камер.

Регулирование работы флотационных машин

Работа флотационных машин конструкции «Механобр» регулируется в каждом конкретном случае в зависимости от характера и количества перерабатываемой руды с учетом потребностей и особенностей технологического процесса. При работе на машинах «Механобр» следует иметь в виду следующее:

Максимальный засос воздуха, наилучшая аэрация пульпы и наиболее эффективная работа машины возможны тогда, когда зазоры между кромками лопаток импеллера и статора не превышают заданного размера (3; 4; 6; 8; 10; 12 мм) для машин разных размеров. Увеличение зазоров сверх допустимого в три-четыре раза снижает количество воздуха, засасываемого импеллером, ухудшает условия работы машины и технологические ее показатели;

нормальный поток пульпы в полость импеллера в 1 мин должен быть равен примерно двукратному объему камеры. При полном поступлении пульпы в полость импеллера количество воздуха, засасываемого в пульпу, уменьшается. При большом поступлении пульпы, когда импеллер заплываает по всему живому сечению на входе, он «захлебывается», и поступление воздуха в пульпу уменьшается;

Основные неполадки в работе механических флотационных машин и способы их устранения

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
Пущенная вновь машина работает с низкими показателями	Малая скорость вращения импеллера	Установить электродвигатель с большим числом оборотов, изменить передаточное число ременной передачи
	Неправильное направление вращения импеллера	Изменить направление вращения двигателя, поставить статор с обратным направлением лопаток
	Засасывается недостаточное количество воздуха	Отрегулировать живое сечение всасывающего патрубка
	Импеллер на валу не закреплен	Проверить соответствие между направлением нарезки и вращением импеллера и надежно закрепить шпонку и гайку
Работающая машина снижает производительность и качество работы	Чрезмерно изношены импеллер и статор	Заменить блок новым
	Снизилась скорость вращения импеллера вследствие проскальзывания ремней	Натянуть ремни, а в случае их износа заменить новыми, скомплектованными с учетом одинаковой длины и равномерно натянутыми
	Уменьшилось сечение всасывающих воздух отверстий и труб, подводящих пульпу	Прочистить отверстия и отрегулировать их живое сечение
Чрезмерно нагревается электродвигатель	Камеры и импеллер забиты песками	Очистить машину от песков и равномерно питать машину пульпой. При длительной остановке машины выпускать пульпу через разгрузочные отверстия
	Двигатель перегружен вследствие увеличения скорости вращения импеллера	Убедившись в исправности двигателя, уменьшить число оборотов импеллера. В случае необходимости повышенного числа оборотов импеллера поставить двигатель большей мощности
Чрезмерно нагревается нижний подшипник	Перегрузка подшипника вследствие большого дебаланса импеллера или искривления вала	Снять блок и установить запасной, отбалансированный
	Подшипник неправильно посажен (перекошен, зажаты ролики), изношен, загрязнен	Снять блок и направить в ремонт. Внимательно следить за состоянием уплотнения

Неиспальни	Возможные причины	Способы устранения
<p>Преждевременно изнашиваются ремни</p>	<p>Перегрузка ремней вследствие неполного комплекта ремней</p> <p>Неправильно изготовлены и установлены шкивы</p> <p>Чрезмерное биение ведомого шкива</p> <p>Перегрузка импеллера</p> <p>Недостаточное сечение ремней, низкое их качество</p>	<p>Не допускать работу машины на неполном комплекте ремней</p> <p>Увеличить угол обхвата шкивов, точно и чисто обработать канавки, устранить перекос шкивов</p> <p>Заменить шкив. Балансировку валов производить вместе со шкивами</p> <p>Отрегулировать работу машины</p> <p>Проверить расчетом и установить большее число ремней или ремни с большим сечением</p>

Количество пыли, подаваемой в полость импеллера, зависит от циркулирующего потока пыли через отверстия в надимпеллерном диске и через отверстия в стакане. Нормальная работа машины возможна тогда, когда все отверстия в диске открыты, а отверстия в стакане прямоточной камеры закрыты (в засасывающих камерах отверстия в стакане, как правило, следует держать закрытыми). В этом случае количество воздуха, засасываемого в пылеуловитель, составляет около $1-1,2 \text{ м}^3$ на 1 м^2 сечения ванны на высоте импеллера.

Уменьшение циркулирующего потока через отверстия в надимпеллерном стакане возможно: при перегрузке и нагреве электродвигателя; при работе машины на очень плотной пыли; при необходимости уменьшения количества воздуха по условиям технологического процесса (в пересистных операциях), когда в результате избытка воздуха образуется обильная пена; при большом потоке основного питания, когда количество пыли, поступающей в машину за 1 мин, превышает объем камеры; при необходимости выравнивать воздушный режим двух соседних камер для создания общего уровня пыли и ровного слоя пены. Регулировка циркулирующей нагрузки в машинах «Механобр-7» осуществляется при помощи регулятора блока с двумя задвижками, перекрывающими отверстия в нижней части трубы статора. Крайнее верхнее положение регулятора блока (когда фиксатор регулятора находится в верхнем делении шкалы сектора) соответствует полному перекрытию отверстий и отсутствию внутренней циркуляции. Крайнее нижнее положение регулятора блока (когда фиксатор регулятора находится в нижнем делении шкалы сектора) соответствует полному открытию отверстия и максимальной величине внутренней циркуляции.

При замере количества воздуха, поступающего в головную всасывающую камеру, мембранным тягомером, подключенным к имеющемуся у каждого блока боковому воздушному патрубку, необходимо полностью закрыть входное отверстие питающей трубы в приемном кармане. Это необходимо для того, чтобы во всасывающей камере в тех случаях, когда поток пыли основного питания перелил и входное отверстие питающей трубы блока заполнено лишь частично, засасываемый импеллером воздух мог поступать в машину одновременно через приемный карман и питающую трубу блока. В прямоточных же камерах весь воздух, засасываемый импеллером, обязательно проходит в камеры через воздушный патрубок, и замер воздуха здесь мембранным тягомером отражает истинное количество воздуха, поступающего в камеру.

Для предотвращения накопления песковых фракций в машине рекомендуется пропускать через шибер регулятора уровня пудры лишь незначительное количество пудры, достаточное для интенсивного сбега пены, а остальную часть потока пропускать через песковые отверстия. Сечение отверстия песковых шибера регулируется поднятием (уменьшением сечения) и опусканием (увеличением сечения) заслонки пескового шибера. Степень открытия отверстий определяется по шкале указателя.

В табл. 142 приведены основные неполадки в работе механических флотационных машин и способы их устранения, а в табл. 143 и 144 — карты смазки флотационных машин ФМР-25, ФМР-63 и ФПМ-ГМО-1,6.

Таблица 143

Карта смазки флотационных машин ФМР-25, ФМР-63 и ФПМ-ГМО-1,6

Узлы смазки	Число смазываемых точек	Система смазки	Сорт и марка смазочного материала	Режим смазывания
Шарикоподшипники электродвигателя привода импеллера	2 (умноженное на число камер)	Набивка	Солидол «М»	Раз в три месяца
Роликподшипники: вала импеллера	То же	То же	Солидол УС-1 (ГОСТ 1033—51) Смазка УСс-2 (ГОСТ 4366—64)	Раз в смену
червячного колеса редуктора привода шибера	2			То же
червячного вала и червячного закрепления	—	Заливка в корпусе редуктора	Масло машинное «С» (ГОСТ 1707—51)	»
Подшипники: скольжения пенегонов	—	Водная смазка	—	—
редуктора привода пенегона и зацепления редуктора электродвигателя привода пенегона	—	Заливка в корпусе редуктора	Масло машинное «С» (ГОСТ 1707—51)	
Винт привода регулятора уровня пудры	2	Набивка	Солидол «М»	Раз в три месяца
Шарикоподшипники электродвигателя привода регулятора уровня пудры	—	Ручная смазка	Смазка УСс-2 (ГОСТ 4366—64)	Два раза в год при ремонтах и осмотрах на длине резьбы
Шарикоподшипники электродвигателя привода регулятора уровня пудры	2	Набивка	Солидол «М»	Раз в три месяца
Дополнительно для машин ФМР-63				
Подшипники скольжения пенегонов	—	Водная смазка	—	—
Шарикоподшипники прижимного ролика	2	Набивка	Смазка УСс-2 (ГОСТ 4366—64)	Раз в три месяца

Карта смазки флотационной машины ФЛМ-ГМО-1,6

Узел смазки	Число смазываемых точек	Система смазки	Сорт и марка смазочного материала	Режим смазывания	Количество масла (смазочного), заправленного в резервуар, кг	Примечания
Ролькоподшипники вала импеллера	2 (умноженное на число камер)	Ручная через прессе-масленку	Смазка 1—13	Раз в три месяца	2,5	
Шарикоподшипник электродвигателя привода импеллера	2 (умноженное на число блоков)	Набивка	То же	То же	0,2	
Червячный редуктор регулятора уровня пульпы	1 (умноженное на число разгрузочных карманов)	Разбрызгивание из масляной ванны	Масло индустриальное 45	Раз в 3 месяца. Долить 1 раз в 10 дней	2	
Шарикоподшипники электродвигателя привода регулятора уровня пульпы	2 (умноженное на число разгрузочных карманов)	Набивка	Смазка 1—13	Раз в 3 месяца	0,1	
Червячный редуктор привода пеногона	1	Разбрызгивание из масляной ванны	Масло индустриальное 45	Раз в три месяца. Долить в 10 дней	1,4	Только для машин с пеногонами
Электродвигатель привода пеногона	2	Набивка	Смазка 1—13	Раз в три месяца	0,1	
Подшипники пеногона	2 (умноженное на число секций)	Струйная	Техническая вода	Непрерывно во время работы	—	

§ 29. РАБОТА ФЛОТАЦИОННЫХ ОТДЕЛЕНИЙ

Пуск и остановка флотационного отделения

Перед пуском флотационного отделения технолог проверяет состояние флотационных машин, поднимает пороги, просматривает пробки машин, надежность передачи, исправность электродвигателей, пускает оборудование сгущения и фильтрования. Затем пускает флотационные машины, контактные чаны и насосы, и лишь потом приступает к пуску отделения измельчения.

В зависимости от сложности технологической схемы в каждом отдельном случае определяется последовательность запуска аппаратуры секции. Обычно вначале запускают флотационные машины перечистной, затем промпродуктовой, контрольной и основной флотации, начиная с последних камер.

Как только пульпа поступит в контактные чаны или непосредственно во флотационные машины (там, где нет чанов), необходимо подавать реагенты в чан или головную камеру флотационной машины. По мере продвижения свежей пульпы по схеме флотации включают другие реагентные питатели. При поступлении пены в желоба открывают вентили, и в желоба подается вода в количестве, обеспечивающем нормальную плотность пульпы во всех операциях схемы.

Остановка флотационного отделения происходит после остановки отделения измельчения. По прекращении поступления пульпы во флотацию останавливают реагентные питатели в последовательности, обратной пуску. Воду в желоба прекращают подавать по мере прекращения поступления пены. По мере прекращения выхода из машин конечных продуктов останавливают последующие аппараты, при этом соблюдается очередность от начала к концу процесса. В последнюю очередь останавливают насосы. Если обогащаемая руда дает плотные осадки, то флотационные машины некоторое время перед остановкой работают вхолостую — вырабатываются. При полной выработке машин необходимо поддерживать в них в течение некоторого времени нужный уровень пульпы, чтобы обеспечить нормальный сьем пены.

При остановке флотационных машин необходимо придерживаться обратной последовательности: в начале нужно останавливать машины основной флотации, затем контрольной, промпродуктовой и перечистной.

Регулирование работы флотационного отделения

При регулировании работы флотационного отделения технолог руководствуется режимной картой и технологическими инструкциями. Одновременно с этим технологю следует учитывать следующие общие положения регулирования и ведения процесса:

пульпа во флотационное отделение должна поступать равномерно, в определенных количествах; резкие колебания в тоннаже перерабатываемой руды или объеме пульпы вызывают переливы пульпы из флотационных машин, приводят к обеднению концентрата и повышают потери металла в хвостах;

после запуска флотационной машины не следует торопиться с поднятием уровня пульпы сразу после ее поступления, так как через некоторое время начинается перелив пульпы в желоба. При необходимости поднять уровень в камерах флотационной машины надо начинать с последней камеры, передвигаясь по направлению к головной. Опускание уровня производят наоборот — начиная с первой камеры и кончая последней;

наиболее высокий уровень пульпы поддерживается обычно в машинах основной и контрольной флотации, чтобы обеспечить более высокое извлечение полезных материалов в этих операциях. Необходимо стремиться к тому, чтобы уровень пульпы в этих машинах был таким, при котором на поверхности пульпы мог бы образоваться слой пены высотой 40—75 мм. Чем меньше высота слоя пены, тем больше увлекаются в концентрационный желоб частицы слабо флотирующихся материалов и сростков, тем выше извлечение металлов в грубой концентрат.

Характерные нарушения флотационного процесса и способы их устранения

Признаки нарушения	Возможные причины	Способы устранения
<p>Перегрузка флотационных машин, сопровождающаяся переливом пульпы</p>	<p>Увеличился объем пульпы, поступающей из измельчительного отделения</p> <p>Увеличился выход оборотных продуктов вследствие повышенного съема пены на основной и контрольных операциях, малого выхода пены на перечистных операциях и обводнения процесса</p> <p>Пульпа во флотационных машинах распределяется неравномерно в результате плохой работы пульпоотделителя (при параллельной работе машин)</p>	<p>Отрегулировать процесс измельчения, повысить плотность пульпы слива классификатора, если она низкая, или снизить производительность мельниц, если она высокая. Уровень во флотационных машинах следует регулировать, начиная с головных камер</p> <p>Отрегулировать выход. Регулирование уровня следует вести с хвостовых камер. Устранить причины обводнения процесса (снизить количество воды, подаваемой в желоба, проверить подачу воды в насосы и т. д.)</p> <p>Проверить и отрегулировать работу пульпоотделителя</p>
<p>Периодические переливы пульпы во флотационные машины</p>	<p>Неравномерная работа насосов, качающих пульпу в машины (насос качает рывками)</p>	<p>Отрегулировать работу насосов</p>
<p>Выход пены чрезмерно велик, пена маслянистая и состоит из мелких, почти одного размера пузырьков</p>	<p>В процесс подается лишнее количество пенообразователя</p>	<p>Снизить подачу пенообразователя</p>
<p>Плохое пенообразование в отдельных камерах, лысина на пене (мельнические машины); поверхность ванны бурлит и разгоняет отдельные островки образующейся пены (швематические машины)</p>	<p>Мала скорость вращения импеллера</p> <p>Чрезмерно увеличился зазор между импеллером и статором</p> <p>Забита успокоительная решетка или ее нет (в машинах старых конструкций)</p> <p>Выпала или лопнула трубка в аэролифтной машине</p>	<p>Проверить натяжение текстильных ремней</p> <p>Сменить блок на новый</p> <p>Прочистить решетку, если она забита, и установить ее, если она отсутствует</p> <p>Промыть бурлящее отделение сильной струей воды из шланга или прочистить трубки шомполом</p>

Признаки нарушения	Возможные причины	Способы устранения
Появляется обильная, трудноразрушаемая пена — «плывучка»	<p>В процесс попадает смазочное масло</p> <p>В процесс поступает большое количество смывных вод</p> <p>Нарушение технологического режима, особенно рН пульпы</p>	<p>Установить источник попадания смазочного масла в процесс и прекратить поступление его. Промыть аппаратуру, загрязненную смазкой</p> <p>Отрегулировать возврат в процесс смывных вод или временно прекратить подачу их. Как правило, подача смывных вод в соответствующие точки процесса должна производиться равномерно в течение всей смены, а не в конце ее</p> <p>Устранить нарушение режима</p>

Так как высокий уровень пульпы в машинах основной флотации поддерживать иногда труднее, чем толщину слоя пены, то регулируют толщину слоя пены изменением высоты сливных порогов для нее. Если во флотационной машине имеется устройство для регулирования подачи воздуха, то в машинах основной флотации воздушный канал лучше открывать полностью. Съем пены переливом вреден, так как при этом обедняются пенные продукты и повышается циркулирующая нагрузка.

Меньший уровень пульпы и сравнительно высокий слой пены поддерживается во флотационных машинах перешнанных операций, так как высокий слой пены способствует лучшему разделению минеральных частиц и позволяет получить более высококачественные концентраты. Регулированием подачи воздуха и уровня пульпы можно достичь такого режима сгития пены, который обеспечит получение концентрата требуемого качества.

Очень осторожно следует снимать пену в последних камерах каждого цикла основной или контрольной операции при селективной флотации полиметаллических руд, чтобы не допускать повышенного извлечения минералов, подлежащих флотации в последующих операциях.

Процесс флотации во флотационных машинах регулируется в следующей примерной последовательности:

при основной флотации сначала регулируют высоту сливных порогов для пены, затем подачу воздуха и уровень пульпы в машине или камере и, наконец, подачу реагентов (пенообразователь);

при перешнатовой флотации сначала регулируют подачу воздуха, а затем уровень пульпы и после этого сливные пороги для пены.

Внешними признаками нормального хода процесса служат:

в основной флотации — в первых четырех-пяти камерах образуется обильная, крупнопузырчатая (диаметр пузырьков примерно 15—30 мм), хорошо нагруженная пена с металлическим блеском. При стекании из машины в желоб такая пена хорошо разрушается. Постепенно величина пузырьков и их нагруженность уменьшаются, и в последних камерах пена становится еще менее нагруженной;

в контрольной флотации — слой и нагруженность пены в машинах меньше. Нагруженная пена имеется только в начале машины, дальше

она становится водянистой, полупрозрачной и в конце машины — провращной, ниже средней крупности;

в перемешивающей флотации — в машинах образуется хорошо нагруженная пена с одинаковыми по размеру пузырьками.

Не следует злоупотреблять применением подачи пенообразователя для регулирования выхода пены. К этому прибегают только в тех случаях, когда регулирование работы флотационной машины другими методами не дает необходимого выхода продуктов.

При нарушении процесса флотации технолог обязан вначале выяснить причину нарушения, а затем принимать меры по наладке процесса.

Характерные примеры нарушений флотационного процесса и меры по их устранению приведены в табл. 145.

Глава IX

ОТСАДОЧНЫЕ МАШИНЫ

Отсадочные машины можно разделить на две основные группы: машины с подвижным решето и машины с неподвижным решето. По конструкции, обеспечивающей восходящие и нисходящие струи, отсадочные машины бывают поршневые, диафрагмовые и беспоршневые пневматического действия.

На поршневых отсадочных машинах обогащается классифицированная и неклассифицированная руда крупностью до 40 мм. Производительность поршневых отсадочных машин находится в пределах 0,6—4 т/м² площади рабочей камеры. Расход воды в этих машинах достигает 2—3 м³/т руды и обычно в 4—5 раза больше веса руды, подвергающейся отсадке.

На диафрагмовых отсадочных машинах обогащаются руды крупностью не более 6—12 мм, в классифицированном или неклассифицированном виде, с предварительным обесшламливанием. Расход подрешетной воды у отсадочных машин этого типа составляет в среднем 12 л/с на 1 м² площади решета.

§ 30. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОТСАДОЧНЫХ МАШИН

Производительность отсадочных машин определяется по нормам удельной нагрузки на 1 м² площади или на 1 м ширины отсадочного решета. Производительность машины возрастает с увеличением разности плотности разделяемых минералов и крупности питания (примерно пропорционально квадратному корню из диаметра частиц).

Производительность отсадочных машин как транспортирующего механизма можно определить по формуле

$$Q = 3,6VHv\rho\mu, \quad (91)$$

где Q — производительность по сухому исходному питанию, т/ч;

V — ширина отсадочного решета, м;

H — высота слоя материала на отсадочном решете выше сливного порога в момент взвешивания постели, м;

v — средняя продольная скорость движения материала, мм/с;

ρ — плотность зерен материала, г/см³;

μ — коэффициент разрыхления постели в момент взвешивания, равный ~0,5.

Производительность отсадочных машин можно также определить по нормам удельной нагрузки по исходному питанию на 1 м² площади отсадочного решета, по нормам удельной нагрузки на 1 м² площади решета по тягелому продукту, проходящему через постель и решето, по нормам удельной нагрузки на 1 м ширины отсадочного решета. Нормы удельной нагрузки устанавливаются обобщением практических данных, полученных на обогатительных фабриках, перерабатывающих аналогичное сырье, или опытным путем. Примерные средние нормы удельной нагрузки отсадочных машин по исходному питанию приведены в табл. 146.

Примерные средние нормы удельных нагрузок отсадочных машин по исходному питанию

Обогащаемый материал	Получаемые продукты	Удельная нагрузка по питанию, т/м ² ·ч
Оловянные и вольфрамовые руды при наибольшей крупности питания (8—16 мм)	Грубый концентрат и богатые хвосты для дальнейшей обработки	7—12
То же, при наибольшей крупности (3—4 мм)	Отвальные хвосты и бедный концентрат для дальнейшей обработки	4—6
Оловянные и вольфрамовые коренные руды; отсадочная машина работает в цикле измельчения и классификации	Грубый концентрат	10—20
Золотые россыпные руды; первичная отсадка	Отвальные хвосты и бедный концентрат для дальнейшей обработки	10—20
Россыпные руды редких металлов; первичная отсадка	То же	5—10
Коренные золотосодержащие руды; отсадочная машина работает в цикле тонкого измельчения и классификации	Крупное золото в концентрате	20—50 и выше
Полиметаллические свинцовые руды, цинковые и медные монометаллические руды	Окончательные концентраты, хвосты и промпродукты	1—2

При отсадке колумбитовых и касситеритовых россыпных руд допускается нагрузка до 10 т/ч на 1 м ширины отсадочного решета. При отсадке россыпных золотых руд удельная нагрузка колеблется в широких пределах в зависимости от крупности золота и качества продуктов. Особенно высокие удельные нагрузки (до 20—40 т/м²·ч) допускаются при установке отсадочных машин в цикле измельчения для выделения крупного золота. Иногда при таких условиях работы отсадочных машин удельная нагрузка достигает 80—100 т/м²·ч.

Отсадка мелкоизмельченных руд редких и цветных металлов требует увеличенного числа пульсаций воды в отсадочной машине (250—500 в минуту) при сравнительно малой амплитуде. По конструктивным условиям такой режим создается в диафрагмовых машинах. Имеет большое значение также равномерность пульсаций воды по всей площади отсадочного решета. Этому условию в наибольшей степени отвечают машины с расположением диафрагмы под решетом.

§ 31. ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ОТСАДОЧНЫХ МАШИН

Техническая характеристика отсадочных машин типа МОД приведен в табл. 147.

Отсадочная машина МОД-2Н является модернизированной машиной МОД-2. В отличие от последней, МОД-2Н имеет устройство для непрерывной разгрузки

Техническая характеристика диафрагмоных отсадочных машин типа МОД

Параметры	Марка машины			
	МОД-1	МОД-2	МОД-3	МОД-4
Размеры решет отсадочной машины:				
площадь, м ²	1	2	3	4
ширина, мм	700		1000	
Длина камеры, мм	760		1060	
Число камер	2	2	3	4
Наибольший размер куска питания, мм		15		30
Величина хода диафрагмы не более, мм		40		75
Число пульсаций среды в минуту	130; 165 206; 258 310; 350	130; 164 197; 236 294; 348	130; 164 197; 236 284; 348	130; 170 245; 350 254
Производительность по исходному до, м ³ /ч	6	10	14	17
Мощность электродвигателей не более, кВт	1,1	2,2	2 × 2,2	
Габариты, мм:				
длина	1850	2450	3740	3206
ширина	1000	1260	1260	2400
высота	1803	2000	2000	1650
Масса машины без электрооборудования, кг	866	1460	2320	2600

Примечание. Изготовитель — завод «Трул».

надрешетного концентрата. Разгрузочное устройство состоит из двух камер. Одна из них служит для сбора концентрата, выгружаемого через боковую щель в стенке машины, вторая, снабженная гидроэлеватором, — для выгрузки из машины выделенного надрешетного концентрата. В перегородке между камерами для выгрузки концентрата имеется отверстие, регулируемое шибером. В верхней части перегородки установлен клапан для регулирования уровня воды в отделении гидроэлеватора.

Необходимый или заданный выход концентрата устанавливается изменением величины проходного отверстия в межкамерной перегородке и высотой уровня воды в отсеке гидроэлеватора. Промышленные испытания опытно-промышленного образца отсадочной машины МОД-2Н на обогатительной фабрике Хрустальненского комбината, проведенные ЦНИИ олово и комбинатом, показали, что разгрузочное устройство позволяет плавно регулировать выход надрешетного концентрата в пределах от 10 до 300 кг/ч.

С помощью разгрузчика можно получить товарный концентрат, содержащий олова 16—28%, или бедный концентрат, с содержанием олова 10—12%. Технологические показатели отсадки при непрерывной разгрузке надрешетного концентрата выше, чем при периодической; процесс при этом протекает более стабильно. Гидроэлеватор, применяемый для разгрузки концентрата, расходует при непрерывной работе 1,2 м³/ч воды. Давление воды в насадке гидроэлеватора равно 0,4—0,5 кгс/см².

На рис. 37 показана конструкция отсадочной машины МОД-2Н. На корпусе машины находится короб, разделенный перегородкой на две квадратные камеры, имеющие снизу переходники с фланцами для крепления резиновых манжет. В бортах камер на уровне решета имеются регулируемые по ширине шиберами щели. Через них надрешетный концентрат выходит в разгрузочные устройства, снабженные гидроэлеваторами, состоящими из вводов и труб, направляющих надрешетный концентрат на обезвоживатели. Сетки камер крепятся

к подрешетным рамам прижимами, служащими также для направления концентрата к разгрузчикам. Электродвигатель через клиноременную передачу и механизм привода сообщает возвратно-поступательные движения днищам, эластично закрепленным на раме. Днища в нижней части имеют разгрузочные устройства со сменными втулками, а в верхней части соединены через манжеты с переходниками.

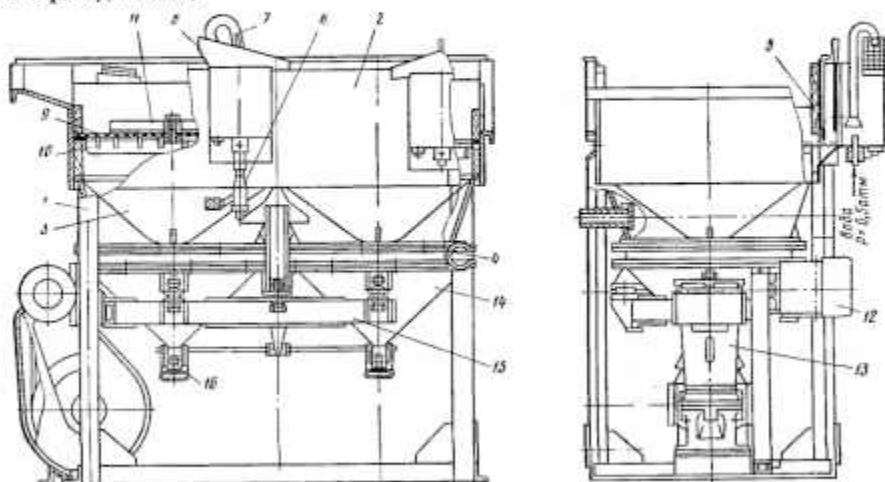


Рис. 27. Отсадочная диафрагмовая машина МОД-2Н:

1 — корпус; 2 — короб; 3 — переходная камера; 4 — резиновые манжеты; 5 — шибер; 6 — ввод в гидрозлеватор; 7 — труба; 8 — обезвоживатель; 9 — сетка; 10 — подрешетная рама; 11 — прижимы; 12 — электродвигатель; 13 — привод; 14 — днища; 15 — рама; 16 — разгрузочное устройство

Таблица 148

Техническая характеристика отсадочной машины МОД-2Н

Параметры	Показатели
Рабочая площадь решета, м ²	2,0
Число камер	2
Размеры решета, мм	1000 × 1000
Размеры камер, мм	1060 × 1060
Наибольший размер куска питания, не более, мм	+ (2—15)
Величина хода днища, не более, мм	40
Число пульсаций в минуту	См. табл. 147
Производительность по исходному, м ³ /ч	До 10
Производительность разгрузчика, кг/ч	18—300
Давление воды на вводе гидрозлеватора, кгс/см ²	0,5
Расход воды на один гидрозлеватор, м ³ /ч	1,75
Мощность электродвигателя, квт	2,2
Габариты, мм:	
длина	2450
ширина	1426
высота	2180
Масса машины, т:	
без электрооборудования	1,44
с электрооборудованием	1,5
Примечание. Изготовитель — завод «Труд».	

В табл. 148 приведена техническая характеристика машин МОД-2Н. Машина МОД-2Н может быть выполнена в 8 вариантах, отличающихся правым или левым исполнением и числом пульсаций в минуту (табл. 149).

Беспоршневые осадочные машины МОЕМ-10 (ОМР-1) (рис. 38) разработаны институтами Гипромашобогатение и Механобр. Машины предназначены для мокрого обогащения мелкозернистого материала крупностью 0—3 (8) мм.

Отличительными особенностями машины ОМР-1 по сравнению с находящимися в эксплуатации машинами для обогащения мелкозернистых руд являются: применение сжатого воздуха для пульсаций среды автоматизация питания, подачи сжатого воздуха, подрешетной воды, высокая удельная производительность. Отсадочные решета и искусственная постель выполнены в виде быстросъемного блока-кассеты, что сокращает до минимума остановку машины

Таблица 149

Модификация машины МОД-2Н

Марка машины	Исполнение	Число пульсаций воды в минуту
МОД-2Н-1 МОД-2Н-2 МОД-2Н-3 МОД-2Н-4	Правое	130; 164; 197 164; 197; 236 197; 236; 294 236; 294; 348
МОД-2Н-5 МОД-2Н-6 МОД-2Н-7 МОД-2Н-8	Левое	

Таблица 150

Техническая характеристика отсадочных машин типа МОЕМ (заводские данные)

Параметры	Марка машины				
	МОЕМ-4	МОЕМ-6	МОЕМ-8	МОЕМ-10 (ОМР-1)	МОЕМ-12
Площадь решета, м ²	4	6	8	10	12
Ширина решета, мм			2000		
Длина камеры, мм			1000		
Число камер	2	3	4	5	6
Максимальный размер куска в питании, не более, мм			3 (8)		
Число пульсаций среды в минуту				80—250	
Рабочее давление, не более, кгс/см ²			0,3		
Производительность по исходному, т/ч	До 30	До 45	До 60	До 75	До 90
Мощность электродвигателя, кВт			3		
Масса машины, кг	6600	8900	11 200	13 500	15 800

Примечание. Опытно-промышленные образцы этих машин изготовлены заводом «Труд» и Печаворским опытным заводом Гипромашобогатения.

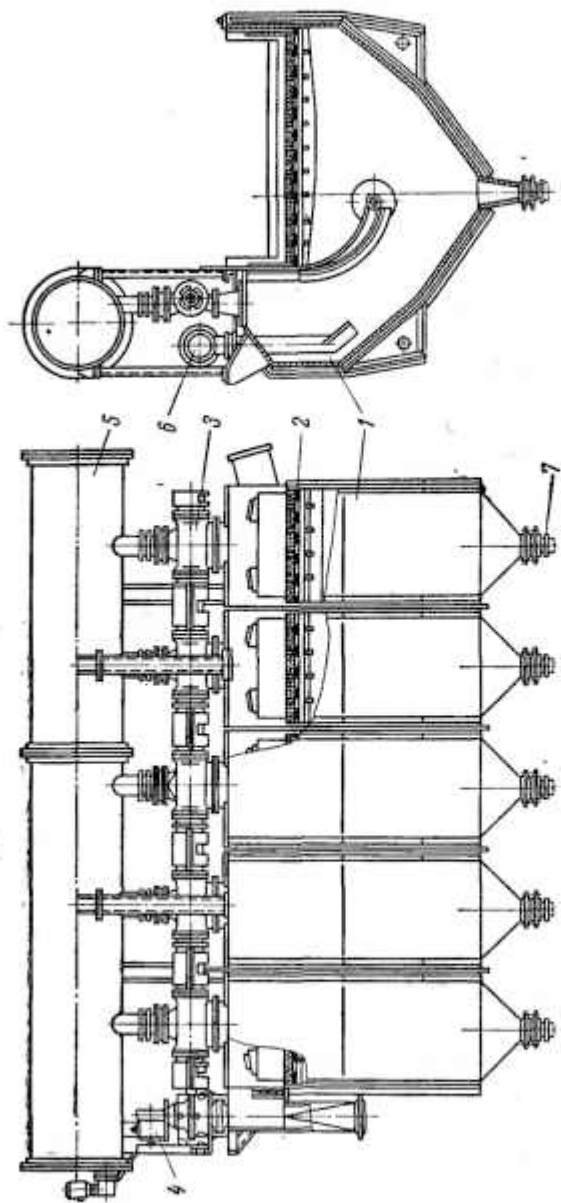


Рис. 38. Отодочная машина МОЕМ-10 (ОМР-1):

1 — корпус блочной сборки; 2 — решето; 3 — роторный пульсатор; 4 — электродвигатель; 5 — воздухоосборник; 6 — водной конденсатор; 7 — разгрузочное устройство

для чистки и смены постели. Блочная конструкция корпуса обеспечивает удобство изготовления, сборки, транспортирования и позволяет собирать машины с различным числом камер.

Узел подвода в машину исходного материала снабжен механизмом с контактным устройством, надежно защищающим машину от перегрузок и завалов.

Техническая характеристика машин типа МОБМ приведена в табл. 150.

Беспоршневая отсадочная машина МОБК-8С предназначена для обогащения классифицированной руды крупностью 0—20; 0—30; 4—30; 4—60 и 30—60 мм различной категории обогатимости (рис. 39).

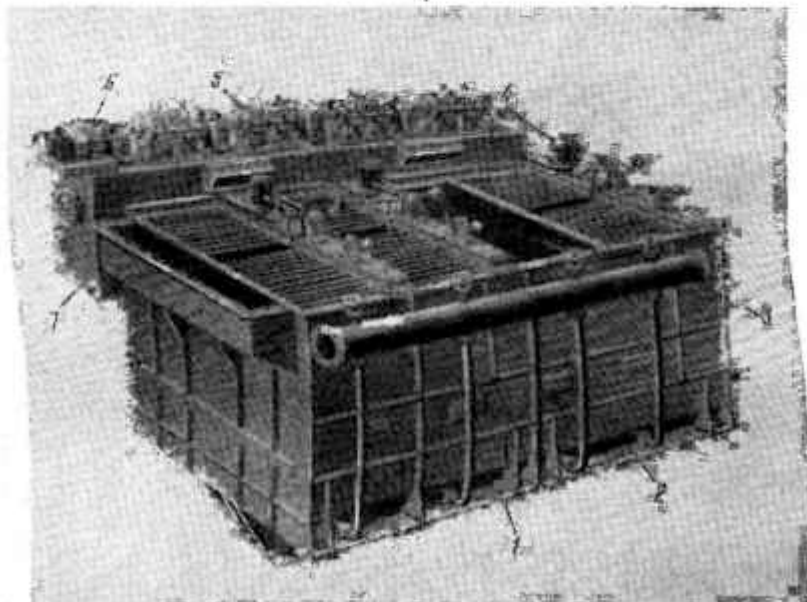


Рис. 39. Беспоршневая отсадочная машина МОБК-8С:

- 1 — загрузочная секция; 2 — разгрузочная секция; 3 — волновой коллектор;
4 — разгрузочное устройство; 5 — пульсатор; 6 — привод пульсатора; 7 —
воздухосборник

Пульсация среды создается сжатим воздухом, подаваемым в расположенные под решетом воздушные камеры оригинальной конструкции.

В машине для разгрузки тяжелых фракций предусмотрены клавишные разгрузчики и специальные карманы, из которых материал эвакуируется желобами и обезвоживающими элеваторами.

Техническая характеристика машины МОБК-8С приведена в табл. 151.

Машина МОБК-8С разработана на основании опыта эксплуатации на Чкаловской ОФ Орджоникидзевского ГОКа экспериментального образца машины МОБК-8.

В машине МОБК-8С по сравнению с МОБК-8 применены более совершенные золотники и разгрузочные устройства, повышена надежность работы корпуса и решета. Решета из полнитуленовых колосников не забиваются, что повышает эффективность обогащения. При переработке 150 т/ч окисной ширококлассифицированной марганцевой руды крупностью 3—50 мм получен концентрат со средним содержанием марганца 45,7% при выходе 74,9% и падением марганца в концентрат 80,7%. Коэффициент погрешности разделения при этом составили 0,079.

Техническая характеристика машины МОБК-8С

Параметры	Показатели
Площадь решет, м ²	8
Ширина отсадочных решет, мм	2000
Максимальный размер куска питания, не более, мм	60
Производительность, т/ч	До 120
Мощность электродвигателя, кВт	2,2
Габариты, мм:	
длина	5610
ширина	3270
высота	4140
Масса машины (без электродвигателя), кг	19 000

В 1970 г. Поваровский опытный завод института Гипромашобогатение изготовил две машины МОБК-8С по заказу Чкаловской ОФ и Ленингорского горно-металлургического комбината.

§ 32. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ОТСАДОЧНЫХ МАШИН

При отсадке мелкой руды или неклассифицированного материала отсадочная машина должна работать с искусственной постелью. В качестве постели можно использовать зерна тяжелого материала, плотность которого не ниже плотности тяжелой фракции, а размеры зерен постели больше крупных зерен руды в два-три раза.

Длина хода поршня должна быть не менее полуторного размера наибольшего зерна в руде, поступающей на отсадку в поршневую машину. Для крупных зерен ход поршня изменяется в пределах 25—80 мм, для мелких (4—1) — (5—15) мм. Число ходов поршня находится в обратном отношении с длиной хода и составляет 130—200 в минуту при обработке класса крупнее 4 мм и 280—350 в минуту при крупности 4 мм и менее.

Высота слоя должна быть для мелкого материала в 20 раз, а для крупного в 5—12 раз больше наибольшего размера зерен.

Руда на отсадку должна подаваться равномерно. Частые колебания загрузки и перебор в питании машины рудой нарушают режим отсадки и ухудшают качественные показатели обогащения.

Одним из основных условий высокой производительности отсадочной машины и хороших качественных показателей ее работы является оптимальное разрыхление материала на решетке. Технолог обычно на ощупь определяет ход отсадки. Если постель слишком плотная и руда проникает через нее с трудом, то это означает, что в постели остаются зерна тяжелого минерала, и слой постели следует уменьшать. Если, наоборот, рука очень легко входит в постель, то постель чрезмерно разрыхлена, слой ее следует увеличить.

При обогащении богатой руды обычно применяют мелкую постель, а при обогащении бедной — более глубокую. Для богатых руд глубокую постель применяют тогда, когда желают получить чистый концентрат. Чем меньше рванца в плотности минералов, тем толще постель.

Амплитуду колебаний диафрагмы и количество подрешетной воды следует устанавливать в зависимости от крупности обогащаемого материала. Недостаточное количество воды ухудшает качество концентрата, а избыточное количество приводит к потерям полезных материалов в результате выноса их с хлопьями.

У диафрагмовых машин диафрагма должна быть плотно соединена со стенками камеры и стальным диском.

Резина диафрагмы должна быть эластичной, без разрывов и больших трещин; коромысло и штоки следует устанавливать и регулировать с таким расчетом, чтобы получить одинаковые амплитуды колебаний обеих диафрагм; во избежание неравномерной работы резины штоки необходимо закреплять в геометрическом центре диафрагмы; распределительный клапан нужно регулировать так, чтобы он открывался только во время нисходящего движения воды. При восходящем потоке клапан должен быть плотно закрыт, что достигается тщательной пригонкой сопряженных поверхностей.

Глава X

ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ В ВОДЕ, ТЕКУЩЕЙ ПО НАКЛОННОЙ ПЛОСКОСТИ

Минеральная частица, находящаяся в струе воды, текущей по наклонной поверхности, подвергается динамическому действию струи, которое зависит от скорости течения, плотности жидкости и характера движения потока. В то же время частица испытывает сопротивление от трения о поверхность или частицы, которые осаждаются на поверхности.

При обогащении в желобах возникают дополнительные силы, создаваемые сечением желоба. В спиральном желобе дополнительными силами являются центробежные силы. Действие текущей по наклонной поверхности струи воды на минеральные частицы основано на использовании разницы скоростей движения частиц, подобно падению тел в воде.

Все виды обогащения полезных ископаемых в струе воды, текущей по наклонной поверхности, можно подразделить на две основные группы: обогащение на столах и обогащение в желобах. Столы имеют форму широких наклонных плоскостей, а желоба представляют собой узкие, но относительно длинные русла различного сечения.

В современной практике обогащения из многочисленных видов оборудования для обогащения в воде, текущей по наклонной поверхности, широкое применение находят концентрационные столы, винтовые сепараторы (желоба), конусные и струйные сепараторы, вибрационные сепараторы и шлюзы.

§ 33. КОНЦЕНТРАЦИОННЫЕ СТОЛЫ

Процесс обогащения на столах основан на разности плотности обогащаемых минералов и их разделении (расслаивании) в струе воды, текущей по слегка наклонной поверхности. На эффективность процесса обогащения руды на концентрационном столе оказывают влияние крупность и вещественный состав руды, метод подготовки материала перед обогащением (гидравлическая классификация, обесшламливание и др.), форма и размеры деки, кинематика ее движения, амплитуда и число ходов деки в минуту, угол наклона деки, тип, расположение и размер нарифлений, разжижение пульпы, количество смывной воды и обрабатываемого материала.

Расчет производительности концентрационных столов

Производительность стола можно определить по формуле И. Н. Исаева

$$Q = k \delta F d_{cp} \left(\frac{\delta_r - \Delta}{\delta_n - \Delta} \right)^{0,6} \cdot \tau / \text{ч}, \quad (92)$$

- где k — коэффициент, обычно равный 0,4;
 δ — плотность исходного питания стола, г/см³;
 F — площадь деки стола, м²;
 d_{cp} — средний (арифметический) диаметр частиц, мм;
 δ_r — плотность тяжелой фракции, г/см³;

δ_d — плотность легкой фракции, г/см³;
 Δ — плотность среды (для воды 1 г/см³).

Оптимальная длина хода и число ходов деки стола

$$l = 18 \sqrt[4]{\frac{d_{\max}}{\delta_{\max}}}, \text{ мм;} \quad (93)$$

$$n = \frac{250}{\sqrt[6]{\frac{d_{\max}}{\delta_{\max}}}}, \quad (94)$$

где d_{\max} — размер частиц, равный размеру сита, на котором остаток материала составляет 5%.

Производительность концентрационного стола при пересчете концентрата обычно на 20—30% меньше, чем в основном цикле.

Для определения производительности концентрационного стола можно пользоваться номограммой (рис. 40), вычисленной И. Н. Исаевым. Допустим

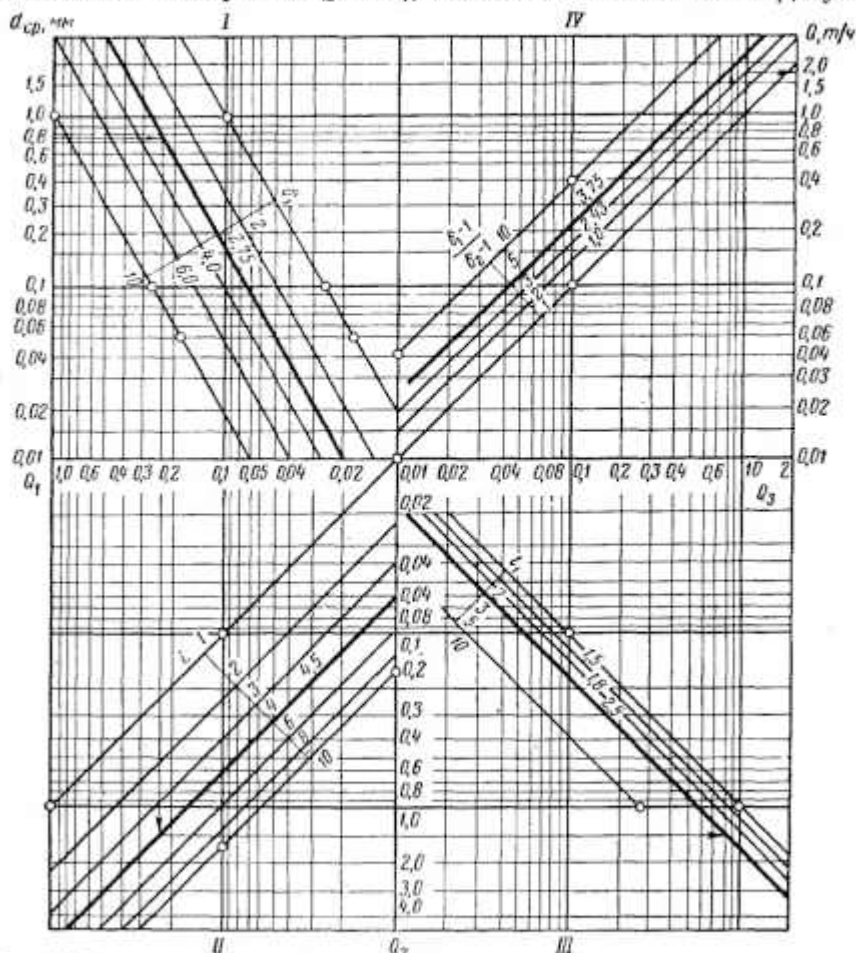


Рис. 40. Номограмма для определения производительности концентрационных столов в зависимости от крупности обрабатываемого материала ($d_{\text{ср}}$), плотности материала (δ_1), длины деки (L), оптимального отношения длины деки к ее ширине (l) и отношения плотностей

полезного минерала к пустой породе в воде $\frac{\delta_1 - 1}{\delta_2 - 2}$

Расчетная производительность концентрационных столов для руд различной крупности (плотность полезного минерала 6—7,5 г/см³) (по Н. И. Исаеву)

Параметры	Тип стола						
	Шляхо- вый	Мелносеточный			Песочный		
Оптимальное отношение длины деки к ее ширине	4,5	1,8			2,9		
Средняя крупность обогащаемого материала, мм	0,1	0,2	0,3	0,5	1	1,5	2
Промышленные столы (длина деки L=4,5 м)							
Ширина деки, м	3	2,5			1,8		
Площадь деки, м ²	13,5	11,25			8,1		
Производительность, т/ч	0,7	0,98	1,25	1,65	2,25	2,75	3,25
Удельная производительность, кг/ч·м ²	51,5	87	111	146	278	338	400
Полупромышленные столы (длина деки L=2 м)							
Ширина деки, м	1,33	1,11			0,8		
Площадь деки, м ²	2,67	2,22			1,6		
Производительность, т/ч	0,27	0,37	0,47	0,62	0,85	1,05	—
Удельная производительность, кг/ч·м ²	101	166	212	279	570	650	—
Лабораторные столы (длина деки L=1 м)							
Ширина деки, м	0,67	0,55			0,4		
Площадь деки, м ²	0,67	0,55			0,4		
Производительность, т/ч	0,11	0,16	0,2	0,25	—	—	—
Удельная производительность, кг/ч·м ²	164	290	360	450	—	—	—

на промышленном концентрационном столе обогащается руда плотностью 2,75 г/см³, средней крупностью зерен 0,75 мм при длине деки 4,5 м, оптимальном отношении длины деки к ширине 2,5, плотности полезного минерала 7,2 г/см³ и пустой породы 2,65 г/см³.

В левом верхнем квадрате сетки через точку 0,75 шкалы $d_{ср}$ проводят горизонтальную прямую до отметки 2,75 (плотность руды). Из полученной точки проводят вертикальную прямую в нижний левый квадрат сетки до пересечения с прямой, отвечающей значению $L = 4,5$ м. Через полученную точку проводят горизонтальную прямую до пересечения в нижнем правом квадрате сетки с прямой, соответствующей значению $I_{сст} = 2,5$. Затем через эту точку проводят вертикальную прямую в верхний правый квадрат сетки до пересечения с прямой, соответствующей значению $\frac{\delta_1 - 1}{\delta_2 - 1} = 3,75$, и, наконец, через полученную точку проводят горизонтальную прямую до пересечения со шкалой производительности, на которой находят значение $Q = 1,8$ т/ч. При пользовании номограммой погрешность определения не превышает 5%. В табл. 152 приведена расчетная производительность концентрационных столов для руд, содержащих полезные минералы плотностью 6—7,5 г/см³.

Влияние отдельных параметров на результаты работы концентрационных столов

Размер дек и оптимальное отношение длины дек к ее ширине следует выбирать в зависимости от крупности зерен обогащаемых руд.

В табл. 153 приведена средняя производительность столов с деками площадью 8 м² (промышленный стол), 2 м² (полупромышленный стол) и 0,4 м² (лабораторный стол).

Таблица 153

Зависимость производительности концентрационных столов от площади дек при различной крупности зерен обрабатываемых руд (по И. Н. Исаеву)

Средняя крупность зерен, мм	Производительность столов, кг/ч		
	промышленных	полупромышленных	лабораторных
2	3,2	—	—
1,25	2,5	0,9	—
0,75	1,8	0,69	0,23
0,54	1,5	0,55	0,19
0,35	1,2	0,44	0,16
0,28	1,1	0,4	0,14
0,19	0,9	0,3	0,12
0,14	0,75	0,265	0,095
0,08	0,55	0,2	0,07
0,04	0,36	0,14	0,047

Оптимальное отношение длины дек к ее ширине составляет: 1,8 при обогащении материала крупностью менее 1 мм; 1,5 при обогащении тонких материалов и шламов; 2,5—2,7 при обогащении крупной руды.

С учетом сказанного деки изготавливают трех видов: песковые (для материала крупностью более 1 мм с отношением длины к ширине примерно 2,5), мелкопесковые (для материала крупностью 0,2—1 мм с отношением длины к ширине 1,8), шламовые (для тонкого материала и шламов крупностью менее 0,2 мм с отношением длины к ширине не более 1,5).

Длина хода и число ходов дек при крупности зерен от 0,04 до 3 мм приведены в табл. 154.

Таблица 154

Длина хода и число ходов дек стола в минуту в зависимости от крупности зерен обрабатываемой руды (по И. Н. Исаеву)

Максимальный размер зерен, мм	Длина хода, мм	Число ходов в минуту	Максимальный размер зерен, мм	Длина хода, мм	Число ходов в минуту
3,0	24	200	0,8	17	262
2,5	23	208	0,6	16	277
2,36	22	210	0,5	15	287
2,15	22	215	0,4	14	300
2,0	21,5	217	0,3	13	319
1,5	20	230	0,2	12	345
1,4	20	234	0,1	10	396
1,2	19	239	0,07	9	426
1,0	18	250	0,04	8	470

Оптимальные рекомендуемые величины угла поперечного наклона деки (по И. Н. Исаеву) составляют: 6—10° для особо крупных и тяжелых материалов, 4—8° для пескового материала, 2,5—3,5° для мелкого пескового материала, 1—2,5° для тонкого материала и шламов.

Размеры и расположение рифлей у дек имеют существенное значение. Высота, расположение рифлей и расстояние между ними (глубина и ширина желобков) должны быть увязаны с крупностью и плотностью минеральных зерен тяжелой и легкой фракций, а также с углом наклона деки, количеством и скоростью смывной струи воды и производительностью стола.

Для обработки крупнозернистого материала применяют большей частью высокие рифли и отношение ширины желобков к средней высоте рифлей равно примерно 1,5—2. Для мелкозернистого материала это отношение составляет 3—4. Для тонкого материала и шламов рифли берутся еще ниже, а отношение желобков к средней высоте рифлей составляет около 5—6.

На основании исследований института Механообр, И. Н. Исаев рекомендует следующие высоты нижних рифлей (со стороны привода):

Крупность материала, мм	Высота нижних рифлей, мм
1,5—1	18—20
1—0,5	15—18
0,5—0,2	12—15

Для материала мельче 0,2 мм и для шламов высота нижних рифлей равна 10 мм, но в промежутках между ними, через четыре-пять рифлей, устанавливаются высокие и широкие рифли с пологими краями.

Все рифли изготовляют одинаковой длины и высоты, срезанными на вет, начиная с $\frac{3}{4}$ длины. Рифли при обычном их расположении срезаются под углом 30—45° в зависимости от ширины деки. При отношении длины деки к ее ширине, равном 1,5, линия среза должна проходить под углом 40—45°, а при отношении длины деки к ее ширине, равном 2,5—2,7, — под углом 30—35°. На деках с промежуточным значением отношения длины к ее ширине линия среза проходит под углом 35—40°.

Для труднообогатимых руд и при доводке черновых концентратов, когда разница плотностей разделяемых минералов небольшая, целесообразно рифли на деке устанавливать под углом 4—15° к направлению движения деки. Расстояние между рифлями для промывленных столов равно 20—45 мм (в среднем около 30 мм) в зависимости от высоты рифлей, назначения операций и характера обрабатываемой руды.

Количество смывной воды зависит от наклона деки. Чем больше наклон, тем меньше требуется смывной воды. Избыток, как и недостаток, воды ухудшает разделение материала на деке. На разделение материала влияет также и разжижение пульпы. Оптимальным разжижением считается обычно отношение Ж : Т = 3 (4) : 1 (нижний предел Ж : Т = 2 (3) : 1, верхний — 6 : 1). Переход за указанные пределы приводит к нарушению процесса разделения.

В табл. 155 приводятся параметры обогащения руд средней обогатимости крупностью 3—4; 1—0,2 и менее 0,2 мм на концентрационных столах.

Регулировку работы концентрационного стола необходимо начинать с изменения одного из факторов (количество смывной воды, положение отсечек, положение затворов в водном желобе, угол наклона стола и т. д.). Нельзя изменять несколько факторов одновременно.

Дека должна быть гладкой и ровной на всей площади стола, без порывов, трещин и вздутий. Планки следует укладывать строго параллельно, соблюдая заданный шаг. Они должны быть тщательно строгаными, гладкими, ровными, без задиrow.

Необходимо внимательно следить за количеством и чистотой масла в картере механизма, поддерживая максимально возможный его уровень; крышка картера должна плотно ложиться, отверстие для тяги в крышке необходимо закрыть.

При появлении стука в механизме следует проверить, достаточно ли сжата пружина, величину зазоров в шатунном подшипнике, состояние гнезд в сухарях распорных плит, а в рычажно-эксцентриковом механизме проверить величину зазора между роликом и рычагом и состояние их рабочих поверхностей.

Примерные параметры обогащения оловянно-вольфрамовых и других руд средней обогатимости на концентрационных столах (по И. Н. Исаяву)

Параметры	Песковые столы, крупность материала, мм		Шламные столы, крупность материала 0,2 мм
	1-3	1-3	
Отношение длины деки к ее ширине	Около 2,5	Около 1,8	< 4,5
Длина хода деки, мм	16-26	12-18	6-12
Число ходов деки в минуту	200-270	270-320	320-420
Поперечный наклон деки стола, град	4-10	2-4	1-2,5
Продольный подъем деки, мм	20-30	10-20	Понижение 1-10
Развижение питания, Ж : Т	3,5 : 1 до 5 : 1	3,5 : 1 до 4 : 1	3,5 : 1 до 5 : 1
Относительное количество смазочной воды, Ж : Т	1 : 1 до 5 : 1	1,5 : 1	2 : 1
Высота нижних рифлей со стороны привода, мм	26-18	18-12	12-8
Расстояние между нарифленными, мм	30-45	25-40	30-45
Производительность стола, т/ч	2-4	0,9-2	0,3-0,8

Отечественной машиностроительной промышленностью в настоящее время серийно выпускаются одноярусные и трехъярусные столы. Последние при одинаковых показателях занимают примерно в три раза меньшую площадь пола и потребляют в 3,6 раза меньше электроэнергии на единицу производительности по сравнению с одноярусными столами. В табл. 156 приведена техническая характеристика концентрационных столов.

Таблица 156

Техническая характеристика концентрационных столов

Параметры	Типоразмер стола		
	Одноярусные		Трехъярусные
	СК-1А	СКМ-1А	
Число дек	1	1	6
Ширина деки, мм	1000	1800	800
Длина деки, мм:			
верхней	2100	4500	2120
средней	—	—	3160
нижней	—	—	4200
Длина хода деки, мм	12-25	12-30	12-30
Число ходов в минуту	230-400	230-300	230-350
Угол поперечного наклона, град	0-10	2-8	0-10
Производительность, т/ч	0,3-0,5	0,5-5	1-10
Электродвигатель:			
тип	АО2-22-6	АО2-32-6	АО2-32-6
мощность, квт	1,1	2,2	2,2
Масса стола, кг	440	1335	1836
Изготовитель	Завод «Труд»		

В институте Механобр и других организациях производятся работы по совершенствованию конструкции концентрационных столов. Подготавливаются к серийному выпуску многолетние подвесные и этажерочные столы с инерционным приводом, обеспечивающие высокие технологические показатели обогащения мелкозернистых продуктов.

§ 34. КОНЦЕНТРАЦИОННЫЕ СТОЛЫ НОВЫХ КОНСТРУКЦИЙ

Концентрационный стол СКП-20 (рис. 41) представляет собой опорно-подвесную конструкцию с двенадцатью полупромышленными деками, скомпонованными на двух подвижных рамах, соединенных между собой инерционным приводом бигармонических колебаний. Конструкция стола двусторонняя. Деки (по три), установленные параллельно одна над другой, расположены с обеих сторон подвижных рам. Каждая дека имеет размеры 900×1800 мм. Деки выполнены из алюминивно-магниевого сплава АМГ-5. Резиновые рафли приклеиваются к декам клеем № 88. Все деки снабжены индивидуальными механизмами, позволяющими регулировать поперечный угол наклона дек от горизонтального положения до 8° . Смыльная вода на деки поступает из желобов, установленных на каждой деке.

Две подвижные рамы, бигармонический привод, двенадцать дек, поворотные механизмы и желоба для смыльной воды составляют подвижную часть стола, подвешенную на восьми тросах к опорной раме.

Для равномерного распределения исходного питания по декам стол снабжен шестиструйными пульверизаторами, из которых пульпа поступает в приемные короба и далее самотеком на деки. В табл. 157 приведена техническая характеристика стола СКП-20.

Таблица 157

Техническая характеристика концентрационного стола СКП-20

Параметры	Показатели
Число дек	12
Размер каждой деки:	
длина, мм	1800
ширина, мм	900
площадь, м ²	1,62
Общая площадь дек, м ²	19,44
Длина хода дек, мм	8, 12, 16
Число ходов дек в минуту	300, 350
Угол поперечного наклона, град	0—8
Крупность питания, мм	1—0,04
Производительность (в зависимости от крупности и физических свойств материала), т/ч	1,5—6
Мощность электродвигателя (установочная), кВт	2,2
Габариты, мм:	
длина	5610
ширина	2500
высота	2100
Масса движущихся частей, кг	2200
Общая масса стола в состоянии поставки, кг	3891

Основными регулируемыми факторами технологического процесса являются: число ходов и величина хода деки, поперечный и продольный уклоны деки, расход, распределение воды и характер диаграммы движения деки.

Определяя зависимости каждого фактора в отдельности от характера обрабатываемых руд, следует исходить из данных предварительного исследования, а при отсутствии таковых руководствоваться данными исследований аналогичных руд.

При обогащении мелкого материала принимают обычно 350, а материала более крупного — 300 ходов в минуту.

Величина хода дек также принимается в зависимости от крупности материала: для мелкого — 8, 12, для крупного — 16 мм.

Наклон дек стола зависит от крупности обрабатываемого материала, от назначения операции и требуемого качества продуктов обогащения. При обогащении мелкого материала поперечный уклон дек, как правило, устанавливается в пределах 2—4°, а при обогащении более крупного материала, в котором полезные минералы имеют большую плотность, — 4—8°.

Расход смывной воды и ее распределение по деке являются наиболее гибкими факторами регулировки. Большой расход технологической воды требуется при доводочных операциях, получении готовых продуктов обогащения, меньший — при первичном обогащении мелкого материала.

Важным условием хорошей работы стола является равномерность питания. При отсутствии необходимой стабильности питания происходит колебание веса продуктов обогащения. В результате затрудняется управление процессом и снижается эффективность обогащения.

Концентрационный стол СК-22 (рис. 42) представляет собой подвесной трехдечный концентрационный стол с диагональным движением дек от инерционного приводного механизма.

Стол состоит из трех дек, покрытых резиной, и самобалансного инерционного механизма, подвешенного на тросах к балкам опорной рамы.

Приводной механизм с помощью траверсы сообщает декам продольные качания. Регулируемый поперечный наклон придается декам креновым механизмом, а продольный — изменением длины подвесок тросов.

В зависимости от того, с какой стороны подается питание, столы бывают правые и левые. И те и другие могут быть как песковыми, так и шламовыми. Песковые и шламовые столы имеют одинаковое устройство и отличаются только характером нарифлений и размерами желобов для питания и воды. В табл. 158 приведена техническая характеристика столов СК-22.

Таблица 158

Техническая характеристика концентрационного стола СК-22

Параметры	Показатели
Число дек	3
Площадь одной деки, м ²	7,5
Общая площадь дек, м ²	22,5
Длина хода дек, мм	10, 12, 14, 16, 48, 20
Число ходов дек в минуту	300
Угол поперечного наклона, град	0—8
Крупность питания стола, мм:	
пескового	3—0,2
шламового	0,2—0,04
Производительность стола, т/ч:	
пескового	3—10
шламового	1—3
Мощность электродвигателя, квт	2,2
Масса неподвижных частей, кг	2100
Общая масса стола в состоянии поставки, кг	3380

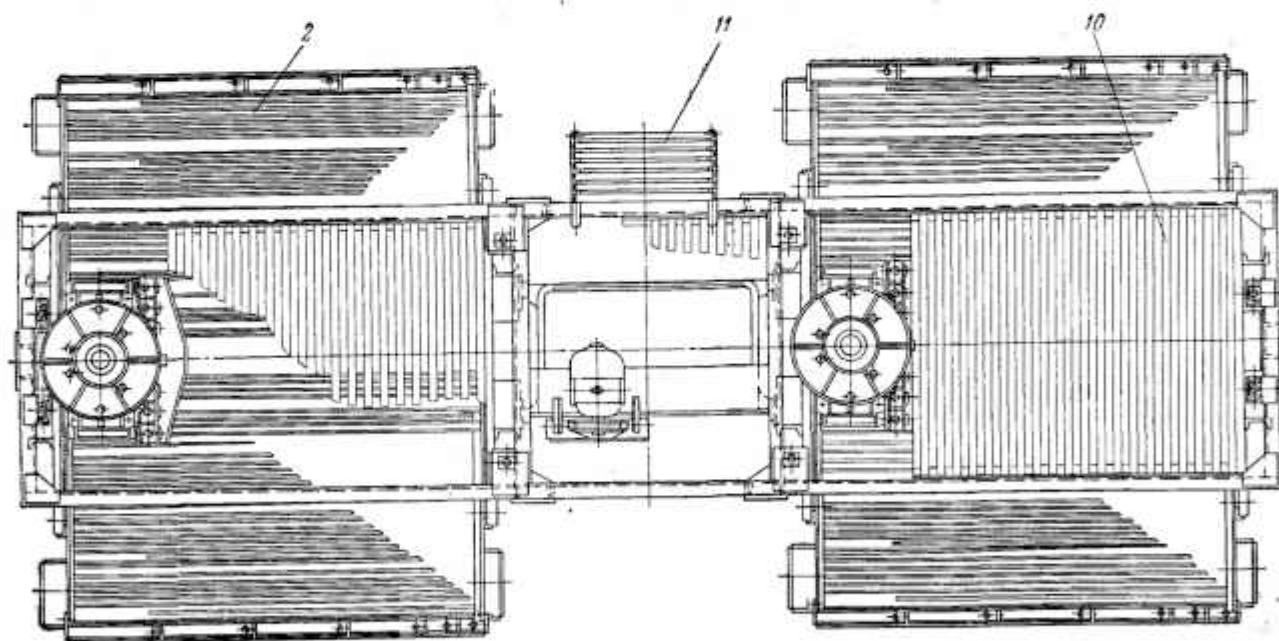
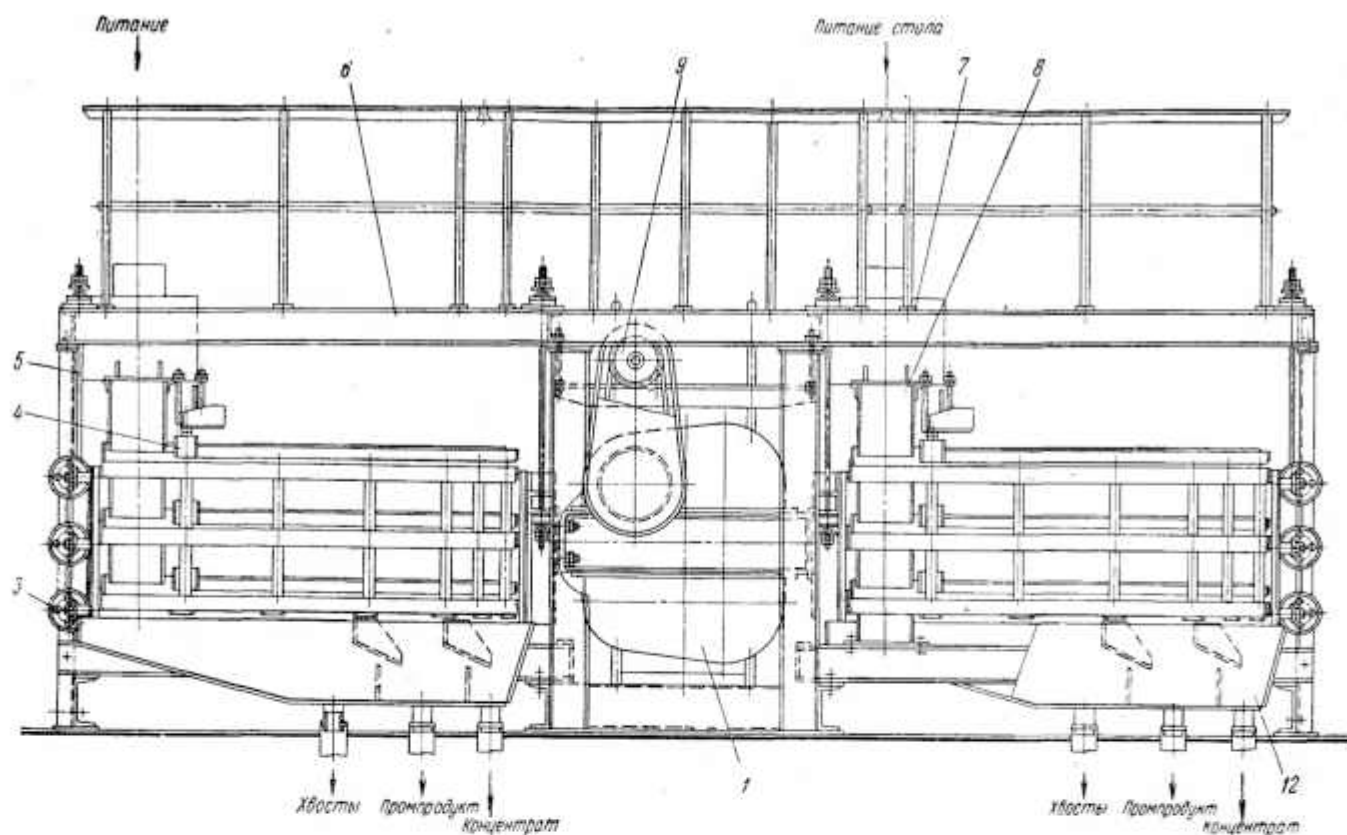


Рис. 41. Концентрационный стол СКП-20:

1 — инерционный привод; 2 — дека; 3 — поворотный механизм; 4 — желоб для воды; 5 — подвеска; 6 — опорная рама; 7 — пуль-
 поделитель; 8 — приемные короба; 9 — электродвигатель; 10 — ваятия; 11 — переносная лестница; 12 — желоба для продуктов
 обогащения

Опытно-промышленные образцы столов СК-22Ш и СК-22П, изготовленные заводом «Труд» по чертежам СКБ ГОМ, испытывались в 1967 г. на Огневской обогатительной фабрике Белогорского комбината. Испытания проводились

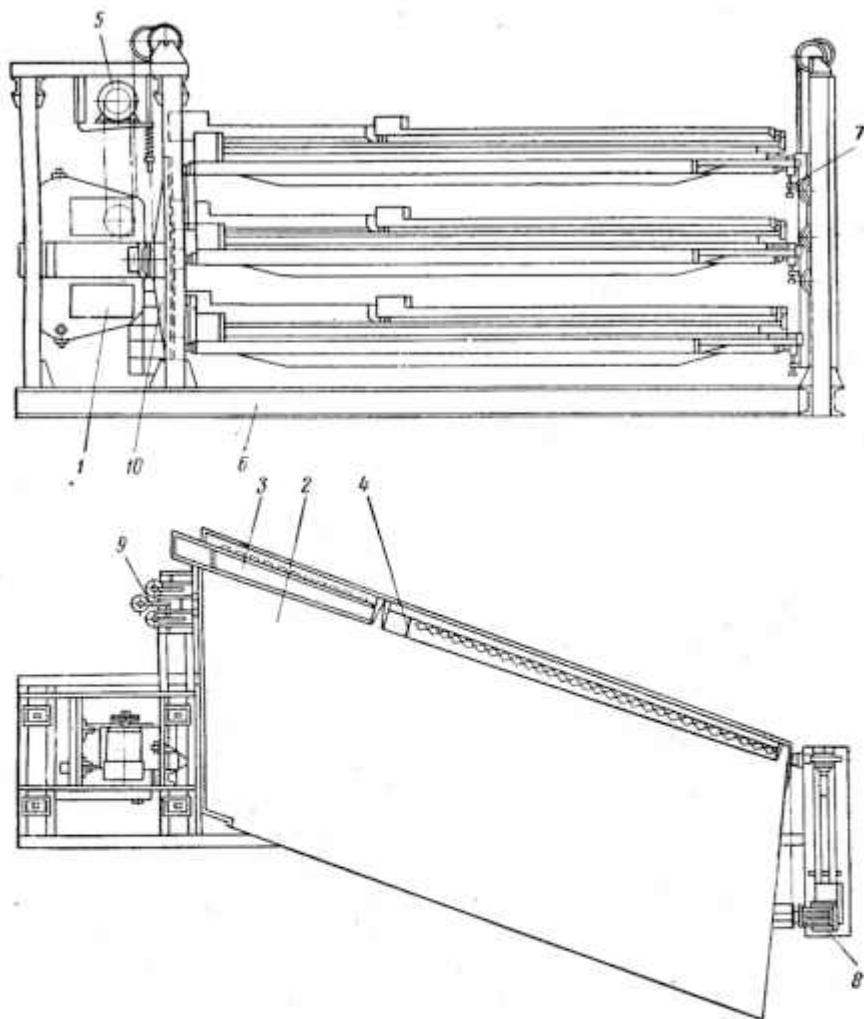


Рис. 42. Концентрационный стол СК-22:

7 — приводный механизм; 2 — дека; 3 — желоб для питания; 4 — желоб для воды; 5 — электродвигатель; 6 — опорная рама; 7 — траверса дек; 8 — креновый механизм; 9 — противо-вес; 10 — траверса привода

параллельно с работающими столами ЯСК-1 и СКМ-1. При испытаниях было установлено, что производительность концентрационных столов СК-22 превышает производительность столов СКМ-1 примерно в 3 раза, а производительность столов ЯСК-1 — в 1,3—1,5 раза при равных технологических показателях обогащения. Столы СК-22 рекомендованы в серийное производство.

§ 35. ВИБРАЦИОННЫЙ КОНЦЕНТРАТОР ВК-2М

Вибрационный концентратор разработан Всесоюзным научно-исследовательским институтом золота и редких металлов (ВНИИ-1) и с 1968 г. серийно изготавливается Ягодинским ремонтно-механическим заводом.

На рис. 43 показаны вибрационный концентратор с использованием двух концентрационных элементов, а также продольный и поперечный разрезы концентрационного элемента.

Концентрационные элементы жестко связаны между собой косынками и подвешены к раме с помощью наклонно расположенных в двух плоскостях цилиндрических пружин. Концентрационные элементы получают колебательные

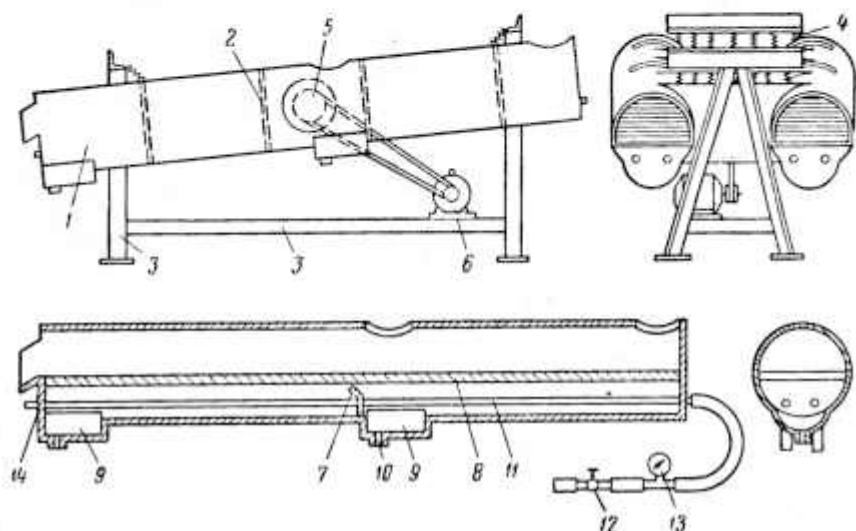


Рис. 43. Вибрационный концентратор ВК-2М:

1 — концентрационный элемент; 2 — косынка; 3 — рама; 4 — цилиндрические пружины; 5 — вибратор; 6 — электродвигатель; 7 — пороги; 8 — решетка; 9 — карман; 10 — отверстие; 11 — перфорированные трубы; 12 — вентиль; 13 — манометр; 14 — хвостовой порог

движения от жестко прикрепленного к ним вибратора, установленного в центре тяжести этих элементов, находящихся в рабочем состоянии, приводимого в действие электродвигателем.

Концентрационный элемент выполнен в виде трубы и разделен по длине на несколько секций порогами, установленными по высоте до трафаретов, представляющих собой съемную металлическую решетку лестничного типа с наклоном планок по ходу пульпы.

В конце каждой секции имеются карман для сбора концентрата и отверстия со сменными насадками разного диаметра для выпуска концентрата. Между решеткой и дном корпуса концентрационного элемента крепятся одна или несколько перфорированных труб для направления подачи воды, расход которой регулируется вентилем, а давление — манометром.

Обогащенный материал в виде пульпы через пульподелитель равномерно подается в головки концентрационных элементов.

Расслоение зерен по плотности начинается в потоке пульпы над решеткой и продолжается в слое материала, находящемся под решеткой.

Концентраты и промежуточные продукты разгружаются через отверстия со сменными насадками, а хвосты — через хвостовой порог. В зависимости

Техническая характеристика вибрационного концентратора ВК-2М

Параметры	Показатели
Производительность, т/ч	6—10
Частота вибраций, гц	16—33
Амплитуда, мм	0,2—0,7
Мощность (установочная), квт	2,2
Габариты, мм:	
длина	2100
ширина	950
высота	1740
Масса концентратора, кг	630

от характера обогащаемого материала интенсивность вибрации регулируется с помощью дебалансов на вибраторе и съемных шкивов на электродвигателе.

В табл. 159 приведена техническая характеристика концентратора.

§ 36. ЯРУСНЫЕ КОНУСНЫЕ СЕПАРАТОРЫ

Ярусные конусные сепараторы СК2-2, СК3-2, СК4/3-2 и СК2-3 изготовлены по чертежам конструкторского отдела Верхнеднепровского горно-металлургического комбината в механических мастерских и прошли промышленные испытания на обогатительной фабрике этого комбината в 1967 г.

Результаты испытаний показали, что ярусные конусные сепараторы являются высокопроизводительными и эффективными аппаратами для обогащения титано-цирконовых песков и позволяют получать готовый коллективный концентрат как при низком, так и при высоком содержании металла в песках, с достаточно высоким извлечением основного минерала.

Применение четырнадцати ярусных конусных сепараторов на одной секции обогатительной фабрики Верхнеднепровского горно-металлургического комбината взамен 88 концентрационных столов позволило при тех же технологических показателях сократить производственные площади, снизить себестоимость переработки песков, упростить обслуживание и повысить производительность секции на 25%.

По сравнению с одноярусными конусными сепараторами двух- и трехъярусные имеют значительно большую удельную производительность на единицу производственной площади, более компактны и удобны в эксплуатации.

Производительность конусных сепараторов составляет по данным испытаний:

Тип сепаратора	Производительность по питанию, т/ч
СК2-2	30—35
СК3-2	60—70
СК4/3-2	100—120
СК2-3	30—35

Конусный сепаратор СК2м (рис. 44) является гравитационным аппаратом, работающим по принципу обогащения в тонком слое плотной пульпы. Он предназначен для обогащения руд и россышей крупностью от 0,074 до 3 мм.

Основным рабочим элементом конусного сепаратора является усеченный конус, установленный на раме. Над конусом смонтированы распределительное конусное кольцо с перфорированной кольцевой перегородкой и вращающийся пульпораспределитель («сегнерово колесо»), состоящий из цилиндра, труб и расходных насадок.

В конус поступает пульпа плотностью 40—60% твердого (по весу), которая при движении по рабочему конусу под действием потока за счет различной

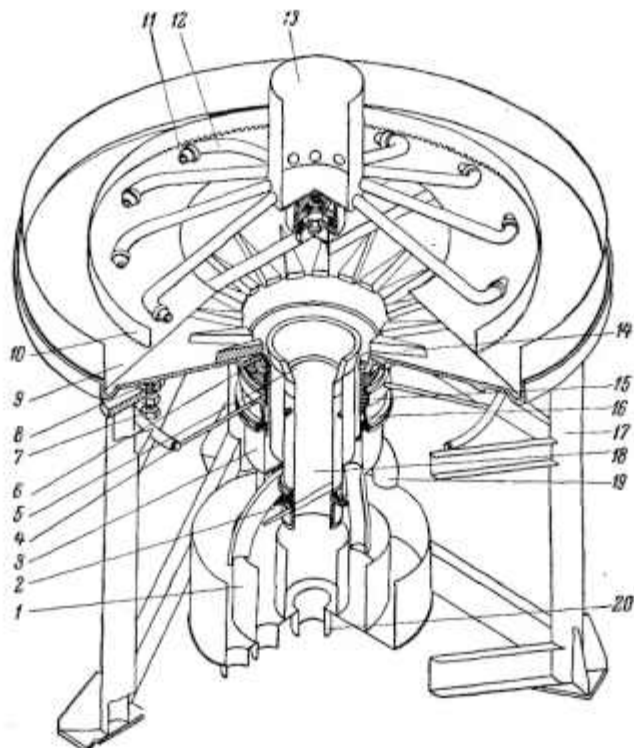


Рис. 44. Конусный сепаратор СК2м:

1 — сборный кольцевой желоб; 2, 18, 19 — трубы; 3, 15, 16 — шпильные узлы регулировки; 4 — штурвал; 5 — отвесатели; 6 — отклоняющее кольцо; 7 — регулировочные болты; 8 — усеченный конус; 9 — распределительное конусное кольцо; 10 — перфорированная кольцевая перегородка; 11 — расходные насадки; 12 — трубы пульверизаторов; 13 — цилиндр пульверизатора; 14 — суживающие клинья; 17 — рама; 20 — патрубок

Таблица 160

Техническая характеристика конусного сепаратора СК2м

Параметры	Показатели
Диаметр основания рабочего конуса, мм	2000
Производительность на материале крупностью — 0,25 мм, т/ч	20—40
Плотность пыли в питании, % (по весу)	40—60
Частота вращения «сегнерова колеса», об/мин	20—40
Габариты, мм:	
длина	2235
ширина	2235
высота	2400
Масса сепаратора, кг	2000

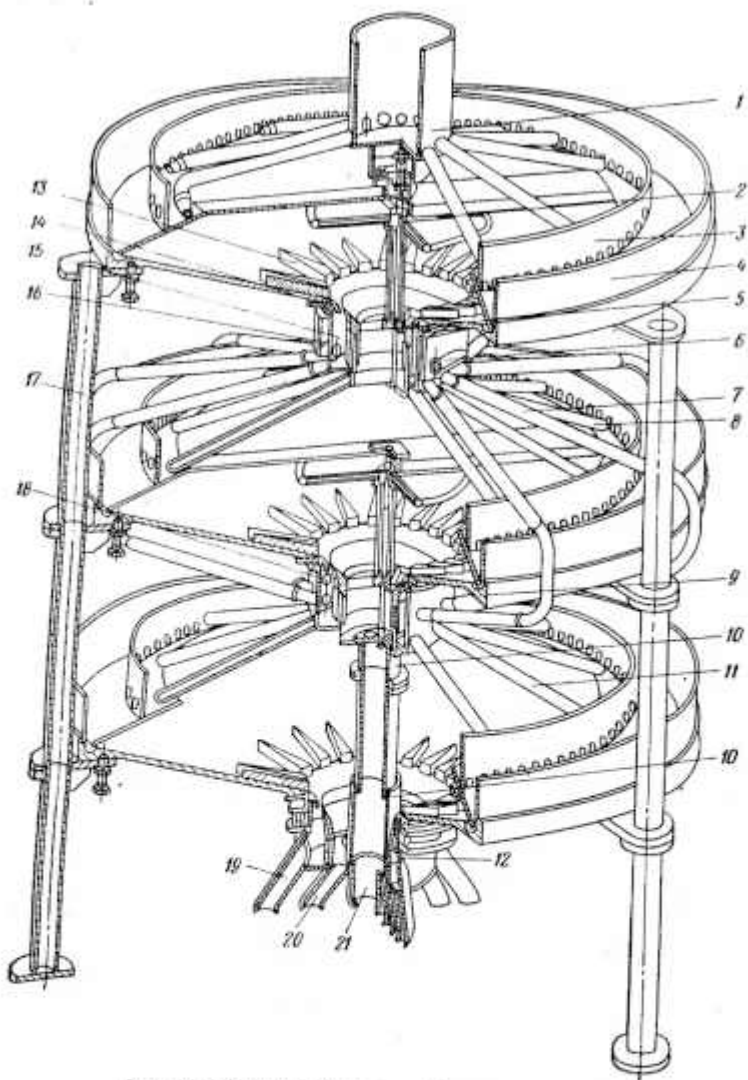


Рис. 45. Трехъярусный конусный сепаратор СК2-3:

1 — загрузочное устройство; 2 — механизм для регулирования положения отсевателей; 3 — стабилизирующая перегородка; 4 — конус; 5 — отсеватели; 6 — подвод свежей воды; 7 — трубы для подачи концентрата с конуса верхнего яруса на конус среднего яруса; 8 — трубы для подачи концентрата с конуса среднего яруса на конус нижнего яруса; 9 — рабочий конус; 10 — трубы для вывода хвостовых клещей; 11 — трубы для подачи концентрата с конуса нижнего яруса; 12 — коллектор нижнего яруса; 13 — камера для подачи воды в концентрат конусов верхнего и среднего ярусов; 14 — вали для распределения воды; 15 — отклоняющее кольцо; 16 — опоры; 17 — опоры; 18 — камера для подачи воды в концентрат конусов верхнего и среднего ярусов; 19 — трубы для сбора концентрата; 20 — трубы для сбора промывочного продукта; 21 — трубы для сбора хвостов

плотности и крупности минералов расслаивается на тяжелую и легкую фракции. Лучшему расслоению и повышению эффективности обогащения способствует установка отклоняющего кольца и суживающих клиньев.

При стекании с поверхности рабочего конуса, огибая отклоняющее кольцо, поток пульпы приобретает форму вееров, которые с помощью отсекателей делятся на три продукта: тяжелая фракция, промежуточный продукт и легкая фракция. Полученные продукты обогащения по трубам направляются в сборный кольцевой желоб и через патрубки в соответствующие точки технологической схемы.

Выход продуктов и их качество регулируются винтовым узлом регулировки путем вращения штурвала.

Для нормальной работы конусного сепаратора требуется строго горизонтальная установка рабочего конуса, которая достигается с помощью трех регулировочных болтов. В табл. 160 приведена техническая характеристика сепаратора.

Конусный сепаратор СК2-3 (рис. 45) является новым высокопроизводительным аппаратом, предназначенным для гравитационного обогащения россыпей и руд крупностью от 0,074 до 3 мм, содержащих минералы различной плотности.

Минералы разделяются в тонком слое плотной пульпы, протекающей в виде кольцевого замкнутого потока по конусной поверхности.

Основными рабочими элементами конусного сепаратора являются рабочие конусы, смонтированные друг над другом на общей раме. Конус верхнего яруса служит для основной операции обогащения, а конусы среднего и нижнего ярусов — для пересортировки продуктов, получаемых на конусе верхнего яруса. В зависимости от условий применения сепаратор может быть выполнен в одном из трех вариантов схемы, с получением трех продуктов: концентрата, промпродукта и хвостов. Варианты схем предусматривают операции: I — основную, пересортировочную и контрольную; II — основную и две контрольные; III — основную и две пересортировочные.

На рис. 45 показан сепаратор, рассчитанный на работу по схеме I варианта.

Рабочие конусы изготавливаются литыми из чугуна, но могут быть и из износостойчивых материалов вебольшей плотности.

В табл. 161 приведена техническая характеристика конусного сепаратора.

Таблица 161

Техническая характеристика конусного сепаратора СК2-3

Параметры	Показатели
Условный диаметр основания конусов, мм:	
верхнего	2000 (3000)
среднего	2000
нижнего	2000
Угол между образующей конуса и горизонтом, град	14—20
Площадь рабочей поверхности одного конуса, м ²	2,85
Общая площадь рабочей поверхности, м ²	8,55
Производительность (в зависимости от крупности и плотности минералов), т/ч	20—40
Плотность исходной пульпы, %	50—60
Габариты, мм:	
длина	2160
ширина	2250
высота	3450
Масса сепаратора с чугунными конусами, кг	3300

АППАРАТЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ

Для обогащения в тяжелых суспензиях руд применяют сепараторы барабанные, конусные, корытные спиральные, качающиеся желоба-сепараторы и гидродисконные сепараторы.

§ 37. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СЕПАРАТОРОВ

Производительность сепараторов для обогащения в тяжелых суспензиях ориентировочно можно определить по формуле

$$Q = kD d\Delta, \text{ т/ч}, \quad (95)$$

где k — коэффициент; при преобладании в питании легкой фракции $k = 180$ для корытных сепараторов, $k = 220$ для конусов, $k = 250$ для закрытых барабанных сепараторов; при преобладании тяжелой фракции $k = 350$ для конусов, $k = 400$ для барабанных сепараторов; при обогащении алмазов в конусах с кольцевой перегородкой $k = 350$;

D — диаметр конуса или барабана (ширина ванны для корытных сепараторов), м;

d — размер наибольших кусков в питании, м;

Δ — плотность суспензии (разделения), г/см³.

Производительность суспензионных сепараторов можно также определять по допустимой норме удельной нагрузки. Последняя вычисляется на 1 м² зеркала суспензии по количеству исходного питания, всплывающего (легкого) продукта, тяжелого продукта или на 1 м ширины потока суспензии по количеству исходного питания и легкого продукта.

При определении производительности суспензионных сепараторов по удельным нормам загрузки К. А. Разумов рекомендует пользоваться данными, приведенными в табл. 162.

Таблица 162

Ориентировочные удельные нагрузки суспензионных двухпродуктовых сепараторов

Обогащаемые руды	Крупность питания, мм	Удельная нагрузка т/м ² ·ч	
		по питанию	по легкому продукту
Цветных и редких металлов среднеобогатимые	40—5 (3)	13—20	9—12
Цветных и редких металлов труднообогатимые	40—5 (3)	5—10	4—7
Алмазоносные Флюоритовые	25—1,6	7—9	6—8
	20—3	2—3	—

Примечание. К труднообогатимым условно отнесены руды, содержащие свыше 20% фракции плотностью от $\Delta = -0,05$ до $\Delta = +0,05$.

При определении допустимой удельной нагрузки необходимо вводить поправку на крупность обогащаемого материала

$$K = \frac{1,82 \lg d_1 - 1}{1,82 \lg d_2 - 1}, \quad (96)$$

где d_1 — средняя арифметическая крупность класса материала, для обогащения которого определяется производительность сепаратора, мм;

d_2 — средняя арифметическая крупность класса материала, для которого производительность сепаратора известна, мм.

Точность разделения в суспензионных сепараторах для класса крупнее 6—10 мм составляет: при плотности разделения 1,5 г/см³ — 0,015—0,025; при плотности разделения 1,8—1,9 г/см³ — 0,03—0,04.

§ 38. КОНУСНЫЕ СЕПАРАТОРЫ

Конусный сепаратор СК-6А показан на рис. 46.

Руда в конусный сепаратор подается в верхнюю часть конуса. В тяжелой суспензии она делится на легкую фракцию, всплывающую на поверхность, и тяжелую фракцию, оседающую на дно конуса. Легкая фракция потоком суспензии транспортируется к лотку разгрузки и выгружается из машины. Тяжелая фракция по трубе аэролифта разгружается в приемный лоток тяжелой фракции, откуда поступает на грохот для частичного отделения тяжелой фракции от суспензии.

Для вывода суспензии на регенерацию имеется шибберное

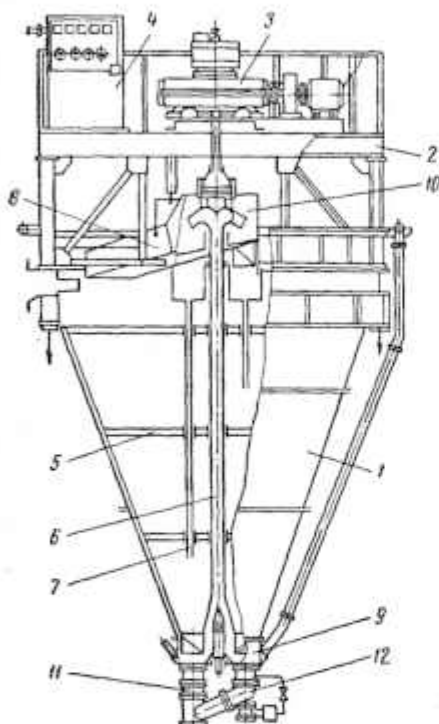


Рис. 46. Конусный сепаратор СК-6А:

1 — корпус; 2 — мост; 3 — привод; 4 — пылевое устройство; 5 — металл; 6 — аэролифт; 7 — труба возврата суспензии; 8 — грохот; 9 — дно; 10 — разгрузочная воронка; 11 — диафрагменный клапан; 12 — вибратор

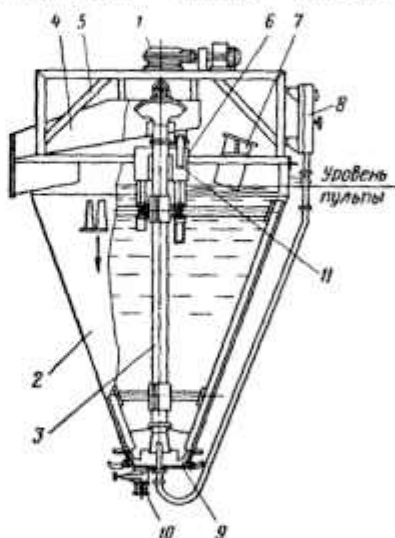


Рис. 47. Конусный сепаратор СК-1,8:

1 — привод механизма; 2 — конус; 3 — металл; 4 — грохот; 5 — мост; 6 — воронка; 7 — загрузочный лоток; 8 — щит управления; 9 — дно; 10 — клапанные вибраторы; 11 — труба для вывода суспензии

устройство (на рис. 46 не показано), которое представляет собой барабан с фигурными отверстиями.

Промышленный образец конусного сепаратора СК-6А, изготовленный Востокмашзаводом, испытывался в 1967 г. на Заряновской обогатительной фабрике и принят к серийному производству.

Специальным конструкторским бюро (СКБ ГОМ) разработаны конструкции конусных сепараторов СК-1,8; СК-2,5; СК-4,5, у которых, в отличие от СК-6А,

применен в мешалке конический редуктор вместо червячного, введен регулируемый морг слива мелкой фракции и усовершенствована конструкция форсунки аэролифта и барабанной системы.

Конусный сепаратор СК-3,6 разработан институтом Цветметпроект для обогащения в тяжелых суспензиях алмазодержащих руд. Принцип работы сепаратора СК-3,6 аналогичен сепаратору СК-6. Опытные образцы таких сепараторов прошли промышленные испытания на обогатительных фабриках треста Якуталмаз и рекомендованы к серийному производству.

Конусный сепаратор СК-1,8 (рис. 47). В отличие от сепаратора СК-6А, в приводе сепаратора СК-1,8 применяется конический редуктор вместо червячного. Кроме того, в этом сепараторе имеется регулируемый порог слива легкой фракции, усовершенствована конструкция форсунки аэролифта и барабанной системы.

Конусные сепараторы целесообразно применять при разделении руд широкого диапазона крупности (4—100 мм), требующих высокой точности разделения.

Максимальный кусок руды, направляемой на разделение, зависит от диаметра трубы аэролифта, который должен быть равен $D_{\text{тлвх}} + 25$ мм, где $D_{\text{тлвх}}$ — максимальный размер куска руды. Пусковое давление p_0 (после барабана суспензии), как показали наблюдения, превышает манометрическое давление $0,1(H-h)\delta_c$ на $0,8-1$ кгс/см², где H — глубина погружения форсунки (общая длина аэролифта), м; h — высота подъема над уровнем суспензии в конусе, м; δ_c — плотность суспензии, т/м³.

Таблица 163

Техническая характеристика конусных сепараторов для обогащения в тяжелых суспензиях

Параметры	Марка сепаратора				
	СК-1,8	СК-2,5	СК-3,6	СК-4,5	СК-6А
Диаметр основания конуса, м	1,8	2,5	3,6	4,5	6
Рабочий объем конуса, м ³	3	8	15	38	84
Диаметр трубы аэролифта, мм	109 *	140 *	150	209 *	285 *
Частота вращения мешалки, об/мин	5,35; 6,7; 8,3	4,5; 0,8; 6,32	2,28; 2,86;	3,24	1,59; 2,07; 2,55
Наибольшая крупность руды, мм	30	40	50	70	
Плотность, т/м ³ : руды суспензии	2,85—2,9		2,9 2,8	2,85—2,9	
Производительность, т/ч	10—35	20—75	50	70—300	150—500
Давление в материале, кгс/см ²	2	2	2,5	3	3,5
Расход воздуха в аэролифте, м ³ /мин	1,5	2,1	4,5	7,75	8
Мощность электродвигателя привода, квт	0,8	1,5	4,5	3	7,5
Габариты, мм: длина ширина высота	2350 2060 3720	3030 2840 5360	4 500 4 550 10 400	5500 5680 9380	6 640 6 500 12 400
Масса сепаратора, т: без суспензии с суспензией	2,35 10,8	4,5 27,1	7,5 50	16 123	30 276

* Диаметр расчетный.

Рабочее давление при установившемся режиме работы аэролизфта равно длине аэролизфта, считая от уровня ввода воздуха до перелива суспензии, плюс потери p_n в воздушной трубе и в форсунке

$$p_p = 0,1 (H\delta_a + p_n), \quad (97)$$

где δ_a — плотность эмульсии (суспензии и воздуха). Обычно потери давления p_n не превышают 5 мм вод. ст. В табл. 163 приведена техническая характеристика конусных сепараторов.

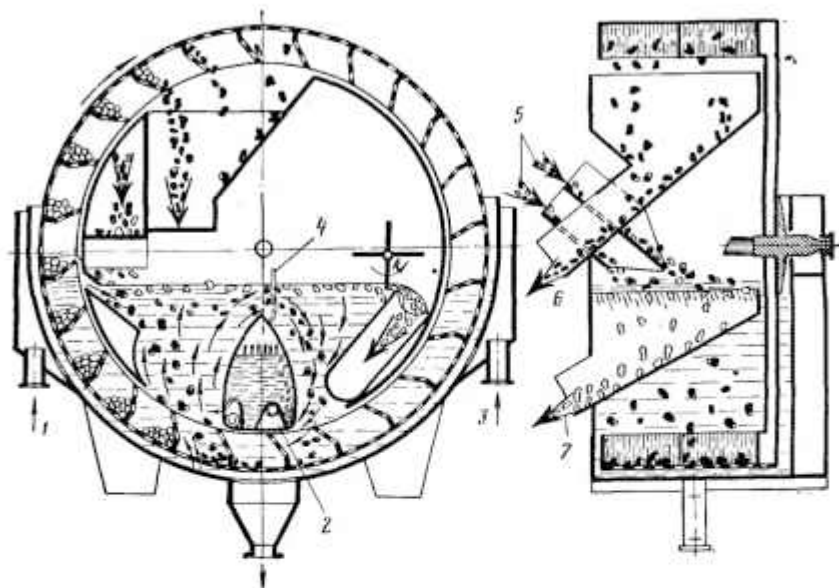


Рис. 48. Схема работы сепаратора CTC-15:

- 1, 3 — выпуск рабочей суспензии; 2 — выпуск сытого воздуха; 4 — периодический выпуск воздуха; 5 — подача исходного материала; 6 — выпуск тяжелой фракции; 7 — выпуск легкой фракции

Гипромашобогатение разрабатывает новую конструкцию сепаратора для обогащения цветных и редких металлов в тяжелых ферросилициевых суспензиях.

Сепаратор CTC-15 состоит из разъемного корпуса, элеваторного колеса, гребкового устройства и их приводов, желобов для загрузки исходного материала и выгрузки продуктов обогащения.

Отличительной особенностью конструкции сепаратора CTC-15 является наличие двух последовательно расположенных зон разделения, в одной из которых при помощи элеваторного колеса создается восходящий, а в другой — нисходящий поток суспензии, интенсифицирующий процесс погружения «трудных» зерен руды.

Другой особенностью сепаратора является наличие встроенного в корпус пневматического устройства, перемешивающего суспензию и создающего пульсацию ее в зонах разделения. В результате повышается стабильность суспензии в сепараторе и улучшается качество разделения.

Схема работы сепаратора показана на рис. 48, а в табл. 164 приведена его техническая характеристика.

Техническая характеристика сепаратора СТС-15

Параметры	Показатели
Крупность кусков руды в питании сепаратора, мм:	
наименьшая	5
наибольшая	120
Производительность сепаратора, не менее, т/ч:	
по питанию	120
по погруженному продукту	100
по всплывшему продукту	100
Рабочая ширина зеркала суспензии в ванне сепаратора, мм	1 500
Рабочая длина зеркала суспензии в ванне сепаратора, мм	2 700
Глубина ванны, мм	1 300
Емкость ванны, м ³	8
Емкость резервуара перекачивающего устройства, м ³	1
Диаметр элеваторного колеса, мм	4 000
Ширина элеваторного колеса, мм	1 400
Частота вращения элеваторного колеса, об/мин	1,13
Мощность двигателя привода элеваторного колеса, кВт	7,5
Диаметр гребкового устройства, мм	700
Частота вращения гребкового устройства, об/мин	15,6
Мощность двигателя привода гребкового устройства, кВт	1,1
Габариты, мм:	
длина	4300
ширина	3150
высота (без патрубка для выпуска суспензии)	4250
Масса сепаратора, кг	17 500
Масса сепаратора с суспензией плотностью 2,8 г/см ³ , кг	36 400

§ 39. ПРОМЫШЛЕННАЯ ПРАКТИКА ОБОГАЩЕНИЯ РУД В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ

*Физические свойства тяжелых суспензий и расчетные данные
для их приготовления*

Тяжелая суспензия представляет собой грубодисперсную взвесь, состоящую из воды и твердых тонкодисперсных частиц тяжелого вещества.

Наиболее важными физическими свойствами тяжелых суспензий являются: плотность, вязкость и гравитационная устойчивость.

Плотность суспензии зависит от соотношения твердой и жидкой фаз в единице объема

$$\Delta = m(\delta - \delta_1) + \delta_1, \quad (98)$$

где Δ — плотность суспензии, г/см³;

m — объемная концентрация утяжелителя в суспензии, доли единицы;

δ и δ_1 — плотность утяжелителя и жидкости соответственно, г/см³.

Так как для воды $\delta_1 = 1$, то плотность тяжелой суспензии будет $\Delta = m(\delta - 1) + 1$, г/см³.

Количество утяжелителя и воды, необходимое для приготовления суспензии заданной плотности, можно рассчитать по формулам:

необходимое количество сухого утяжелителя G и воды W для приготовления заданного объема суспензии:

$$G = V \frac{\delta}{\delta - 1} (\Delta - 1), \tau; \quad W = V - \frac{G}{\delta}, \text{ м}^3, \quad (99)$$

где V — заданный объем суспензии, м³;

δ — плотность утяжелителя, т/м³;

Δ — плотность суспензии, т/м³;

необходимое количество воды W' для разбавления утяжелителя и уплотнения суспензии

$$W' = \frac{\Delta_1 - \Delta}{\Delta - 1}, \tau/\text{м}^3; \quad (100)$$

$$q = \delta \frac{\Delta - \Delta_2}{\delta - \Delta}, \tau/\text{м}^3; \quad (101)$$

где W' — количество воды для доведения 1 м³ суспензии более высокой плотности Δ_1 до заданной плотности Δ ;

q — количество утяжелителя для доведения 1 м³ суспензии с недостаточной плотностью Δ_2 до заданной плотности Δ .

Весовая концентрация утяжелителя в суспензии в долях единицы

$$C = \frac{\delta}{\delta - 1} \left(1 - \frac{1}{\Delta} \right). \quad (102)$$

Объемная концентрация утяжелителя в суспензии в долях единицы

$$m = \frac{\Delta - 1}{\delta - 1}. \quad (103)$$

Отношение весовых количеств компонентов суспензии

$$\frac{T}{m} = \delta \frac{\Delta - 1}{\delta - \Delta}. \quad (104)$$

При расчете схемы обогащения в тяжелых суспензиях следует исходить из следующих положений:

количество циркулирующей суспензии в зависимости от типа сепаратора колеблется от 1,5 до 4—5 м³ (в среднем 2—3 м³) на 1 т обогащаемого материала;

расход утяжелителя при обогащении руд составляет 0,2—0,5 кг/т;

объем неразбавленной суспензии в верхних классах первых дренажных грохотов составляет 35—45% от объема (в плотной массе) дренажуемого материала;

количество суспензии, удаляемой из сепаратора с тяжелым продуктом, зависит от способа его разгрузки (примерно 0,5 м³ на 1 т продукта);

расход воды на отмывку шламов перед обогащением в суспензиях равен 0,5—1,2 м³/т руды, на отмывку утяжелителя от продуктов обогащения — 1,0—1,2 м³/т, при регенерации магнетитовых и ферросилициевых суспензий магнитной сепарации — 0,5—1 м³/т твердого;

объем разбавленной суспензии составляет около 1 м³/т исходного материала. В табл. 165 приведены расчетные параметры суспензии.

Вязкость суспензии — это свойство ее оказывать сопротивление движению в ней частиц утяжелителя и минеральных зерен. Вязкость зависит от концентрации и дисперсности утяжелителя. Суспензия с концентрацией утяжелителя более 20—25% по объему или при наличии глинистых примесей более 3—4% (к объему утяжелителя) характеризуется образованием механических связей между частицами утяжелителя. В результате вязкость суспензии резко повышается, что отрицательно влияет на процесс обогащения руды.

Для измерения вязкости суспензий применяются капиллярные вискозиметры, аналогичные тем, которыми измеряют вязкость истинных тяжелых

Расчетные параметры некоторых суспензий

Утяжелитель	Плотность суспензии, г/см ³	Весовая концентрация утяжелителя	Объемная концентрация утяжелителя	Отношение Г:Ж
Ферросилиций (плотность 6,8 г/см ³)	3,9	0,88	0,50	6,35
	3,6	0,85	0,45	5,52
	3,4	0,84	0,41	4,80
	3,2	0,81	0,38	4,16
	3,0	0,78	0,34	3,58
	2,8	0,75	0,31	,06
	2,6	0,73	0,28	2,59
	2,4	0,69	0,24	2,17
	2,0	0,64	0,17	1,42
Магнетит (плотность 4,5 г/см ³)	2,8	0,82	0,51	4,76
	2,6	0,79	0,46	3,79
	2,4	0,75	0,40	3,00
	2,2	0,70	0,34	2,35
	2,0	0,64	0,29	1,80
	1,8	0,57	0,23	1,33

жидкостей. Так как замеры в таких вискозиметрах не характеризуют полностью вязкостные свойства суспензии, а носят условный характер, то вязкость суспензии, замеренная таким способом, называется кажущейся, или условной, и служит лишь для примерной оценки.

Практически кажущаяся вязкость суспензии на ферросилиция крупностью 58—60% — 0,07 мм примерно равна:

Плотность суспензии, г/см ³	Вязкость, отв. ед.
3,2	6—7
3	4—5
2,8	3,4—4,5
2,6	3—3,5

Гравитационная устойчивость суспензии — это ее способность сохранять постоянство плотности во всем объеме.

Степень устойчивости суспензии может характеризоваться изменением ее плотности в определенном слое за некоторый промежуток времени. Кроме того, устойчивость можно характеризовать скоростью восходящего потока суспензии, необходимой для сохранения данной плотности в слое толщиной 400—500 мм.

Для повышения устойчивости в суспензию добавляют глину или шламы.

Утяжелители должны обладать достаточно высокой плотностью, чтобы можно было приготовить суспензию при минимальном объемном содержании суспензида, химической инертностью и устойчивостью к истиранию. В табл. 166 приведена характеристика утяжелителей.

Наиболее часто для приготовления суспензий используют ферросилиций. Максимальная плотность суспензии из измельченного ферросилиция равна 3,2—3,3 г/см³. Утяжелители такой плотности применяются весьма ограниченно.

В Советском Союзе разработана технология производства высокодисперсного вязкокремнистого (15%) гранулированного ферросилиция с частицами сферической формы. Получаемый по этой технологии ферросилиций позволяет готовить суспензии более высокой плотности (3,3 г/см³ и выше) и меньшей вязкости, чем дробленый ферросилиций. Кроме того, он практически не подвержен коррозии. Плотность гранулированного ферросилиция 6,8—7,2 г/см³.

Характеристика утяжелителей

Утяжелитель	Плотность, г/см ³	Химический состав	Твердость по Моосу
Ферросилиций	6,5—6,8	FeSi (Si = 15—18%)	5—6
Галенит	7,4—7,6	PbS	2,5—2,75
Галенитовый концентрат	6,6—6,8		
Магнетит	4,5—5,2	Fe ₂ O ₃	5,5—6,5
Гематит	4,9—5,3		5,0—6,5
Пирит	4,9—5,2	FeS ₂	6—6,5
Железная окалина	5,0—5,4	FeO; Fe ₂ O ₃ ; Fe ₃ O ₄	5—6
Барит	4,3—4,7	BaSO ₄	3—3,5

магнитная восприимчивость $90\ 000 \cdot 10^{-6}$ — $125\ 000 \cdot 10^{-6}$ см³/г, задерживающая (коэффициентная) сила 60—70 э, магнитная проницаемость 12,6—16,2 гп/м, твердость по шкале Мооса 7,3—7,6.

Для устранения расслоения суспензии на Зырянской обогатительной фабрике 40% ферросилиция было заменено магнетитовым концентратом Соколовско-Сарбайского комбината.

Плотность магнетитового концентрата равна 4,25. В результате применения смеси ферросилиция и магнетитового концентрата расслоение суспензии в промышленных условиях не превышало 0,06—0,08 г/см³ при вязкости суспензии не более 6,5—7 стз и сопротивлении сдвигу 8—14 дин/см². Объемное содержание утяжелителя суспензии составляло 32%. Применение смеси снизило стоимость утяжелителя на 38%.

Общие технологические потери утяжелителя с продуктами обогащения составили 60—100 г/т, а с учетом механических потерь — 300 г/т руды. Расход оборотной воды 0,3—0,35 м³/т руды, свежей 0,06—0,1 м³/т руды. Установлено, что при освоении полной мощности цеха себестоимость обогащения 1 т руды в тяжелых суспензиях на Зырянской фабрике составит 0,34 руб.

Обогащению в тяжелых средах предшествует подготовка руды, которая включает дробление, промывку и классификацию. При этом необходимо стремиться к полной отмывке от руды глины и шламов, так как они повышают вязкость суспензии и нарушают процесс обогащения.

§ 40. ЭКСПЛУАТАЦИЯ СУСПЕНЗИОННЫХ УСТАНОВОК

Для нормальной эксплуатации суспензионных установок необходимо: сохранять постоянный объем суспензии в системе как за счет регенерированного суспензиоида, так и за счет пополнения связям утяжелителем. Количество суспензии в системе на 1 т обогащенной руды зависит от конструкции сепаратора и крупности руды. Для сепаратора с глубокой ванной (типа конус) количество суспензии составляет 2—2,5 м³/т руды, для сепаратора с мелкой ванной (типа барабанные) — 0,6—1 м³/т. С легким продуктом из сепаратора с глубокой ванной уходит суспензии в количестве до 1,6 м³/т, с тяжелым продуктом — до 3,7 м³/т, из сепаратора с мелкой ванной — 0,8—1,2 и 0,15—0,5 м³/т соответственно;

поддерживать постоянство плотности суспензии. Снижение плотности может произойти в результате внесения влажности с рудой и уноса части утяжелителя из системы с продуктами обогащения. Увеличение плотности может произойти в результате подачи большого количества утяжелителя;

сохранять минимальную вязкость суспензии. Вязкость суспензии повышается за счет перехода в суспензию части шламов из руды и измельчения утя-

желителя. Снижается вязкость суспензии в результате увеличения количества суспензии, направляемой на регенерацию, а в случае переизмельчения утяжелителя в системе — подачей свежего, более крупного утяжелителя. Чем больше объем суспензии в системе, тем меньше колебания ее вязкости. Нормальными следует считать суспензии, содержащие рудных шламов ($-0,15$ мм) менее 3% при плотности суспензий $3,0-3,2$ г/см³ и менее 5—6% при плотности $2,7-2,8$ г/см³;

производить интенсивную отмывку утяжелителя и тщательную его регенерацию на электромагнитных сепараторах;

при остановках сепараторов с глубокой ванной (конусных) суспензию из сепараторов выпускать сразу же. В барабанных сепараторах часть суспензии может оставаться внутри барабана, а в аварийных случаях в барабане может оставаться и руда. При пуске сепаратора осадок взмучивается покачиванием барабана. Взмучивать осевший утяжелитель можно подачей снизу в зумиф ежатою воздуха;

в случае длительного хранения ферросилиция следить, чтобы он не окислился. Для этого необходимо поверхность ферросилиция держать под слоем воды. Перед использованием хранившийся под водой ферросилиций пропускают через электромагнитные сепараторы.

Глава XII

АППАРАТЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ В ЖЕЛОБАХ

§ 41. СТРУЙНЫЕ ЖЕЛОБА

Основной отличительной особенностью технологии обогащения на струйных желобах является использование гидравлических свойств ламинарного и переходного от ламинарного к турбулентному режимов движения жидкости для расслаивания минералов в отличие от турбулентного режима, имеющего место на прямоугольных желобах, шлюзах, столах и других аналогичных аппаратах.

Удельную производительность струйного желоба можно определить по следующей эмпирической формуле¹:

$$q = k d_{\text{ср}} \frac{\delta_m - 1}{\delta_n - 1}, \text{ т/ч}, \quad (105)$$

где $d_{\text{ср}}$ — средневзвешенный размер зерен обогащаемого материала, мм;
 δ_m — плотность ценного материала, или средневзвешенная плотность суммы отделяемых минералов, г/см³;
 k — коэффициент, изменяющийся от 10 до 14; меньшее его значение принимается для тонких материалов;
 δ_n — плотность минералов пустой породы.

Эту формулу можно использовать для определения оптимальной производительности желоба с точностью до 20% при обогащении материалов крупностью от 2 до 0,044 мм.

§ 42. ВИНТОВЫЕ СЕПАРАТОРЫ

Винтовые сепараторы являются новыми простыми аппаратами обогащения руд цветных и редких металлов (оловянных, вольфрамовых, циркониевых и др.).

Обогащение рудного материала осуществляется в винтовом потоке пульпы. При движении по винтовому желобу минеральные зерна расслаиваются по плотности и крупности. Под действием центробежных сил инерции, веса и сил гидродинамического давления водного потока расслаившиеся минеральные зерна перераспределяются по сечению желоба: зерна тяжелых минералов большей плотности концентрируются у внутренней границы потока, а легкие зерна пустой породы — у внешнего борта.

¹ А. Д. Богатов, Ю. Л. Зубынин. Обогащение на струйных желобах., М., «Недра», 1965.

Процесс обогащения на винтовых сепараторах протекает эффективно при содержании твердого 15—40%.

Винтовой сепаратор состоит из двух четырехвитковых желобов, винченных друг в друга и работающих параллельно, двух пульпоприемников спиральной формы, двух водораспределителей (винтообразные канавки с резиновыми бортами), устройств для вывода из процесса продуктов обогащения, несущего каркаса с трубками, подводщими смывную воду, и подставкой светильников.

На внутренний борт винтового желоба подается вода, удаляющая пустую породу.

Производительность винтового сепаратора можно определить по формуле В. Г. Деркача

$$Q = 6,5r^{2,66} \frac{\delta_s T}{T + \delta_s (T - 1) \cdot 10^{-3}} \cdot \tau / \text{ч}, \quad (106)$$

где r — радиус профиля желоба сепаратора, м;

δ_s — плотность твердого, кг/м³;

T — содержание твердого в пульпе, доли ед.

Винтовые шлюзы отличаются от винтовых сепараторов формой винтового желоба и конструктивными особенностями. Предназначаются винтовые шлюзы для обогащения руд и песков цветных и редких металлов крупностью менее 0,5 мм. Винтовые шлюзы могут применяться на обогатительных фабриках, перерабатывающих оловянные, вольфрамовые, титановые, циркониевые и другие полезные ископаемые.

Состоит винтовой шлюз из одного, двух или трех винтовых желобов в зависимости от диаметра аппарата.

Процесс обогащения на винтовом шлюзе по технологическим показателям близок к показателям концентрации на столе.

Выпускают винтовые одновитковые сепараторы диаметром 250, 500, 750, 1000 и 1200 мм и винтовые шлюзы диаметром 500, 1000 и 1250 мм. Сепараторы диаметром 250 и 500 мм предназначены для лабораторных и полупромышленных целей, сепараторы и шлюзы диаметром 1000 и 1250 мм — для обогащения руд и песков в промышленных условиях. Серийно с 1969 г. выпускаются сепараторы СВМ-750А и СВМ-1200 (табл. 167).

При обогащении титано-циркониевых песков крупностью — 0,5 мм на сепараторе СВМ-1200 была достигнута производительность около 8 т/ч. Извлечение двуокиси титана в суммарный концентрат и промпродукт достигало 92% и двуокиси циркония — 96,5%.

Т а б л и ц а 167

Техническая характеристика винтовых сепараторов

Параметры	Типоразмер сепаратора	
	СВМ-750А	СВМ-1200
Диаметр желоба, мм:		
наружного	800	1218
внутреннего	750	1200
Шаг витков желоба (регулируемый), мм	450—550	650—850
Производительность, т/ч	5—7,5	10—15
Габариты, мм:		
высота	4000	4300
ширина	1000	1400
длина	1000	1400
Масса сепаратора, кг	413	766
Изготовитель	Усольский завод горного машиностроения	

Для хорошей работы винтовых сепараторов необходимо, чтобы извлекаемые тяжелые минералы находились в свободном состоянии и имели крупность $-4 + 0,074$ (0,05) мм; в питании сепаратора не должно быть много шламов и частиц легкого минерала пластинчатой формы. Крупность материала в питании винтовых сепараторов не должна превышать 12 (16) мм, питание должно быть равномерным и содержать твердого в пределах 20—35%. Техническая характеристика винтовых шлюзов приведена в табл. 168.

Производительность винтовых сепараторов зависит от диаметра витков желоба, угла подъема винтовой линии, вещественного состава крупности обогащаемого материала, плотности пульпы (табл. 169).

Таблица 168

Техническая характеристика винтовых шлюзов,
разработанных Иргиредметом

Параметры	Типоразмер шлюза		
	ШВ-500	ШВ-1000	ШВ-1250
Диаметр желоба, мм	500	1000	1250
Шаг витка, мм	350	550	650
Число витков	4	4	4
Число желобов (заходов)	2	2	3
Крупность материала в питании, мм	0,5	0,5	0,5
Плотность пульпы в питании, % твердого	20—35	20—35	20—35
Расход смывной воды, см ³ /с	100—150	150—200	200—300
Производительность по твердому, т/ч, при крупности, мм:			
0,2—0,5	1,0—1,4	1,5—2,5	3—4,5
0,07—0,2	0,5—0,7	0,8—1	1,5—2
0,02—0,07	0,15—0,2	0,3—0,5	0,5—0,7

Таблица 169

Ориентировочная производительность винтовых сепараторов
(по К. А. Разумову)

Обогащаемый материал	Крупность питания, мм		Диаметр витков сепаратора, мм	Производительность, т/ч
	порошки	полезных минералов		
Пески	$-16 + 0,05$	$+0,25$	1200	15—20
То же	$-4 + 0,05$	$+0,25$	1200	10—12
»	$-16 + 0,05$	$-0,25$	1200	9—10
»	$-1 + 0,05$	$+0,25$	1200	6—8
»	-2	$-0,25$	1200	3—4
»	-6	—	600—750	1,5—1,7
Коренные руды редких металлов	$-2 + 0,074$	—	1200	10—15*
Обесшламленные хвосты флотации	$-0,6 + 0,1$	—	600—750	1,7—2,3
Хвосты гравитационных фабрик цветных металлов	$-1 + 0,4$	—	600—750	1,2—1,3

* Получаются черновые концентраты и богатые хвосты для последующей обработки.

Техническая характеристика винтовых аппаратов диаметром 1000 мм

Параметры	Винтовой сепаратор СВ2-1000	Винтовой шлюз ШВ2-1000
Диаметр желоба, мм	1000	1000
Шаг витка, мм	600	550
Число витков	3	4
Число желобов	2	2
Крупность материала в питании, менее, мм	3	0,5
Расход смывной воды на один желоб, л/с	0,1	0,05
Производительность, т/ч	3—6	0,5—1
Габариты, мм:		
высота	4000	3600
длина	1100	1100
ширина	1100	1100

Таблица 171

Сравнительные показатели обогащения на винтовых аппаратах и концентрационных столах, %

Продукт	Сепаратор СВ2-1000			Стол ЯСК-1		
	Выход	Содержание олова	Извлечение олова	Выход	Содержание олова	Извлечение олова
	Сепаратор СВ2-1000			Стол ЯСК-1		
Концентрат	10,1	4,44	58,4	11,3	3,13	41,2
Промпродукт	26,4	0,71	24,4	25,3	1,02	30,0
Хвосты	63,5	0,21	17,2	63,4	0,39	28,8
Питание (I фракция первой стадии)	100,0	0,77	100,0	100,0	0,86	100,0
Концентрат	14,9	1,65	49,4	11,6	1,69	37,2
Промпродукт	29,3	0,40	23,6	17,5	0,71	23,5
Хвосты	55,8	0,24	27,0	70,9	0,29	39,3
Питание (II фракция второй стадии)	100,0	0,49	100,0	100,0	0,53	100,0
	Шлюз ШВ2-1000			Стол СКМ		
Концентрат	1,82	6,77	40,0	0,78	12,7	32,0
Промпродукт	16,55	0,26	13,9	30,82	0,26	26,2
Хвосты	81,63	0,18	46,1	68,40	0,19	41,8
Питание (IV фракция первой стадии)	100,0	0,31	100,0	100,0	0,31	100,0
Концентрат	3,9	4,75	30,5	3,94	5,65	35,6
Промпродукт	37,6	0,57	35,0	45,26	0,45	32,4
Хвосты	58,5	0,28	34,5	50,8	0,28	32,0
Питание (IV фракция второй стадии)	100,0	0,61	100,0	100,0	0,62	100,0
Концентрат	3,27	7,38	29,2	0,72	3,26	31,2
Промпродукт	16,03	0,78	15,0	23,28	0,65	20,1
Хвосты	81,7	0,57	55,8	76,00	0,47	48,7
Питание (шламы)	100,0	0,84	100,0	100,0	0,75	100,0

Институтом Ирригредмет разработаны новые конструкции винтового сепаратора и шлюза, отличающиеся от применяемых ранее техническими решениями основных узлов (пульпоприемников, распределителей смышной воды, делителей продуктов обогащения и др.). В табл. 170 приведена техническая характеристика винтовых сепаратора и шлюза диаметром 1000 мм.

Опытная партия винтовых сепараторов СВ2-1000 и шлюзов ШВ2-1000 была изготовлена в асбестоцементном исполнении и успешно прошла промышленные испытания на обогатительной фабрике, перерабатывающей оловянную руду.

В табл. 171 приведены сравнительные показатели обогащения на винтовых аппаратах и концентрационных столах.

Оптимальная производительность винтового сепаратора на данных продуктах 5—6 т/ч, производительность стола ЯСК-1 при обработке этих же продуктов 2,5—3 т/ч. Производительность винтового шлюза 0,8 т/ч, что в 1,5 раза больше производительности стола СКМ.

§ 43. ШЛЮЗЫ (ЖЕЛОБА)

Шлюзы являются простейшими аппаратами, на которых обрабатывают россыли золота, платины, вольфрама, олова и др. Они применяются также на флотационных фабриках, перерабатывающих руды, содержащие свободное золото, касситерит и другие тяжелые минералы, которые недостаточно хорошо или совсем не извлекаются флотацией. Шлюзы особенно эффективны при обогащении минералов плотностью более 6—6,5.

При обогащении тонкозернистого материала площадь ворсистого шлюза можно определить по формуле

$$S_{ш} = \frac{F}{q}, \quad (107)$$

где $S_{ш}$ — площадь шлюза, м²;

F — количество руды, поступающей на шлюзы, т/сутки;

q — удельная производительность на 1 м² шлюза (можно определить по табл. 172).

Таблица 172

Удельная производительность ворсистых шлюзов

Выход концентрата, %	Нагрузка на 1 м ² шлюза, т/сутки	
	Покрывание с короткими ворсом	Покрывание с длинным ворсом
Менее 0,25	10—20	15—30
0,25—1	7,2—9,6	10—20
1—5	4,8—9,6	7—14
5—10	3—6	4—8
10—20	2—4	3—6

Уклон ворсистых шлюзов в зависимости от разжижения пульпы приведен в табл. 173, а в табл. 174 — влияние крупности материала на объемное разжижение пульпы, скорость потока и коэффициент глубины потока.

Глубину потока пульпы на шлюзах при обработке россылей можно определить по формуле

$$h = \alpha d, \text{ мм}, \quad (108)$$

где α — отношение глубины потока к размеру наибольшего куска в штанин (см. табл. 174 — коэффициент глубины потока);

d — наибольший размер кусков в штанин, мм.

Уклон ворсистых шлюзов

Размещение пульпы, Ж : Т (по весу)	Уклон шлюзов, %, при крупности материала, мм				
	1,70	0,8	0,4	0,2	0,15
2 : 1	—	—	20—25	18—22	15—20
3 : 1	—	20—25	18—22	15—20	13—17
4 : 1	20—25	18—22	15—20	13—17	10—15
6 : 1	18—22	15—20	13—17	10—15	9,0—12
8—10 : 1	15—20	13—17	10—15	9—12	7,5—10

Таблица 174

Влияние крупности материала на объемное разжижение пульпы, скорость потока и коэффициент глубины потока при обогащении на шлюзах (по Б. В. Невскому)

Наибольшая крупность кусков в питании, мм	Минимальное объ- емное отношение, Ж : Т	Максимальная ско- рость потока (сред- няя по сечению), м/с	Коэффициент глу- бины потока
6	6—8	1—1,2	2,5—3
6—12	8—10	1,2—1,6	2,2—2
12—25	10—12	1,4—1,8	1,7—2
25—50	12—14	1,6—2,0	1,7—1,5
50—100	14—16	1,8—2,2	1,5—1,3
100—200	16—20	2,0—2,5	1,3—1,2
200	16—20	2,5—3,0	1,2—1

Ширину шлюза определяют по формуле

$$B = \frac{0,278Q}{hv}, \text{ м.} \quad (109)$$

где Q — объем пульпы, поступающей на шлюзы, м³/ч;

h — глубина потока пульпы, мм;

v — скорость потока, м/с.

Обычно ширина ворсистых шлюзов не превышает 1,5—2 м, а их длина колеблется от 1,5 до 6 м.

Допустимые удельные нагрузки на шлюзы зависят в основном от крупности и плотности полезного минерала, а также от допустимых потерь металла в хвостах.

При разработке золотых руд драгами удельная нагрузка обычно составляет 0,5—1,4 м³ эфелей на 1 м² поверхности шлюза в 1 ч. При насыпном весе эфелей 1,6 т/м³ это соответствует 0,8—2,2 т/м²·ч. При обработке на шлюзах сливов классификаторов или хвостов флотации на флотационных фабриках для извлечения золота удельные нагрузки составляют 0,5—1 т/м²·ч.

В случае обогащения на шлюзах очень тонких классифицированных шламов, получаемых при гравитационном обогащении одованных и вольфрамовых коренных руд, ориентировочные нагрузки по питанию составляют: для класса —70 +40 мкм 0,15 т/м²·ч, для класса —40 +25 мкм 0,06 т/м²·ч, для класса —25 +13 мкм 0,04 т/м²·ч.

МАГНИТНЫЕ СЕПАРАТОРЫ

По устройству и условиям работы магнитные сепараторы разделяются на две группы: с низкой напряженностью магнитного поля для сухого и мокрого обогащения сильномагнитных руд и с высокой напряженностью магнитного поля для сухого или мокрого обогащения слабомагнитных руд.

Магнитные сепараторы на обогатительных фабриках цветной металлургии имеют ограниченное применение и используются для доводки концентратов, получаемых при обогащении руд редких металлов, для очистки и регенерации суспензии из ферросидерита или магнетита при обогащении руды в тяжелых средах и для улавливания железных предметов из руды, поступающей в тот или иной аппарат, особенно в дробилки.

Для обогащения слабомагнитных минералов руд цветных, редких и благородных металлов применяют сильномагнитные сепараторы с напряженностью магнитного поля свыше 4000 э.

§ 44. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МАГНИТНЫХ СЕПАРАТОРОВ

Расчетную производительность магнитных сепараторов определяют по формулам (по В. А. Деркачу):

удельную производительность сепараторов для сухой сепарации с верхней подачей

$$Q = 3,6\gamma v \delta_n d_{max} = 3,6avh, \tau/m^2 \cdot ч; \quad (110)$$

удельную производительность сепараторов для сухой сепарации с нижней подачей

$$Q_1 = 3,6B_1\gamma_1 v_1 \delta_1 h_1, \tau/m^2 \cdot ч; \quad (111)$$

удельную производительность магнитных сепараторов для мокрого обогащения сильно- и слабомагнитных руд

$$Q_2 = 3,6v_2 h_2 \delta_n P, \tau/m^2 \cdot ч, \quad (112)$$

где a — коэффициент, учитывающий содержание магнитных частиц a_m (%) в исходной руде (при $a_m > 70\%$ $a = 0,7$, при $a_m \approx 50\%$ $a = 1$, при $a_m < 30\%$ $a \approx 1,3$);

γ, γ_1 — коэффициент заполнения слоя руды, теоретически равный 0,11, а практически $\approx 0,2$ для неклассифицированного материала и $\frac{\pi (d_{max} - d_{min})}{6d_{max} \ln \frac{d_{max}}{d_{min}}}$ для классифицированного материала с верх-

ним d_{max} и нижним d_{min} пределами крупности;

v, v_1, v_2 — скорость перемещения руды в рабочей зоне, м/с;

δ, δ_1 — плотность руды, кг/м³;

δ_n — плотность пульпы, кг/м³;

d_{max} — верхний предел крупности руды, м;

B_1 — ширина слоя руды, приходящаяся на 1 м ширины лотка или намагничивающего полюса, м;

h, h_1 — средняя высота слоя руды, м ($h = \gamma n d_{max}$);

h_2 — высота рабочей зоны (глубина потока пульпы), м;

n — число слоев, которое зависит от крупности руды (для сильномагнитных руд при $d_{max} > 25$ мм $n \approx 1$, при d_{max} от 25 до 8 мм $n \approx \approx 1-3$, при d_{max} от 8 до 2 мм $n \approx 3-5$ и для руды < 2 мм $n \approx \approx 5-10$; для слабомагнитных руд крупностью меньше 3 мм $n \approx \approx 1-3$);

P — содержание твердого в пульпе, доли ед.

Промышленность выпускает магнитные сепараторы 10 наименований для сильномагнитных, в основном железных руд: ПЕМ-2, ПЕМ-2П, ПЕМ-2ПП, ПЕМ-4П, ПЕМ-4ПП, 209В-СЭ, 209В-П-СЭ, 209В-ПП-СЭ, 25СБ, 189А-СЭ.

§ 45. ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ СЕПАРАТОРОВ

Для обогащения слабомагнитных руд обычно применяются дисковый электромагнитный сепаратор ЭДС-1 и валковые электромагнитные сепараторы ЭРС-5, ЭРС-6 и 2ВК-5В.

ЭДС-1 (М-2) — двухдисковый электромагнитный сепаратор (рис. 49). Основными узлами сепаратора являются два стальных диска, магнитная система, рама, барабанный штателъ с вмонтированными магнитами, вибрационный лоток и привод дисков вибратора и барабанного штателя. Магнитная система состоит из цельного стального ярма, укрепленных на нем полюсных наконечников и трех катушек. Над полюсными наконечниками расположены два вращающихся стальных диска. Между полюсными наконечниками и дисками помещается полотно вибрационного лотка для транспортирования сепарируемого материала.

Сепарируемый материал из бункера подается на барабанный штателъ, на котором отделяются сильномагнитные частицы. Затем основной поток материала попадает на вибрационный лоток и транспортируется под вращающиеся диски в зону интенсивного магнитного поля, где материал разделяется на магнитный и немагнитный продукты. При этом немагнитный продукт разгружается в конце сепаратора, а магнитный — сбоку. В табл. 175 приведена техническая характеристика сепаратора ЭДС-1.

Таблица 175

Техническая характеристика дискового магнитного сепаратора ЭДС-1

Параметры	Показатели
Число дисков	2
Диаметр дисков, мм	576
Максимальная напряженность магнитного поля при минимальном токе и зазоре 2 мм, э	16 000
Производительность, т/ч	0,2—1
Частота вращения, об/мин:	
диска	36
штателя	34
Питание катушек магнитной системы:	
тип генератора	П-32
мощность, кВт	1,5
частота вращения, об/мин	1450
Мощность электродвигателя привода генератора, кВт	7
Электродвигатель привода диска:	
тип	АО-32-4
мощность, кВт	1
частота вращения, об/мин	1410
Электродвигатель привода вибратора:	
тип	АО-31-4
мощность, кВт	0,6
частота вращения, об/мин	1410
Электродвигатель привода штателя:	
тип	АОЛ-21-4
мощность, кВт	0,27
частота вращения, об/мин	1400
Масса сепаратора (без генератора и щита), кг	1660
Изоготовитель	Ленинградский завод им. Котлякова

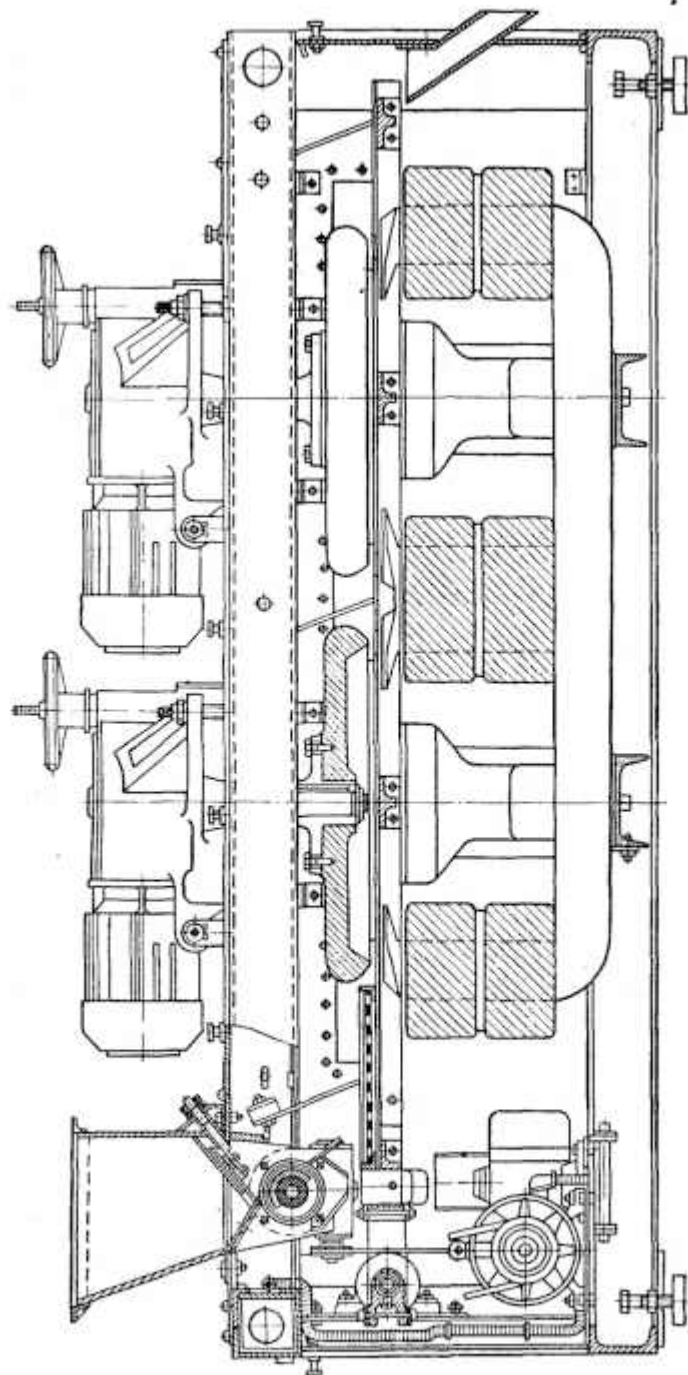


Рис. 49. Электромагнитный сепаратор ЭДС-1

Лешинградским заводом им. Котлякова освоен новый электромагнитный сепаратор ЭРС-6 (рис. 50), предназначенный для обогащения руд редких металлов. Этот сепаратор отличается тем, что осуществляет обогащение в два приема с разделением концентрата на две фракции — магнитную и немагнитную, с последующей пересортировкой немагнитной фракции в том же аппарате. В сепараторе увеличена ширина валков до 2 м и производительность до 7 т/ч.

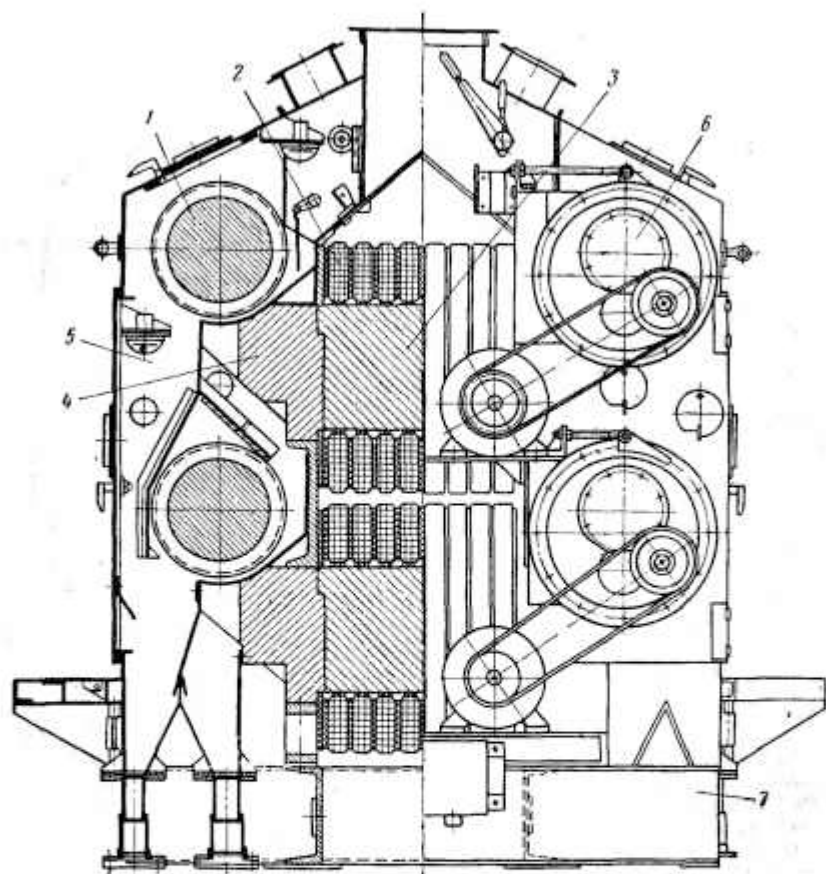


Рис. 50. Электромагнитный сепаратор ЭРС-6:

1 — валки; 2 — сопла; 3 — сердечники; 4 — полюсные наконечники; 5 — ванна;
6 — вращающийся питатель; 7 — рама

Исходный продукт, поступающий в питатель 6, распределяется по длине валков и проходит в воздушные зазоры магнитной системы первого приема. Магнитная фракция при этом притягивается к валку 1 и выносятся в магнитное отделение ванны 5. Немагнитная фракция проваливается в щели между зубьями валка и прорезью в полюсных наконечниках 4 и поступает на пересортировку в воздушные зазоры электромагнитной системы второго приема, где материал повторно разделяется на магнитную и немагнитную фракцию.

Электромагнитный двухроликковый сепаратор 2ВК-5В состоит из следующих основных узлов: двух барабанных питателей с регулятором, двух ванн, рамы,

двух роликов с индивидуальными приводами, восьми катушек, двух сердечников и четырех полюсных наконечников.

Барабанные питатели не имеют самостоятельного привода. Они вращаются от левого ролика через цепную передачу и зубчатую пару. Каждый ролик имеет кольцевые выступы гиперболического профиля. Соосно с ними в полюсных наконечниках имеются вазы, усиливающие неоднородность магнитного поля. Величина воздушного зазора регулируется в пределах от 6 до 14 мм.

Т а б л и ц а 176

Техническая характеристика валковых электромагнитных сепараторов ЭРС-5 и ЭРС-6

Параметры	Типоразмер сепаратора	
	ЭРС-5	ЭРС-6
Производительность для россыпных руд (типа титано-циркониевых), т/ч, крупностью, мм 2—0 0,25—0,07	До 2 —	— 5—7
Напряженность магнитного поля на входе в рабочий зазор сепаратора при величине воздушного зазора 6 мм, в	15 000—16 000	17 000
Число валков	2	4
Частота вращения валков, об/мин: верхних	40; 60; 70; 80; 100; 115	170
нижних	—	85; 100; 125
Характеристика электромагнитной системы: сила тока, а напряжение сети постоянного тока, в потребляемая мощность, квт число ампер-витков	24 220/110 4,6 61 000	2 × 18 220/110 2 × 3,96 2 × 52 000
Расход воздуха через отсасывающие патрубки, м ³ /мин	—	24
Привод вала: тип электродвигателя мощность, квт частота вращения, об/мин	АО2-41-6 3 965	АО2-42-6 4 965
Привод питателя: тип электродвигателя мощность, квт скорость вращения, об/мин	АОЛ2-41-4 0,6 1370	АОЛ2-41-4 0,6 1370
Масса сепаратора, кг	5000	9937
Изготовитель	Не установлен	Воронежский завод ГОО

В сепараторе 2ВК-5В исходный материал разделяется на магнитную и немагнитную фракции в клиновидных щелях, образованных выступами каждого вращающегося ролика и неподвижными вазами полюсных наконечников. Питание валков параллельное. В табл. 176 приведена техническая характеристика валковых электромагнитных сепараторов ЭРС-5 и ЭРС-6.

§ 46. АППАРАТУРА ДЛЯ РЕГЕНЕРАЦИИ ФЕРРОМАГНИТНЫХ УТЯЖЕЛИТЕЛЕЙ

Регенерация ферромагнитных утяжелителей (ферросилиция или магнетита) в установках для разделения руд в тяжелых суспензиях заключается в отделении суспензии и продуктов обогащения, намагничивании суспензии перед сгущением, магнитной сепарации сгущенного продукта (утяжелителя), размагничивании его и приготовления суспензии требуемой плотности.

Т а б л и ц а 177

Техническая характеристика аппаратов намагничивания

Параметры	Номер заводского чертежа аппарата				
	182-СЭ-1	183-СЭ-1	184-СЭ-1	185-СЭ-1	186-СЭ-1
Диаметр намагничивающего аппарата, мм	50	75	100	150	200
Объемная производительность, м ³ /ч	До 20	До 40	До 70	До 185	До 300
Напряженность магнитного поля (максимальная) по оси трубы, э	500	500	480	460	420
Масса аппарата, кг	14,5	22	30,6	61	79,2
Изготовитель	Цхинвальский завод электровибрационных машин «Электровибромашина»				

Т а б л и ц а 178

Техническая характеристика электромагнитного сепаратора ЭБМ-3

Параметры	Показатели
Барaban:	
диаметр, мм	800
длина, мм	1700
частота вращения, об/мин	10
Напряженность магнитного поля на поверхности барабана, не менее, э	1500
Крушность кусков питания, не более, мм	1
Питание сепаратора	Нижнее
Производительность максимальная по суспензии, м ³ /ч	210
Производительность максимальная по магнетиту, т/ч	60
Показатели регенерации (производительность по суспензии 180 м ³ /ч, содержание в питании твердого до 280 г/л, в том числе магнетита до 200 г/л и шлама до 80 г/л, производительность по хвостам 20 м ³ /ч):	
навлекание магнетита, %	99,7—99,9
потери магнетита в хвостах, г/л	Не более 0,3
плотность магнетитового концентрата, г/см ³	Не менее 2,2
Электродвигатель привода:	
тип	АОЛ-2-31-6
мощность, квт	1,5
частота вращения, об/мин	955
Масса сепаратора, кг	4470
Изготовитель	Завод угольного машиностроения им. Пархоменко (г. Ворошиловград)

Для магнитной коагуляции сильномагнитных частиц с образованием магнитных флюккул, а следовательно, их быстрого осаждения при сгущении используются аппараты намагничивания, характеристика которых приведена в табл. 177.

Сепараторы для регенерации суспензии. В табл. 178 приведена техническая характеристика электромагнитного сепаратора ЭЕМ-3.

§ 47. ЖЕЛЕЗОУДЕЛИТЕЛИ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫЕ

Железоуделители применяются для извлечения посторонних ферромагнитных предметов из немагнитной руды или угля, транспортируемых конвейерной лентой. Они предохраняют дробилки от попадания недробимых ферромагнитных

Таблица 179

Техническая характеристика электромагнитных подвесных сепараторов

Параметры	Типоразмер сепаратора					
	ЭП-1-650	ЭП-1-800	ЭП-1-1000	ЭП-2-1200	ЭП-2-1400	ЭП-2-1600
Длина полюсного наконечника, мм	660	660	850	1030	1200	1400
Ширина транспортера, мм	650	800	1000	1200	1400	1600
Расстояние от полуса наконечника до ленты, мм	120	120	120	130	130	130
Потребляемая мощность тока, кВт	3,1	3,1	3,1	4,6	4,6	4,6
Масса сепаратора (без выпрямительного устройства), кг	1406	1406	1429	2790	2804	2820

Таблица 180

Техническая характеристика электромагнитных шкивов

Параметры	Типоразмер шкива					
	ЭШ-5/6, 3-0,1	ЭШ-6,5/6, 3-0,1	ЭШ8-1	ЭШ10-1	ЭШ12-1м	ЭШ-14/10
Ширина конвейерной ленты, мм	500	650	800	1000	1200	1400
Скорость движения конвейерной ленты, м/с	До 2					
Допускаемый крутящий момент на валу, кгс·см	50 000	50 000	80 000	80 000	120 000	205 400
Потребляемая мощность, кВт	1,43	1,43	4,8	4,8	6,48	8,65
Предельно допустимая температура сепарируемого материала, °С	+40					
Масса шкива, кг	1196	1211	3143	3196	4560	4235
Наготовитель	Завод угольного машиностроения им. Пархоменко (г. Ворошиловград)					

тел. Железоотделители изготавливают трех типов: электромагнитные сепараторы подвесные (ЭП), электромагнитные барабаны (БМ) и электромагнитные шкивы (ЭШ). Техническая характеристика железоотделителей приведена в табл. 179—182.

Таблица 181

Техническая характеристика электромагнитного барабана БМ-14/10

Параметры	Показатели
Ширина конвейерной ленты, мм	1400
Частота вращения барабана, об/мин	34
Толщина слоя сепарируемого материала, мм	300
Напряжение постоянного тока, в	220
Потребляемая мощность, кВт	3,42
Масса электромагнитного барабана, кг	5395

Таблица 182

Техническая характеристика электромагнитного сепаратора ЭПР-10

Параметры	Вес металло-испытатели	С металло-испытателем
Ширина ленты конвейера, мм	1000—1200	
Скорость движения ленты конвейера, м/с	2	
Мощность постоянного тока, потребляемая обмоткой в холодном состоянии, кВт	3,9	0,9—18,5
Напряжение сети постоянного тока, в	220	50/220
Ток установившегося теплового режима, а	13	12,4/54,5
Напряженность магнитного поля на расстоянии 400 мм при установившемся тепловом режиме, в	400	840
Высота подвески, не более, мм	280	350—450
Максимальный вес извлекаемых ферромагнитных предметов из слоя сепарируемого материала, кг	20	
Мощность электродвигателя привода разгрузочного устройства, кВт	2,8	
Масса сепаратора, кг	4800	

Сепараторы электромагнитные подвесные ЭП-1, ЭП-2 устанавливаются над конвейерной лентой. Основными узлами сепаратора являются: магнитная система, состоящая у сепараторов ЭП-1 из четырех катушек с сердечниками, у ЭП-2 — из 6, полюсные наконечники, соединительная коробка, выпрямитель тока и пускатель. Размер полюсного наконечника выбирается в зависимости от ширины ленты конвейера. Расстояние полюсного наконечника до ленты должно быть 120 мм. Скорость движения конвейерной ленты не более 2 м/с. Промышленность изготавливает подвесные сепараторы ЭП-1 для конвейерных лент шириной 650, 800, 1000 мм, ЭП-2 — для конвейерных лент шириной 1200, 1400 и 1600 мм. На рис. 51 показан подвесной электромагнитный сепаратор ЭП-2.

Шкивы электромагнитные типа ЭШ (рис. 52) устанавливаются на разгрузочных станциях ленточных конвейеров. Основным узлом электромагнитного

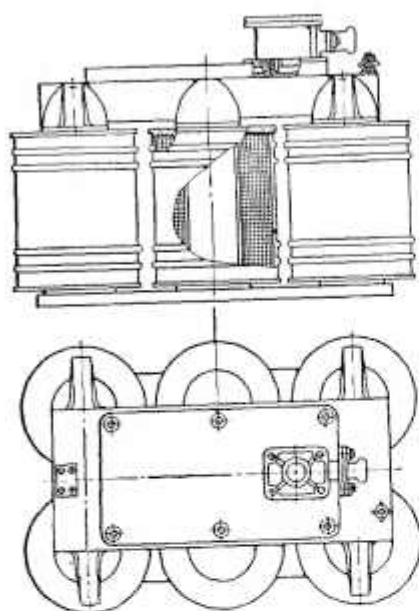


Рис. 51. Электромагнитный сепаратор
ЭП-2

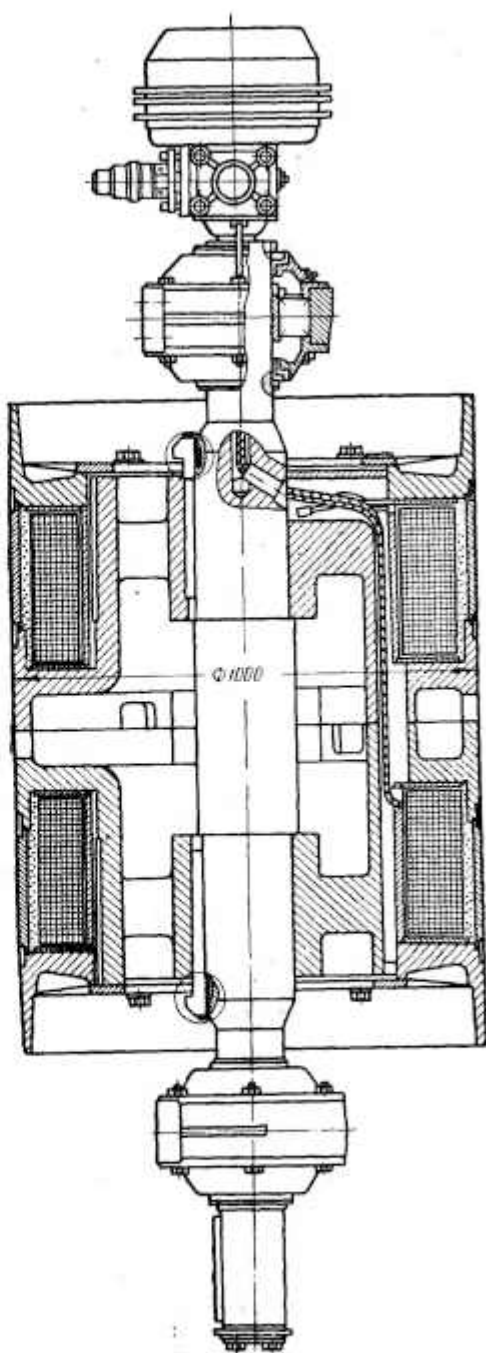


Рис. 52. Шнек электромагнитный
ЭП-12-1М

шкива является вращающаяся магнитная система, встроена в ведущий барабан ленточного конвейера. Принцип действия электромагнитного шкива аналогичен принципу действия электромагнитного барабана.

Барабан электромагнитный БМ14/10 устанавливается обычно в местах перегрузки или схода транспортируемого материала с ленточных конвейеров. Основными узлами сепаратора являются электромагнитная система, вал, обечайка и приводная звездочка. Обечайка электромагнитного барабана вращается относительно неподвижной электромагнитной системы с окружной скоростью не более 2 м/с. Сепарируемый материал подается по направляющему желобу на вращающуюся обечайку. Магнитные частицы под воздействием магнитного поля притягиваются к поверхности обечайки и уносятся из зоны действия магнитных сил к участку разгрузки. Намагниченный материал под действием сил инерции отделяется в первой четверти барабана.

Опытно-промышленный образец подвешенного электромагнитного сепаратора с автоматической разгрузкой типа ЭПР-10 изготовлен по чертежам Гипромашуглеобогащения Заводом угольного машиностроения им. Пархоменко (г. Ворошиловград).

Электромагнитный сепаратор предназначен для удаления ферромагнитных предметов из немагнитных сыпучих материалов, перемещаемых ленточным конвейером с лентой шириной до 1200 мм. Сепараторы представляют собой электромагнит с непрерывно движущейся вокруг него конвейерной лентой. Конвейерная лента разгружает извлеченные магнитные предметы с электромагнита.

§ 48. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ СЕПАРАТОРОВ

При эксплуатации электромагнитных сепараторов необходимо:

соблюдать заданный технологический режим (ток в обмотке, расстояние слон руды от вала, скорость вращения барабана или валков, плотность питания и т. д.). При сухом магнитном обогащении влажность материала не должна превышать 3—5%. Разжижение пульпы при мокром магнитном обогащении обычно равно 20—25% твердого. Чем мельче обрабатываемый материал, тем больше должно быть разжижение пульпы. Если необходимо получить чистые хвосты, скорость движения материала относительно магнитной системы понижают, а для получения более чистого концентрата — несколько увеличивают;

следить за бесперебойным равномерным поступлением руды или пульпы в сепаратор и разгрузкой продуктов сепарации, а также за сохранением постоянного уровня пульпы в ванне при мокрой сепарации;

следить за нормальной работой движущихся деталей сепаратора, их своевременной смазкой, исправностью защитных покрытий, барабанов, вводом зубцов роликов и др.;

следить за показаниями контрольно-измерительных и сигнальных приборов, периодически проверять сопротивление изоляций обмотки и целостность заземлений. При погружении обмотки в масляный кожух необходимо проверить уровень масла и периодически испытывать его на пробой;

в магнитных сепараторах с магнитными системами из постоянных магнитов периодически, особенно после ремонта, проверять напряженность поля, и если она существенно понижена, то производить намагничивание магнитов;

надлежащим образом заземлять сепараторы (при наличии электромагнитных систем), электродвигатели и панели управления и следить за целостностью разрядного сопротивления. В случае неисправности разрядного сопротивления при включении тока в обмотке возникают перенапряжения, достигающие 1000 в и более, что опасно для обслуживающего персонала и для целостности изоляций обмотки;

при пуске сепаратора после остановки его на длительное время включать обмотку вначале на пониженное напряжение, равное трети номинального, для того чтобы, постепенно нагревая, просушить обмотку и восстановить сопротивление изоляции до норм;

обслуживающий персонал не должен иметь при себе стальных инструментов и других предметов, так как они притягиваются с большой силой к полюсам магнитной системы, что может вызвать несчастные случаи и аварии.

§ 49. МАГНИТОГИДРОДИНАМИЧЕСКИЕ СЕПАРАТОРЫ (МГД)

МГД-сепаратор представляет собой безмагнитное устройство, в котором квазипутяжение жидкости осуществляется за счет взаимодействия магнитных полей, возбуждаемых параллельными электрическими токами в две ванны и в электропроводящей жидкости.

При обогащении различных мелкозернистых смесей минеральных частиц на МГД-сепараторах достигнуты высокие технологические показатели. Эти аппараты весьма перспективны, о чем свидетельствуют исследования, проведенные институтом ЦНИИОлово.

Исследования проведены на МГД-сепараторе МС-3, который Гипромаш-обогащением был специально модернизирован для обогащения оловосодержащей руды и получил наименование МС3-0 (табл. 183).

Таблица 183

Техническая характеристика сепаратора МС3-0

Параметры	Показатели
Производительность по классу 0,5—6 мм, т/ч	1,5
Длина рабочей зоны, мм	800
Сечение рабочего канала, мм	25 × 100
Потребляемая мощность, кВт	28
Напряжение, в:	
на электродах	900
на обмотке электромагнита	230
Индукция магнитного поля, Т	1
Скорость потока рабочей жидкости (10%-ный водный раствор NaCl), м/с	До 1
Масса сепаратора (без источников питания), кг	4,1

На МГД-сепараторе обогащалась оловосодержащая руда. Основную массу руды представляют кварц и турмалин. Сульфиды железа представлены пирротинном, шпритом, марказитом. Кроме того, содержатся небольшие количества арсенопирита, сфалерита, халькопирита, галенита.

Обогащению на МГД-сепараторе подвергалась фракция руды $-6 + 0,8$ мм после предварительного удаления из нее магнитных минералов.

В результате обогащения были выделены отвальные хвосты, выход которых составил 28,5%. При обогащении руды отсадкой и концентрацией на столе дозимельченых продуктов были выделены отвальные хвосты в количестве 12,35%. Обработкой на столе продукта крупностью $-2 + 0,5$ мм не был получен отвальный продукт, хотя руда по крупности (-2 мм) была более благоприятна для обогащения на концентрационном столе, чем на МГД-сепараторе (-6 мм).

Расчет показывает, что производительность МГД-сепаратора, занимающего ту же площадь, что и концентрационный стол, в 5—10 раз превышает производительность последнего. Это обстоятельство при наличии положительных технологических результатов делает МГД-сепарацию перспективным процессом для обогащения оловосодержащих руд¹.

¹ Подробно о магнитогидродинамической сепарации см. информацию Гипромашупле-обогащения (г. Воршиловград) за 1967 г., «Цветные металлы», 1969, № 4 и др.

ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ СЕПАРАТОРЫ

§ 50. ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА
ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕПАРАТОРОВ

Электрические сепараторы подразделяются на два основных типа: сепараторы, в которых обогащение происходит в электростатическом поле в воздушной среде (электрические сепараторы), и сепараторы, в которых обогащение происходит в поле коронного разряда в воздушной среде (коронные электрические сепараторы).

В последние годы все более широкое применение получают электрические сепараторы, в которых сочетается поле коронного разряда и электростатическое поле. Такое сочетание полей в одной машине усиливает эффективность разделения минералов по их электропроводности.

Электрические сепараторы предназначены для электронно-ионной технологии сухого обогащения или доводки черновых концентратов руд редких, цветных и черных металлов, а также калийных солей. В этих сепараторах минералы разделяются по электропроводности и электрической проницаемости в основном на проводники, непроводники и промежуточную фракцию. Промышленность изготавливает электрические сепараторы ЭКС-1250, СЭС-2000, СЭС-1000М, СЭС-1000, ЭСК-2000, СТЭ и КМП.

Техническая характеристика электрических сепараторов приведена в табл. 184.

Таблица 184

Техническая характеристика электрических сепараторов

Параметры	Типоразмер сепаратора						
	ЭКС-1250	СЭС-2000	СЭС-1000М	СЭС-1000	ЭКС-2000	СТЭ	КМП
Осадительный электрод:							
рабочая длина, мм	1 250	2 000	1 000	1 000	2 000	2 000	500
диаметр, мм	130	150	150	150	900	—	—
Частота вращения осадительного электрода, об/мин	300; 400; 450	440; 440; 490		110—800		—	—
Число осадительных электродов	2	11	5	9	11	—	—
Температура сепарируемого материала, °С	120	100	160	160	—	160	—
Рабочее напряжение на электроде, кв		20			50	20	50
Производительность, т/ч	2	12	1,5	3	10	6	0,7
Установочная мощность (общая) электродвигателей, кВт	1,7	13,3	5,4	9,8	12,2	—	—
Суммарная мощность, кВт	2,3	16,5	7	12,35	16,2	1,6	2,4
Габариты, мм:							
длина	930	3 688	2 950	2 800	3 535	2 850	2 285
ширина	2 692	2 860	1 800	2 410	4 295	2 120	1 922
высота	3 387	3 922	4 112	4 675	6 630	4 614	4 456
Масса сепаратора, кг	2 200	17 000	6 350	7 652	16 000	4 920	2 206

Примечание. Сепаратор ЭКС-1250 изготавливает Ленинградский завод им. Колтунова, все остальные — Поваровский опытный завод института Гипрешмагобогащения, а с 1970 г. — Воронежский завод горно-обогатительного оборудования.

Сепараторы типа ЭКС. Широкое промышленное применение для доводки концентратов руд редких металлов нашел разработанный Ирригредметом коронно-электростатический сепаратор ЭКС-1250, который серийно выпускает Ленинградский завод им. Котлякова (рис. 53).

Основными узлами сепаратора являются барабанный питатель, рабочая камера, осадительные, коронирующие и отклоняющие электроды. Сепаратор имеет два этажа сепарации, расположенные один над другим: верхний — для основной сепарации, нижний, — для перечистной. Каждый этаж состоит из осадительного электрода и системы коронирующего и отклоняющего электродов, создающих поле коронного разряда и электростатическое поле.

Исходная руда из бункера с электроподогревом подается барабанным питателем на верхний вращающийся осадительный электрод, на котором выделяются три продукта: проводники, непроводники и промпродукт.

При сепарации весь исходный материал подается тонким слоем на вращающийся верхний осадительный электрод, при этом поток непроводников отклоняется в сторону коронирующего и отклоняющего электродов, а проводники остаются у поверхности осадительного электрода. На нижний осадительный электрод направляется тот или иной продукт первичной сепарации для перечистки.

В сепараторе ЭКС-1250 исходный материал разделяется на три продукта: проводники, непроводники и промпродукт, каждый из которых засорен в той или иной степени другими продуктами сепарации. Как правило, для получения конечных кондиционных продуктов требуется последовательная работа нескольких сепараторов ЭКС-1250.

Гипромашбогащение, используя принцип коронно-электростатических сепараторов, разработал конструкцию сепаратора ЭКС-3000, который отличается от сепаратора ЭКС-1250 большей длиной барабанов (3000 мм) и отсутствием нижних перечистных барабанов (табл. 185).

Сепаратор СЭС-2000 (рис. 54) предназначен для глубокого разделения на проводящую и непроводящую фракции руд редких и цветных металлов, а также материалов стекольной и абразивной промышленности.

СЭС-2000 является коронно-электростатическим барабанным сепаратором, собираемым из типовых узлов рам, питателей и блоков электродов в количествах и сочетаниях, определяемых технологической схемой.

Питатель машины барабанного типа обеспечивает равномерную подачу материала

ровным тонким слоем. Блок электродов состоит из приемной точки, вращающегося барабана, очищающей резиновой щетки с быстросъемными коллекторами, коронирующего электрода игольчатого типа и отклоняющего элек-

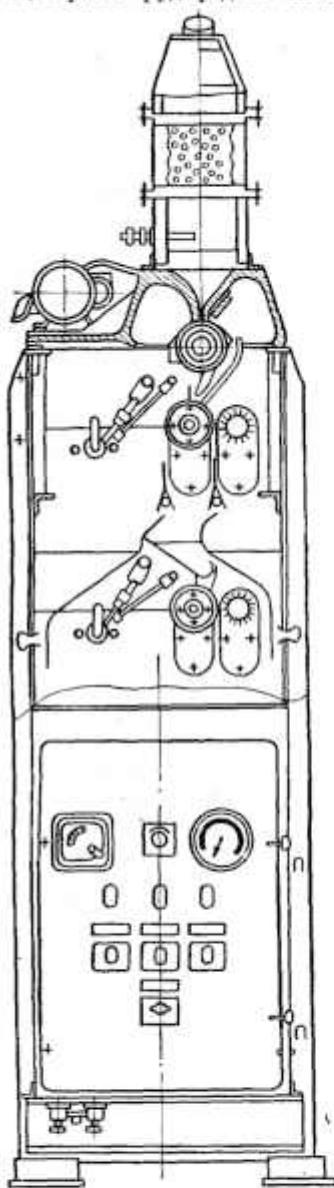


Рис. 53. Коронно-электростатический сепаратор ЭКС-1250

Техническая характеристика сепаратора ЭКС-3000

Параметры	Показатели
Осадительные электроды:	2
диаметр, мм	150
длина, мм	3000
число	2
Частота вращения, об/мин	368—465
Диаметр, мм:	
отклоняющего электрода	25
коронирующего электрода	0,4
Расстояние между электродами, мм	20—50
Подаваемое напряжение, кв	До 20
Частота вращения барабана шпатель, об/мин	20—50
Температура материала, поступающего на осадительный электрод, °С	До 120
Мощность, квт:	
электронагревателей осадительных электродов	$2 \times 1,7$
электродвигателей шпателя	0,6
Производительность (при насыщенном весе 2400 кг/м^3), т/ч	10—14
Масса сепаратора, кг	2550

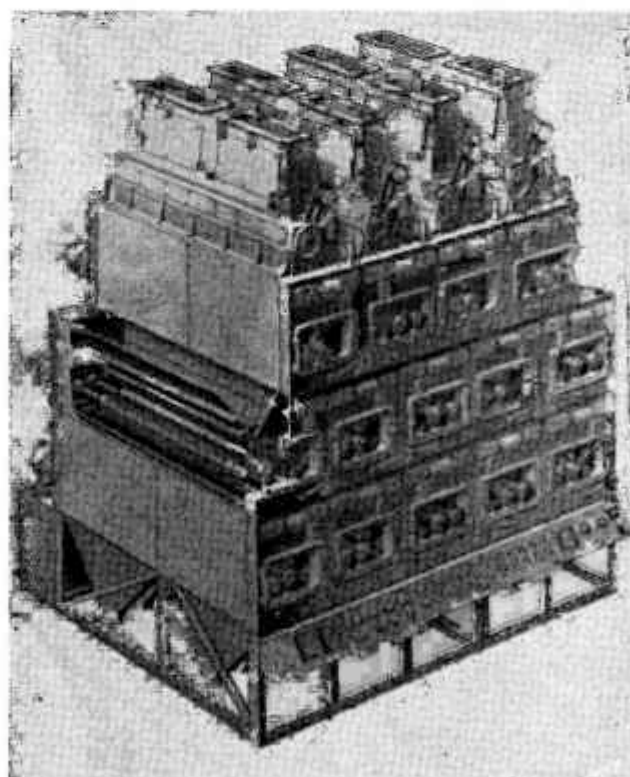


Рис. 54. Электрический секционный сепаратор ЭКС-2000

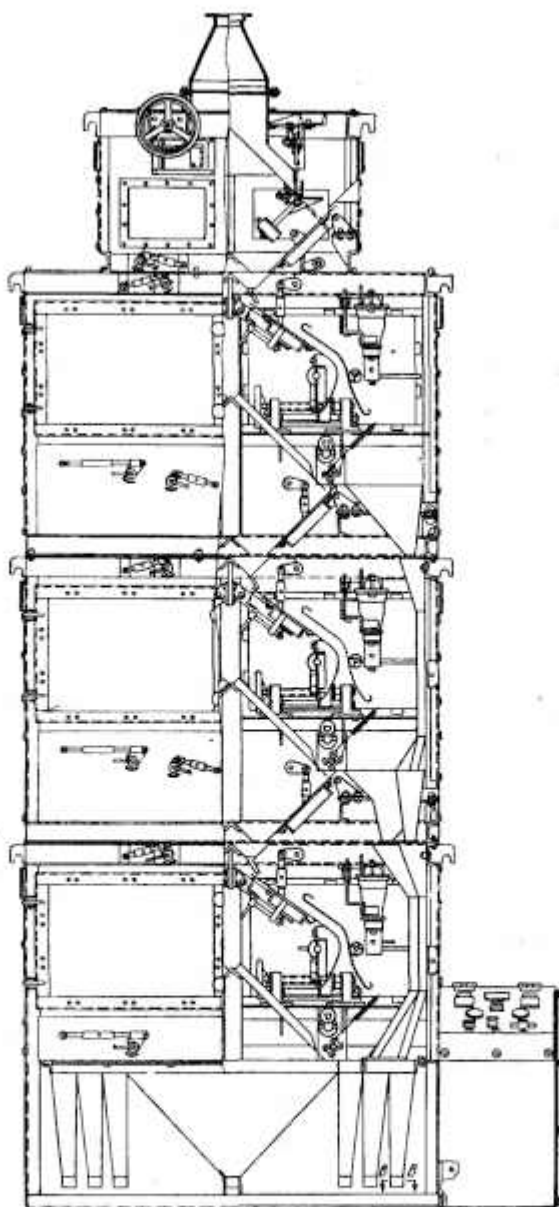


Рис. 55. Трибоэлектрический сепаратор СТЭ

трода из диэлектрика, армированного металлом. Продукты сепарации в соответствующие точки направляются расположенным под барабаном отсекателем со штыревым фиксатором.

Пульт управления и блок высоковольтного питания вмонтированы в раму сепаратора, снабженную приемными точками. В комплект сепаратора входит электрический шкаф.

Конструкция сепаратора обеспечивает возможность отсоса пыли непосредственно из рабочей зоны каждого блока электродов.

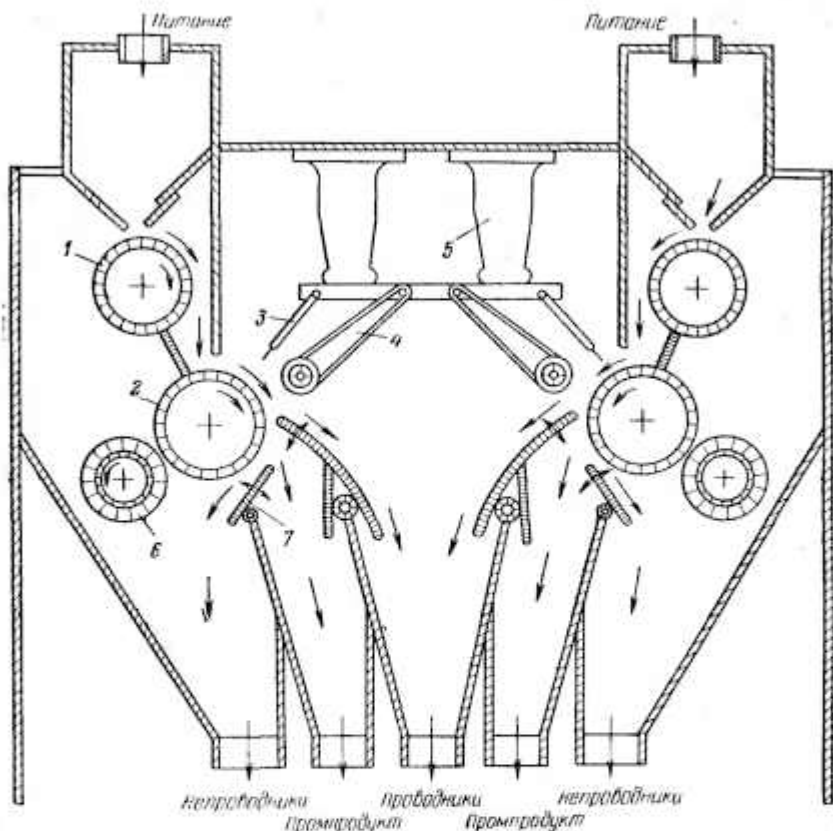


Рис. 56. Коронно-электростатический сепаратор ЭС-2:

1 — барабанные питатели; 2 — осадительные электроды; 3 — коротирующие электроды; 4 — отклоняющие электроды; 5 — электрические изоляторы; 6 — щетки; 7 — шибера.

Сепаратор СЭС-2000С предназначен для обесшламивания калийных руд. Конструктивно сепаратор СЭС-2000С отличается от сепаратора СЭС-2000 бесступенчатым регулированием числа оборотов осадительного электрода, возможностью подачи напряжения высоковольтного питания до 50 кв и наличием приставок.

Сепаратор СЭС-1000М предназначен для тех же целей, что и сепаратор СЭС-2000, и является его меньшим типоразмером.

Этот сепаратор отличается от сепаратора СЭС-2000 длиной осадительного электрода.

Сепаратор трибоэлектрический СТЭ (рис. 55) предназначен для разделения руд редких и цветных металлов, сырья горно-химической, керамической и абразивной промышленности, а также других материалов, компоненты которых способны приобретать трибозаряды разного знака.

Сепаратор СТЭ является электростатическим и состоит из питателя самотечного типа и трех секций сепарации. Высоковольтная установка, пульт управления и приемные точки смонтированы в нижнюю секцию. Каждая секция снабжена системой подготовительных плоскостей для сообщения частицам материала трибозарядов, статическими электродами и отсекателем, направляющим продукты сепарации в соответствующие точки, а также местным освещением и может быть подключена к заводской системе вытяжной вентиляции.

Сепаратор электрический КМШ предназначен для классификации по крупности и насыпному весу руд черных и цветных металлов, а также металлических порошков.

Сепаратор состоит из самотечного питателя, трех одинаковых рабочих секций и рамы, в которую встроены пульт управления, панель и высоковольтная установка. Каждая секция состоит из коронирующего проволочного электрода рамной конструкции и отклоняющего электрода. Специальными механизмами расстояние между коронирующим и отклоняющим электродами может изменяться. Для подачи материала в любую точку межэлектронногозора служат подвижные точки. С целью предотвращения осаждения пыли на осадительных электродах на них установлены электромагнитные встряхиватели.

Т а б л и ц а 186

Техническая характеристика коронно-электростатического сепаратора ЭС-2

Параметры	Показатели
Осадительные электроды, мм:	
диаметр	150
длина	6000
Потребляемая мощность высоковольтного питания, вт	200
Частота вращения, об/мин:	
барабана питателя	20—50
осадительного электрода	465—515
Температура материала, поступающего на осадительный электрод, °С	120
Тип питателя	Барабанный
Предел регулирования рабочей щели питателя, мм	0—20
Частота вращения щетки, об/мин	50—62
Проводимость по исходному питанию, т/ч	12—14
Выпрямительная установка	ВС-20-10
Электродвигатель привода:	
тип	АО-42-6
мощность, кВт	2 × 1,7
Габариты, мм:	
длина	4385
ширина	1380
высота	1750
Масса сепаратора, кг	2550
Изготовитель	Воронежский завод ГОО

Новый сепаратор ЭС-2 для обогащения ильменито-циркониевых продуктов разработан институтом Гипромашобогащение для сухой сепарации коллективных концентратов в головке технологического процесса, при доводке ильменито-циркониевых концентратов и предварительного их разделения. Коронно-электростатический сепаратор ЭС-2 можно также использовать для разделения алмазосодержащих концентратов и для сепарации целого ряда слабомагнитных материалов.

Сепаратор ЭС-2 (рис. 56) имеет две одинаковые секции, работающие параллельно, т. е. является как бы двойным. Эта основная особенность нового сепаратора, отличающая его от сепараторов ЭКС-3000 и ЭКС-1250. Техническая характеристика сепаратора приведена в табл. 186.

Опытный образец сепаратора, изготовленный по чертежам Гипромашобогащения, испытан на одном горно-металлургическом комбинате.

Коронно-электростатические сепараторы ЭКС-1250 в большом количестве установлены на одной из фабрик для разделения проводников — ильменита и рутила — от непроводников — циркона и ставролита. Питание электрических сепараторов, представляющее собой высушенный концентрат со столов, имеет крупность $-0,2 + 0,074$ мм. Сепараторы работают в быстрходном режиме (скорость вращения барабанов достигает 3—3,5 м/с) и имеют производительность до 2 т/ч на 1 м длины барабана. Выделенные на электрическом сепараторе проводниковый и непроводниковый продукты подвергаются магнитному обогащению.

Комбинированная схема доводки на электрических и магнитных сепараторах обеспечивает высококачественные ильменитовый, рутиловый и циркониевый концентраты. Электросепарация также успешно применяется для доводки цирконо-пироксеновых, тантало-ниобиевых, касситерито-шеелитовых и других концентратов.

§ 51. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕПАРАТОРОВ

При эксплуатации электрических сепараторов необходимо:

перед загрузкой материала проверить готовность сепаратора к работе вхолостую. Затем включать ток высокого напряжения и проверить исправность трансформатора, выпрямителя и устройства для регулирования тока высокого напряжения;

строго соблюдать заданный технологический режим (расстояние между электродами, напряжение и пр.);

следить за бесперебойным поступлением руды и непрерывной разгрузкой продуктов сепарации. При снижении крупности обрабатываемого материала загрузку его в сепаратор следует уменьшить, то же при повышении содержания проводящих минералов в питании сепаратора. Регулировку подачи материала следует начинать с минимальной производительности питателя;

периодически очищать изоляторы, электроды и другие детали сепараторов от пыли, причем очистку производить после выключения тока и остановки сепаратора и его разрядки ручным или автоматическим разрядником. Изоляторы следует протирать сухой содой и спиртом. Спиртом следует протирать и другие части сепаратора, на которых оседа пыль;

следить за выполнением высоковольтного трансформатора маслом, периодически испытывать его на пробой и один раз в год производить полный анализ масла;

следить за исправностью заземлений, проверяя их не реже двух раз в год. Своевременно заменять оборванные коронирующие электроды, следить за их натяжкой и центровкой;

учитывая, что приспособление к частям сепараторов, находящихся под высоким напряжением, опасно для жизни, необходимо строго соблюдать специальные электротехнические правила и нормы эксплуатации высоковольтных установок, а также систему электрооблагораживания и сигнализации. Эти правила и нормы приведены в ОСТ—5067.

ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ ПРОДУКТОВ

§ 52. СГУСТИТЕЛИ

Сгустители применяются для частичного обезвоживания пульпы осаждением взвешенных твердых частиц под действием силы тяжести и отделением осадка от осветленной воды.

Расчет сгустителей

Площадь осаждения и диаметр сгустителя можно определить по формулам¹: при сгущении пульпы, осаждающихся без ясной линии разделения:

удельная площадь

$$f = \frac{a - b}{k v_0 \gamma_{ж}}, \text{ м}^2/\text{т} \cdot \text{ч}; \quad (113)$$

общая площадь

$$F = fQ, \text{ м}^2, \quad (114)$$

где a — отношение $Ж_1 : T_1$ в исходной пульпе;

b — отношение $Ж_2 : T_2$ в сгущенном продукте;

k — коэффициент эффективного использования поверхности осаждения (0,7—0,8);

v_0 — скорость свободного осаждения наиболее мелких частиц сгущенного продукта, м/ч;

$\gamma_{ж}$ — плотность жидкости (воды), т/м³;

Q — производительность сгустителя по твердому, т/ч;

диаметр сгустителя

$$D = \sqrt{\frac{4fQ}{\pi} + d^2}, \text{ м}, \quad (115)$$

где d — диаметр питающей трубы, м;

при сгущении плотных или скоагулированных пульп, дающих резкую границу между слоем осветленной воды и слоем, содержащим твердую фазу, за удельную площадь осаждения следует принимать максимальное значение f' , подсчитываемое по формуле

$$f' = \frac{a_x - b}{k v_x \gamma_{ж}}, \quad (116)$$

откуда

$$D = \sqrt{\frac{4f'Q}{\pi} + d^2}, \quad (117)$$

где a_x — переменное отношение $Ж : T$ в пульпе, изменяющееся в процессе сгущения от a до b ;

v_x — скорость осаждения (понижение границы раздела вода — сгущенный продукт) при отношении $Ж : T$, равном a_x , м/ч.

Значение v_x при различных a_x определяют опытным путем.

Производительность сгустителя по шламу можно определить по формуле

$$Q_c = \frac{\pi (D^2 - d^2)}{4k} v_0, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (118)$$

При отсутствии экспериментальных данных сгустители рассчитывают по удельным нагрузкам, полученным в производственных условиях при сгущении такой же или аналогичной пульпы. В этом случае необходимо учитывать содер-

¹ К. Г. Руденко, М. М. Шемаханов. Обезвоживание и высушивание. М., «Недра», 1967.

жание твердого в пульше и сгущенном продукте, гранулометрический состав твердого, присутствие в пульше реагентов и электролитов и температуру пульшы.

Нормами технологического проектирования обогатительных фабрик рекомендуется при расчетах сгустителей принимать удельные нагрузки, приведенные в табл. 187.

Таблица 187

Удельная нагрузка на 1 м² площади сгущения в 24 ч
(по данным института Мехавобр)

Концентраты	Нагрузка, т/м ² ·24 ч	Примечание
Окисленные свинцовые и свинцово-медные	0,2—0,5	Нагрузка дана для концентратов крупностью 80—95% — 0,074 мм
Сульфидные свинцовые, свинцово-медные и ртутные	0,7—1,2	
Сульфидные медные и медно-пиритные	0,9—1,5	Для больших крупностей нагрузка соответственно увеличивается
Пиритные	1,2—2,5	Приведенные нагрузки соответствуют плотности разгрузки в пределах 50—60%
Цинковые	1,0—2,0	
Сульфидные молибденовые	0,6—1,2	
Баритовые флотационные	1,0—2,0	
Никелевые	0,6—1,0	
Сурьмяные	0,4—0,8	

Для ориентировочных расчетов сгустителей можно также пользоваться данными, рекомендованными Г. А. Финкельштейном и Л. А. Шиловой¹.

В табл. 188 приведены ориентировочные удельные нагрузки цилиндрических сгустителей, а в табл. 189 — производительность сгустителей при различных крупности частиц слива и содержании твердого в пульше и в сгущенном продукте.

Таблица 188

Ориентировочная удельная площадь осаждения и удельная нагрузка цилиндрических сгустителей

Сгущаемый продукт	Удельная площадь осаждения, м ² /т·ч	Удельная нагрузка	
		т/м ² ·ч	т/м ² ·сутки
Питание и хвосты флотации	12—24	0,04—0,08	1—2
Флотационные сульфидные концентраты:			
медные	16—24	0,04—0,06	1—1,5
свинцовые	24—32	0,03—0,04	0,75—1
цинковые	20—30	0,033—0,05	0,8—1,2
пиритные	12—24	0,04—0,08	1—2
молибденовые	30—50	0,02—0,033	0,5—0,8
Первичные рудные шламы	60—90	0,01—0,017	0,25—0,4
Пульша перед цанвированием при высоком содержании глины	35—50	0,02—0,028	0,5—0,7
То же, при преобладании кристаллического материала	10—16	0,06—0,10	1,5—2,5

¹ Г. А. Финкельштейн, Л. А. Шилова. Работа сгустителей на фабриках цветной металлургии. «Обогащение руд», 1962, № 3.

Производительность сгустителей при различной крупности частиц в шлеме и различном содержании твердого в пульпе и в сгущенном продукте

Крупность частиц в шлеме, мм	Скорость восходящей струи, мм/с	Содержание твердого в пульпе, %	Производительность по твердому на 1 м ² площади поверхности осадления, т/сутки			
			Содержание твердого (по весу) в сгущенном продукте, %			
			40	50	55	60
2	0,03	5	0,015	0,015	0,014	0,014
		10	0,034	0,032	0,032	0,031
		15	0,047	0,046	0,044	0,043
		20	0,094	0,087	0,082	0,078
		25	0,146	0,130	0,119	0,110
3	0,007	5	0,024	0,034	0,033	0,033
		10	0,078	0,076	0,074	0,073
		15	0,110	0,106	0,103	0,101
		20	0,218	0,202	0,190	0,183
		25	0,338	0,303	0,279	0,260
5	0,019	5	0,092	0,091	0,090	0,089
		10	0,210	0,205	0,200	0,193
		15	0,300	0,288	0,278	0,271
		20	0,590	0,545	0,515	0,495
		25	0,925	0,820	0,754	0,704

На обогатительных фабриках цветной металлургии обычно применяют сгустители непрерывного действия с центральным и периферическим приводом.

Сгустители одноярусные с центральным приводом (рис. 57) в обычном или кислотостойком исполнении предназначены для обесшламливания различных пульп.

Скребки гребкового устройства — речного типа (у сгустителей Ц-2,5 — спирального типа, а у сгустителей Ц-6 и Ц-9 — спирально-речного типа).

Передача вращения от электродвигателя к механизму вращения и подтема осуществляется через клиноременную передачу и стандартный цилиндрический редуктор РЦД-250 (у сгустителей Ц-2,5 — через червячный редуктор РЧП-120, а у сгустителей Ц-6 и Ц-9 — через редуктор РЦД-350).

Сгустители по заказу поставляются с автоматическим устройством для регулирования плотности разгружаемого сгущенного продукта изменением производительности диафрагмового насоса 2ДВс × 1 в зависимости от плотности пульпы, поступающей в плотномер.

У сгустителей Ц-12 и Ц-18 чашы изготовляются на месте. Передача вращения от электродвигателя к механизму вращения гребкового устройства осуществляется через клиноременную передачу и цилиндрические редукторы РЦД-400 — у сгустителя Ц-12, через РМ-500 — у сгустителя Ц-18.

Плотность разгружаемого сгущенного продукта регулируется изменением производительности диафрагмового насоса 4ДВс × 2.

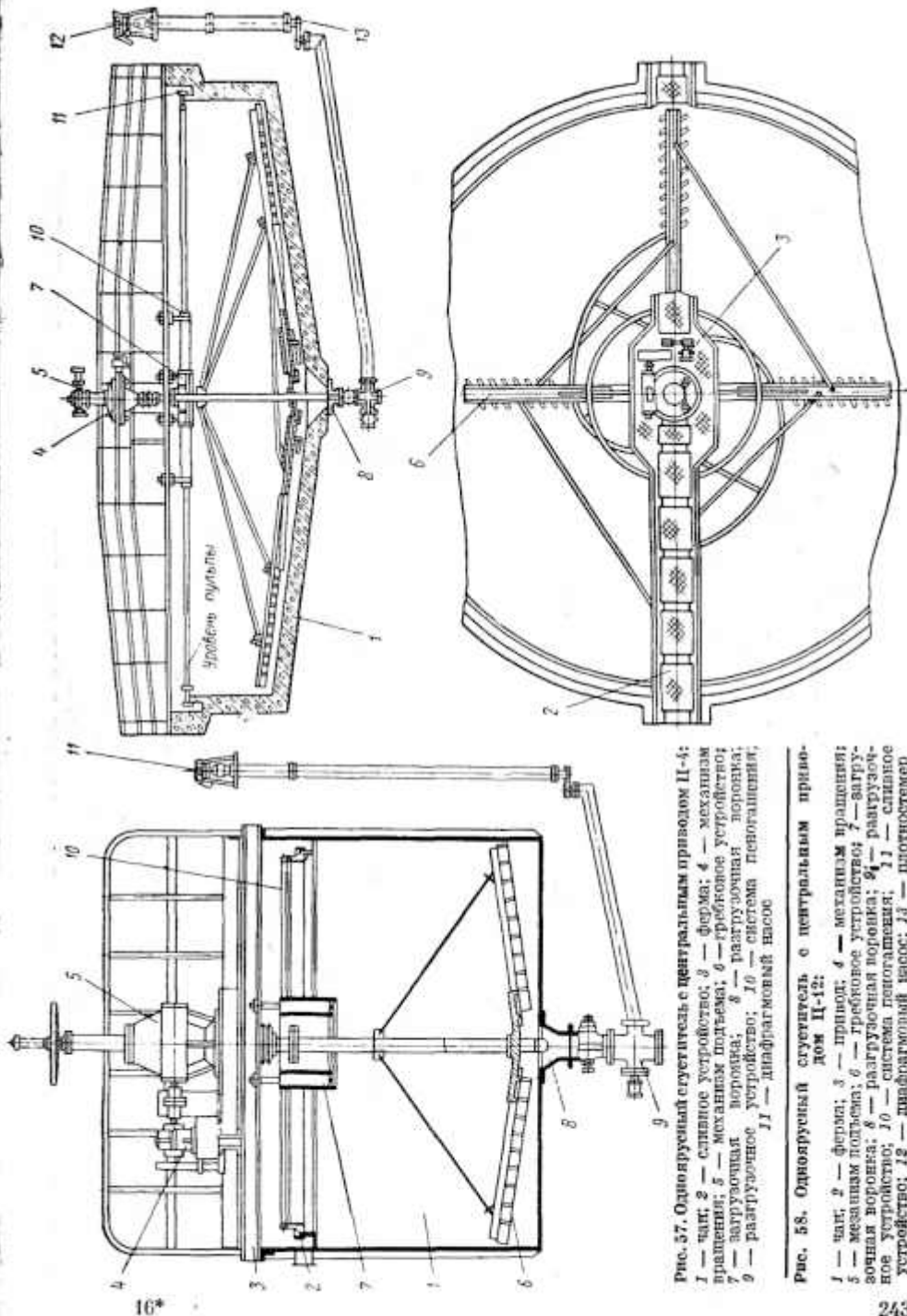


Рис. 57. Одноярусный суглициль с центральным приводом Ц-4:
 1 — чаш; 2 — сливное устройство; 3 — форма; 4 — механизм вращения; 5 — механизм подъема; 6 — гребковое устройство; 7 — загрузочная воронка; 8 — разгрузочная воронка; 9 — разгрузочная воронка; 10 — система пеногашения; 11 — сливное устройство; 12 — диафрагменный насос

Рис. 58. Одноярусный суглициль с центральным приводом Ц-12:
 1 — чаш; 2 — форма; 3 — привод; 4 — механизм вращения; 5 — механизм подъема; 6 — гребковое устройство; 7 — загрузочная воронка; 8 — разгрузочная воронка; 9 — разгрузочное устройство; 10 — система пеногашения; 11 — сливное устройство; 12 — диафрагменный насос; 13 — шпиготстержень

Техническая характеристика однорусных сгустителей с центральным приводом (заводские данные)

Параметры	Типоразмер сгустителя					
	Ц-2,5	Ц-4	Ц-6	Ц-9	Ц-12	Ц-18
Размеры чаши, мм						
диаметр	2500	4000	6000	9000	12 000	18 000
высота	1500	2500	2500	3000	3000	3600
Площадь осаднения, м ²	5	13	30	60	100	250
Производительность (по твердому), т/сутки	5-15	13	30	60	100	250
Продолжительность одного оборота гребка, мин	2,1	2,8	3,9	4,7	6,30	8,3
Электродвигатель привода вала гребковой рамы:						
тип	АО2-12-6	АО.П2-22-6	АО2-31-6	АО2-32-6	АО2-41-6	АО2-41-6
мощность, кВт	0,6	1,1	1,5	9,9	3	3
частота вращения, об/мин			1000			
Мощность электродвигателя механизма подъема рамы, кВт	—	—	—	—	1,1	1,1
Высота подъема рамы, мм	250	300	400	400	400	400
Габариты, мм						
длина	2650	4110	6630	9680	14 000	20 000
высота	3070	4300	6060	6718	7200	7400
Масса сгустителя, кг:						
без чаши	1000	1700	3830	5372	8465	13 000
с чашом	1710	3700	8252	16 312	10 000	—
Изготовитель	Завод «Труд»					

Примечания: 1. Производительность указана для пульпы средней крупности при удельной производительности 1 т/м², содержащей твердого в питании не ниже 15-18% и в сгущенном продукте 60-70%.
2. Сгустители могут изготовляться также в кислотостойком исполнении (Ц-0,5К; Ц-4К и т. д.).

Техническая характеристика сгустителей однорусных с периферическим приводом

Параметры	Типоразмер сгустителя				
	П-18	П-25	П-30	П-40	П-50
Размеры чаши, мм					
диаметр	18 000	25 000	30 000	40 000	50 000
высота		3600		4000	4500
Площадь осаднения, м ²	250	500	700	1250	1963
Производительность (по твердому), т/сутки	250-750	500-1500	700-2100	1200-3800	1700-5100
Продолжительность одного оборота вращающейся фермы, мин	10	13	16	21	32; 26; 17; 13
Электродвигатель:					
тип	АО-51-6	АО-52-6	АО-52-6	АО83-12/8/6/4	АО-83-12/8/6/4
мощность, кВт	2,8	4,5	4,5	8,5; 11; 14; 18	8,5; 11; 14; 18
частота вращения, об/мин	950		480; 725; 960; 1460		
Масса сгустителя с электрооборудованием, кг	16 850	31 860	34 160	62 820	71 900
Изготовитель	Иркутский завод тяжелого машиностроения им. Куйбышева (ИЗТМ)				

Примечания: 1. Производительность указана для пульпы средней крупности при удельной производительности до 3 т/м², содержащей твердого в питании от 10 до 45% и плотности сгущенного продукта 60-70%.
2. Однорусные сгустители П-30 и П-25 изготовляет также Востокмашзавод, а П-30 - Днепродзержинский завод горношахтного оборудования.

Отечественное машиностроение выпускает сгустители, техническая характеристика которых приведена в табл. 190 и 191.

§ 53. ЭКСПЛУАТАЦИЯ СГУСТИТЕЛЕЙ

При обслуживании сгустителей следует иметь в виду следующее:

при пуске сгустителя впервые необходимо заполнить чаш водой до уровня сдвигного порога и тщательно вывернуть верхний край его по уровню;

основным условием нормальной работы сгустителя является непрерывность и равномерность процесса сгущения. Загружаемая пульпа должна поступать равномерно и по возможности с постоянной плотностью через загрузочную воронку. Выгрузка сгущенного продукта также должна производиться непрерывно при работающих гребках;

при разгрузке необходимо всегда стремиться к тому, чтобы сгущенная пульпа имела возможно наибольшую плотность. Это достигается при глубоком слое пульпы, причем осадок рекомендуется поддерживать на уровне 500—600 мм от верха чаши;

при непрерывном понижении плотности выгружаемой пульпы необходимо осторожно уменьшить выгрузку до получения пульпы требуемой нормальной плотности;

при непрерывном повышении плотности сгущаемого материала у сгустителей с центральным приводом следует приподнять грабли и усилить разгрузку до получения нормальной плотности, после чего грабли соответственно опустить на несколько витков;

при внезапной остановке во время работы сгустителя с центральным приводом до пуска его вновь необходимо провернуть механизм один раз вручную. Если он вращается с большим трудом или совершенно не вращается, то механизм поднимают на 50 мм выше и вращают снова. Так поступают до тех пор, пока он не будет относительно легко вращаться, после чего можно включить электродвигатель, дать валу сделать несколько оборотов, затем остановить, опустить механизм на 4—8 мм и снова пустить. Эту операцию повторяют до тех пор, пока механизм не вернется в исходное положение;

при организованной кратковременной остановке сгустителя с центральным приводом под нагрузкой необходимо предварительно поднять вал с гребками, а когда он будет пущен вновь, постепенно опустить его, наблюдая за показаниями указателя перегрузки;

в сгустителях с периферическими приводами опорный круговой рельс должен быть всегда сухим и чистым, а поверхность катка — гладкой, без выбоин. В случае пробуксовывания катка устраняют причину перегрузки сгустителя и временно увеличивают сдвигной вес, для чего нагружают раму привода металлическими предметами.

§ 54. ВАКУУМ-ФИЛЬТРЫ

Определение производительности вакуум-фильтров

Производительность вакуум-фильтра зависит от площади фильтрующей поверхности, величины погружения поверхности в пульпу, скорости вращения поверхности, характера фильтруемого материала (его зернистости и содержания шлама) и его температуры, содержания твердого в пульпе, качества фильтровальной ткани, ее очистки и продувки, работы распределительных головок, величины вакуума, состояния отдувки кека и других факторов.

Основным требованием, предъявляемым к вакуум-фильтрам, является получение наименее влажного кека с наибольшей производительностью.

Производительность вакуум-фильтра можно определить по сухому осадку на единицу фильтрующей поверхности фильтра опытным фильтрованием пульпы в условиях, соответствующих промышленному фильтрованию.

Общая производительность фильтра Q

$$Q = qF \quad \tau/\text{ч}; \quad (119)$$

где q — удельная нагрузка, $\tau/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$;
 F — фильтрующая поверхность фильтра, м^2 .
 Удельная нагрузка

$$q = \frac{q_W (100 - W)}{100}, \quad \tau/\text{м}^2 \cdot \text{ч}; \quad q_W = \frac{0,6g_0}{F't}, \quad (120)$$

где q_W — удельная нагрузка по осадку с влажностью W , $\tau/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$;
 W — влажность осадка, %;
 g_0 — вес влажного осадка по окончании опыта на фильтрующей поверхности (воронки), г;
 F' — фильтрующая поверхность воронки, см^2 ;
 t — время фильтрования, мин.

Если опытных данных по фильтрованию нет, то расчеты можно вести, используя ориентировочные удельные нагрузки, полученные в практике для аналогичных условий.

Нормами технологического проектирования обогатительных фабрик рекомендуется при расчетах вакуум-фильтров принимать удельные нагрузки на 1 м^2 площади фильтрации, приведенные в табл. 192.

Т а б л и ц а 192

Удельные нагрузки вакуум-фильтра (по данным института Механобр)

Концентраты	Нагрузка, $\tau/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$	Примечание
Тонкие окисленные и окисленно-сульфидные Сульфидные, свинцовые и ртутные	0,02—0,1 0,08—0,15	Проводимость указана при плотности штатания не ниже 50% твердого
Цинковый	0,10—0,2	
Медный	0,10—0,15	
Пиритный	0,2—0,4	
Молибденовый	0,04—0,1	
Никелевый	0,05—0,2	
Сурьмяный	0,05—0,1	
Баритовый	0,4—0,8	

При отсутствии возможности взвешивания кека производительность действующего вакуум-фильтра определяют по формуле¹

$$Q = 0,0006Fhn\gamma(100 - W), \quad \tau/\text{ч}, \quad (121)$$

где F — фильтрующая поверхность фильтра, м^2 ;
 h — толщина слоя осадка, мм;
 n — частота вращения дисков или барабана, об/мин;
 γ — насыпной вес материала, $\text{г}/\text{см}^3$; ориентировочно $\gamma = 0,625$;
 δ — плотность материала, $\text{г}/\text{см}^3$;
 W — влажность осадка, %.

Для расчета производительности вакуум-фильтра по приведенной формуле следует измерить толщину кека в нескольких точках и расчет вести исходя из средней его толщины.

Удельную производительность можно рассчитывать также и по более сложной, но более точной формуле. Для этого специальным пробником в виде банки

¹ Н. Ф. Безоненко, Л. П. Шупов. Фильтровальщики. М., «Недра», 1965.

без донышка в нескольких местах фильтра снимают пробы кока — «коржики». Все «коржики» взвешивают, и производительность рассчитывается по формуле

$$q = \frac{Pn}{m\gamma} 100, \text{ т/м}^2 \cdot \text{ч}, \quad (122)$$

где P — вес общей пробы (сухой), кг;
 n — частота вращения дисков или барабана фильтра, об/мин;
 m — число частных проб («коржики»).

На обогатительных фабриках цветной металлургии наибольшее применение имеют дисковые и барабанные вакуум-фильтры с наружной фильтрующей поверхностью.

Техническая характеристика вакуум-фильтров

Барабанные вакуум-фильтры с наружной фильтрующей поверхностью предназначены для промышленного фильтрования суспензий пульпы, обладающих следующими свойствами:

температура суспензии при фильтровании от 0 до 95° С;

нейтральная или щелочная среда, допускающая изготовление всех деталей фильтра из черных (велегированных) металлов;

фильтруемость суспензии должна быть такой, чтобы при наименьшей частоте вращения барабана (0,13 об/мин) получался слой осадка толщиной не менее 5 мм. При испытании фильтруемости суспензии на погружной лабораторной воронке этому соответствует образование слоя осадка толщиной не менее 5 мм за время не более 3 мин при вакууме 350—450 мм рт. ст. При этом количество фильтрата, образующегося на фильтре, не должно превышать 20 м³/ч со всего аппарата или при испытании на воронке 335 дм² за 11 с;

скорость осаждения частиц твердой фазы суспензии должна быть не более 18 мм/с (для преобладающего класса крупности);

слой осадка (кока) должен легко отделяться от фильтровальной ткани при отдувке сжатым воздухом (давление избыточное не более 0,3 кгс/см²) и начисто сниматься с поверхности барабана пожом, обрезиненным валиком или шпуром, что можно проверить на опытной воронке.

Для фильтрования суспензий, не обладающих указанными свойствами, данные фильтры не применяются.

Техническая характеристика барабанных вакуум-фильтров, выпускаемых отечественной промышленностью, приведена в табл. 193.

Для фильтрования кислых пульп применяются барабанные вакуум-фильтры в кислотостойком исполнении БОКЗ-1,75 из стали марки Х18Н10Т или Х189ТЛ и БОР10-2,6 — гумированный.

Дисковые вакуум-фильтры предназначены для фильтрования пульп, содержащих твердые частицы, осаждающиеся со скоростью не более 18 мм/с, образующие осадок, не требующий промывки, толщиной не менее 8 мм за 4 мин. В табл. 194 приведена техническая характеристика фильтров.

Факторы, влияющие на работу вакуум-фильтров

Ниже приведены данные о влиянии некоторых факторов на процесс фильтрования тонкоизмельченного железорудного концентрата. Такие же примерно зависимости сохраняются и при фильтровании других рудных концентратов.

Крупность фильтруемого концентрата является одним из основных факторов, определяющих процесс фильтрования. Тонкие илистые фракции резко ухудшают процесс обезвоживания и повышают конечную влажность осадка (табл. 195).

Повышение содержания твердого в пульпе приводит к увеличению толщины осадка, а следовательно, повышает удельную производительность фильтра и содержание влаги в концентрате (табл. 196). Оптимальным содержанием твердого в пульпе является 60—70%.

Техническая характеристика барабанных фильтров

Параметры	Типоразмер фильтра				
	БОУ-1,75М65	БОУ10-2,6М65	БОУ20-3,6М65	БОУ40-3-4	БОУ100-4,3
Площадь фильтрующей поверхности, м ²	5	10	20	40	100
Барабан:					
диаметр, мм	1762	2612	2612	3000	4200
длина, мм	960	1350	2700	4400	7600
частота вращения, об/мин	0,097—1,8 (бесступенчатое)	Семь групп * от 0,13 до 2			0,12—0,69
Число двойных качаний мешалки в минуту	22	22	21	20	21
Электродвигатель привода барабана:					
тип	АО-32-4	АО-42-6	АО-51-6	АО-51-4	АО-72-6
мощность, кВт	4	1,7	2,8	4,5	14
частота вращения, об/мин	1450	930	930	1480	1460
Электродвигатель привода мешалки:					
тип	АО-41-6	АО-42-6	АО-51-6	АО-52-6	АО-72-6
мощность, кВт	4	1,7	2,8	4,5	14
частота вращения, об/мин	930	930	930	950	980
Мощность, затрачиваемая при работе, кВт:					
на вращение барабана	0,3—0,9	0,4—1,2	0,6—1,8	—	—
на качание мешалки	0,7—1	1—1,6	1,4—2,2	—	—
Масса фильтра, кг:					
без индивидуальных узлов, редукторов и электродвигателей	3940	7070	12 100	17 400	—
с редуктором и электродвигателем	4170	8370	13 046	17 700	65 845
Изготовитель	Уральский завод химического машиностроения (г. Свердловск)		Пензенский завод химического машиностроения		

* В каждом конкретном случае может быть выбрана одна из следующих семи групп оборота в зависимости от фильтрационных свойств пульпы: 0,13—0,18—0,26; 0,18—0,26—0,37; 0,26—0,37—0,52; 0,36—0,52—0,73; 0,52—0,73—1,04; 0,73—1,04—1,5; 1—1,5—2.

В табл. 197 приведены результаты влияния удельной производительности на влажность осадка, а в табл. 198 — влияние частоты вращения дисков фильтра на влажность осадка и производительность фильтра.

На Балхашской обогатительной фабрике увеличение частоты вращения дисков с 8,87 до 12 об/ч позволило повысить производительность вакуум-фильтра

Техническая характеристика дисковых вакуум-фильтров

Параметры	Типоразмер фильтра						
	ДУ9-1,8	ДУ18-1,8	ДУ27-1,8	ДУ34-2,5	ДУ51-2,5	ДУ88-2,5*	ДУ100-2,5
Фильтрующая поверхность, м ²	9	18	27	34	51	68	100
Диаметр дисков, мм	1800				2500		
Число дисков	2	4	6	4	6	8	12
Частота вращения, об/мин	0,15—0,9						0,10—0,25
Число качаний мешалки в минуту	40			30			175
Глубина вакуума, мм рт. ст.	400—550						В зоне просушки — до 500, в зоне фильтрования — до 600
Давление воздуха при отдувке, кгс/см ²	До 0,6						До 0,5
Мощность электродвигателя мешалки, квт	2,2		3		4		
Электродвигатель привода дисков:							
тип	АО-42-4						
мощность, квт	2,8						
частота вращения, об/мин	1420						
Масса фильтра, кг	3640	4440	5540	6820	8420	9730	16 480
Изготовитель	Бердический машиностроительный завод «Прогресс»						

Примечание. Бердический машиностроительный завод «Прогресс» выпускает фильтры, узлы и детали которых изготавливаются из титана или облицованы им. Титановые фильтры долговечны, высокопроизводительны и успешно применяются для фильтрования агрессивных сред. К таким фильтрам относятся дисковый вакуум-фильтр ДТ-68 и др.

Таблица 195

Влияние крупности концентрата на влажность осадка и удельную производительность фильтра (ткань хлопчатобумажная)

Содержание в пульпе частиц крупностью 0,05 мм, %	65	75	80	85	90	95	100
Влажность осадка, %	10,8	11,2	11,5	11,8	12,5	13,5	15,7
Удельная производительность, т/м ² ·ч	0,95	0,75	0,6	0,5	0,45	0,4	0,35

Влияние плотности пульпы на влажность и удельную производительность фильтра

Содержание твердого по весу, %	25	30	35	42	50	60	70	75
Содержание твердого по объему, %	8	10	12	14	18	25	36	42
Удельная производительность, т/м ² ·ч	0,2	0,25	0,32	0,69	1,1	1,47	1,55	1,56
Влажность осадка, %	9,5	10	10,5	11	11	11,5	12	12
Толщина осадка, мм	5	8	13	15	21	22	22	23

Таблица 197

Влияние удельной производительности фильтра на влажность осадка

Удельная производительность фильтра, т/м ² ·ч	0,406	0,435	0,535	0,615	0,775	0,935	1,24
Влажность осадка, %	12	11,7	11,2	10,8	10,4	10,8	11,8

Таблица 198

Влияние частоты вращения дисков фильтра на влажность осадка и производительность

Частота вращения дисков фильтра, об/мин	0,223	0,33	0,37	0,45
Влажность осадка, %	10,3	10,7	11,7	12,5
Удельная производительность фильтра, т/м ² ·ч	0,80	0,85	0,75	0,73

на 16,7% без увеличения влажности нека, а увеличение частоты вращения дисков до 14,5 об/ч повысило производительность на 35,8%, но влажность нека при этом увеличилась на 2%. Поэтому вакуум-фильтры на обогатительной фабрике были переведены на оптимальную частоту вращения 12 об/ч.

Величина вакуума зависит от пористости осадка и мощности вакуум-насоса. Повышение вакуума увеличивает количество проходящего воздуха через фильтрующую поверхность в единицу времени. Однако с увеличением вакуума влажность в осадке уменьшается до определенной величины, ниже которой она не снижается.

При фильтровании вакуум зависит от расхода воздуха (табл. 199).

Таблица 199

Влияние расхода воздуха на величину вакуума дисковых вакуум-фильтров

Расход воздуха, м ³ /м ² ·мин	0,4	0,5	0,6	0,75	0,9	1	1,2
Вакуум, мм рт. ст.	310	380	400	440	460	500	580

В табл. 200 приведены результаты влияния вакуума на производительность фильтра и влажность осадка.

Интенсивность перемешивания пульпы имеет большое значение. Для нормальной работы фильтра обезвоживающий материал должен быть равномерно

Влияние вакуума на производительность барабанного фильтра и влажность осадка (по А. И. Рафленко)

Вакуум, мм рт. ст.	Фильтродиагональ		Капрон арт. 1528		Капрон арт. 1538		Бязь	
	Производительность, т/ч	Влажность осадка, %	Производительность, т/ч	Влажность осадка, %	Производительность, т/ч	Влажность осадка, %	Производительность, т/ч	Влажность осадка, %
500	70,2	27,2	83,4	26,4	82,3	26,9	78,6	28,1
400	65,3	28,3	75,4	28,1	76,2	27,4	74,5	28,9
300	64,6	32,4	60,6	31,9	68,5	34,1	68,1	32,8
200	36,8	40,8	48,4	35,6	42,6	36,3	40,4	38,4

Примечание. На фабрике были установлены вакуум-насосы типа ВН-120, которые на вакуум-ресивере создавали разрежение 600 мм рт. ст., но на фильтрах фактически разрежение не превышало 500—550 мм рт. ст.

распределен по всему объему ванны. Особенно это относится к дисковым вакуум-фильтрам. Неравномерное распределение материала в ванне приводит к неравномерному набору кека по высоте дисков. Влажность кека при слабом перемешивании повышается, а на дне ванны скапливается большое количество осевшего материала.

Чтобы избежать этого, необходимо обеспечить бесперебойную нормальную работу мешалок, которыми оборудованы фильтры.

Влияние перемешивания пульпы на процесс фильтрования приведено в табл. 201.

Таблица 201

Влияние перемешивания пульпы на процесс фильтрования

Характер работы мешалки	Толщина осадка на дисках фильтра, мм		Влажность осадка, %		
	в 50 мм от края сектора	в центре сектора	в 100 мм от «шейки» (сектора)	на периферии дисков	средняя с фильтра
Нормальная работа мешалки, распределение материала нормальное	13	12	10	10,9	10,8
Мешалка работает плохо, материал распределен неравномерно	28	15	8	12	11,6
Мешалка не работает, осадок нависает на периферии дисков	45	12	7	13,8	12,8

§ 55. ФИЛЬТРОВАЛЬНАЯ ТКАНЬ

Фильтровальная ткань выбирается исходя из крупности обезвоживаемого материала, плотности пульпы и условий работы фильтра (температура, кислотность среды, механическое воздействие на ткань и т. д.). Чем мельче материал, поступающий на фильтрование, тем большим должно быть отношение пор ткани к диаметру частиц (табл. 202).

Таблица 202

Зависимость между размерами зерен материала, поступающего на фильтрование, и размерами пор фильтровальной ткани

Максимальный размер зерен материала, мм	0,015	0,03	0,045	0,06	0,075	0,09	0,105	0,12	0,15	0,18
Отношение размера пор ткани к размеру зерна	19	13	10	8	7	6	5	4,5	4	3

Обычно при фильтровании применяют хлопчатобумажные фильтровальные ткани типа фильтродиагональ или фильтробельтинг.

В последнее время хлопчатобумажные фильтровальные ткани начинают заменять синтетическими тканями из капрона и лавсана, которые по своим физико-химическим свойствам превосходят существующие хлопчатобумажные ткани.

На одной из отечественных золотозылектальных фабрик были проведены промышленные испытания синтетической фильтровальной ткани при фильтровании пульпы на барабанных вакуум-фильтрах.

Перерабатываемая на обогатительной фабрике золотосодержащая руда состоит в основном из кварца; из сульфидных минералов в руде встречаются стибнит, пираргирит и пирит. Общее количество сульфидов в руде превышает 2%. Золото в рудных минералах очень тонкое, часто дисперсное. Руды на этой фабрике перерабатываются флотацией и гидрометаллургическими методами.

Хвосты флотации в процессе гидрометаллургической переработки подвергаются фильтрованию для выделения золотосодержащих растворов. Крупность помола хвостов флотации достигает 96—98% — 0,074 мм.

Пульпа, поступающая на фильтрование, содержит очень большое количество слабоскоагулированных тонкодисперсных первичных илов и шламов, составляющих 40% всего фильтруемого материала.

На фабрике для фильтрования применяли ткани из хлопчатобумажного волокна: фильтродиагональ артикул 2074 и техническую бязь артикул 592 с основой на мешковине, которые быстро засорились, карбонизировались и рвались, что приводило к частым остановкам фильтров. В среднем срок работы фильтродиагонали составляет примерно 25 дней.

Промышленные испытания на этой фабрике фильтровального плотного капрона артикул 1528 и 1538 с основой на мешковине показали, что капроновые фильтроткани обеспечивают более высокую производительность вакуум-фильтра.

Производительность фильтра при применении капроновых фильтротканей артикул 1528 и 1538 повышается до 81—82 т/сутки вместо 70 т/сутки на стандартной ткани фильтродиагональ¹.

Синтетические фильтровальные ткани имеют срок службы в 5—10 раз больше, чем хлопчатобумажные. Нити этих тканей гладкие, без ворса. Отсутствие ворса препятствует быстрому запылению ткани, уменьшает накопление в ней воды, снижает сопротивление фильтрованию и облегчает промывку ткани. Большая прочность ткани снижает возможность ее механического повреждения. Отсутствие порывов в ткани повышает вакуум в системе, снижает потери в фильтрате, уменьшает расход ткани и облегчает ее замену.

¹ А. И. Рафинено. Фильтрация рудных пульп на синтетических фильтротканях. М., «Недра», 1967.

Практика испытаний синтетических тканей, проведенных Гинцветметом на Алмалыкской и Дзержинской обогатительных фабриках, показала, что только после предварительных лабораторных испытаний большого количества образцов можно выбирать ткани. Перенос положительного опыта применения синтетических тканей с одной фабрики на другую возможен лишь при тщательном изучении условий процесса фильтрования на данном предприятии, состава фильтруемых продуктов и т. д.

Гинцветметом совместно с экспериментальным цехом Балхашского комбината были проведены промышленные испытания различных синтетических фильтровальных тканей (артикул 21710/3; 24289/6; 24289/7; 56035; 23254). Испытания показали, что лучшие результаты получены в случае применения ткани артикул 23254. В условиях Балхашской фабрики ее применение позволяет по данным Гинцветмета, увеличить мощность фильтровального отделения в 2,3 раза при той же влажности нека.

§ 56. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ФИЛЬТРОВАЛЬНЫХ УСТАНОВОК

Пуск фильтровальной установки

Пуск фильтровальной установки производится в определенной последовательности.

Вначале пускается мешалка (если она имеется) и начинается заполнение корыта фильтра пудрой. Затем пускаются механизмы или аппараты (транспортеры и сушилка), которые загружаются неком с фильтра. Далее следует включить центробежный насос и привод фильтра, и только после этого можно пустить вакуум-насос и воздухоподогреватель. Для уменьшения пускового момента мотора вакуум-насоса необходимо перед пуском перекрыть вентили на всасывающем воздухопроводе перед вакуум-насосом. После пуска всей фильтровальной установки следует убедиться в исправности вакуумметра и манометра и проверить их показания, а также проверить предохранительный клапан на ресивере и состояние зумфа гидравлического затвора барометрической трубы влагоуловителя. После двух-трех оборотов барабана или дисков фильтра следует проверить чистоту фильтрата, откачиваемого центробежным насосом. Если он мутный, то необходимо установить причину и устранить ее. Нельзя пускать в работу фильтр при наличии осевшего материала, так как это может привести к поломке мешалки. Рекомендуется подавать питание на фильтр с некоторым избытком, возвращая его в чан. Это позволит поддерживать в фильтре постоянный уровень.

Остановка фильтровальной установки

Остановка фильтровальной установки начинается с прекращения подачи пудры в корыто фильтра и выработки остатка ее в корыте. После этого следует остановить привод фильтра, вакуум-насос, воздухоподогреватель и центробежный насос; в последнюю очередь останавливают конвейер. При внезапной остановке фильтра (при наличии мешалки в фильтре) выключают привод самого фильтра, оставляя в работе мешалку. Затем следует остановить вакуум-насос, воздухоподогреватель и центробежный насос.

При работе на фильтровальной установке следует иметь в виду: нормальным считается вакуум 550—600 мм рт. ст. Давление воздуха для отдувки осадка на фильтре равно 0,25—0,5 кгс/см². Для нормальной работы вакуум-фильтра необходимо обеспечить полную герметизацию всех соединений вакуум-провода, всех водоотделительных приборов на его пути и самого вакуум-фильтра в местах соединений головок и секторов с главным ичейковым валом, а также целостность фильтровальной ткани на барабане или дисках;

снимать нека с фильтрующей поверхности необходимо по возможности полное, для чего съемные ножи должны плотно и равномерно прилегать к ткани, но не соприкасаться с ней, чтобы не рвать ткань. Лезвие ножа должно быть ровным, гладким и достаточно упругим. Целесообразно применять ножи с резиновыми лезвиями;

Показатели работы цехов обезвоживания медных обогащенных фабрик

Фабрика	Концентрат	Сухое вещество				Физикохимические показатели				Тип фильтра	Число фильтров	Плотность питы, % твердого	Вануш, мм пр. ст.
		Диаметр втулки, мм	Число ступеней	Плотность питы, % твердого	Содержание твердого в сусле, г/л	Удельная пористость, 1/м ³ сутки	Число фильтров	Плотность питы, % твердого	Вануш, мм пр. ст.				
СУМЗ	Медный	30	2	20—22	Чистый	1,0—1,2	Ду2,5-08	6	65—70	450—550			
	Цинковый	30	4	45—47	40—60	0,2	То же	2	60—75	400—500			
	Пиритный	30	2	23—25	Чистый	2,0	»	11	60—75	400—500			
Красноуральская	Медный	30	1	18	0—1,6	0,7	Ду2,5-51	4	50—70	450—500			
	Цинковый	42	2	46	Чистый	4,4	То же	4	55—70	500—600			
	Пиритный	30	1	18—23	Следы	—	»	5	60—65	500—600			
	Медный	25	1	20—25	То же	1,0	Ду2,5-51	2	65—75	350—450			
Кировградская	Цинковый	9,5	1	15	—	0,5	То же	1	65—70	350—450			
	Пиритный	Гидроциклон 350 мм	—	45—20	—	—	Ду2,5-68	2	65—75	350—450			
	Медный	24	2	18—22	1,1	0,5	Ду2,5-68	3	26—28	450—530			
Гайская	Пиритный	24	2	20—22	—	1,5	То же	3	28	400—500			
	Медный	30	2	20—25	—	0,52	Ду2,5-68	3	60—75	450—600			
Учаловская	Пиритный	50	2	25	Чистый	4,05	То же	4	55—70	400—600			
	Медный	30	2	18—25	То же	0,6—0,8	БОУ-40 БОУ-45	10	45—55	400—500			
Джезказганская	Медный	30	2	18—25	То же	0,6—0,8	То же	6	45—55	400—500			
	То же	30	5	20—25	»	4,71	Ду2,5-51	12	60—70	400—425			
Алмазская	»	30	2	20—25	0—2	0,5—0,8	Ду2,5—68	5	60—70	400—450			

Фабрика	Концентрат	Данные при откупе, кгс/см ²			Архивный фильтр		Расход фильтровальной ткани, № 7 концентрата, плановый	Фактический расход	Срок службы ткани, ч	Вязкость нити, %	Удельная производительность, т/м ² •сутки	Содержание трепсы в фильтре, г/т	Добавка, г/т
		—	—	—	—	—							
СУМЗ	Медный Цинковый	—	2074	—	0,07	0,07	300	12,5—13	5—5,5	До 20	—	ИМ-68	
	Пиритный	—	—	—	0,07	0,07	150—200	14—16	1,8	До 50	—	500—1000	
	—	—	—	—	—	—	150—200	10—11,5	10—11,5	—	—	ПАА 40	
Красноуральская	Медный Цинковый	—	2074	—	0,08	0,08	140—240	12,5—14	5,5	Следы	—	—	
	Пиритный	—	—	—	0,08	0,08	140—240	13,3—15	5,3	До 50	—	—	
	—	—	—	—	0,08	0,08	140—240	11,3—11,6	16,5	Следы	—	—	
Кировградская	Медный Цинковый	0,15	2074	0,15	0,07	0,07	140	12—13,5	7,5	До 50	—	—	
	Пиритный	0,15	—	0,15	0,07	0,07	140	12—13,6	—	Следы	—	—	
	—	0,15	—	0,15	0,07	0,07	140	9,7	—	То же	—	—	
Гайская	Медный Пиритный	0,2—0,3	2075	0,2—0,3	0,0945	0,0945	110—150	14	3—5	»	—	—	
	—	—	—	—	—	—	110—150	12	5—7	»	—	—	
Учалинская	Медный Пиритный	—	2073	—	0,03	0,03	—	14	2—4	—	—	—	
	—	—	—	—	—	—	150	12	5,5	10	—	—	
Джезнагаганская	Медный	0,06—0,1	2075	—	0,025	0,025	400—500	12,2—13,1	2,5—4,5	До 50	—	ПАА 40—20	
Балхашская	То же	—	2075	—	0,052	0,052	240—300	14—15	2,5—4	Следы	—	ПАА 10—18	
Алмаатинская	»	—	56035	—	—	—	720	11,4—13	5,9	—	—	—	

Филтрование

для увеличения срока службы фильтровальной ткани и лучшего снятия кока ткань необходимо хорошо натягивать и прочно сшивать на секторах или тщательно оббивать гладкой, мягкой (отжуженной) проволокой. Фильтровальную ткань необходимо регулярно промывать водой, подавая ее через распределительную головку при вращающемся барабане и дисках. В резерве должно всегда находиться не менее 10% секторов с натянутой тканью.

Нельзя допускать, чтобы иульпа попадала на хомуты мешалки и в подшипники. Поэтому уплотнения между цапфами и корытом должны всегда находиться под особым наблюдением.

Данные промышленной практики работы цехов обезвоживания некоторых медных обогатительных фабрик приведены в табл. 203.

§ 57. ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ОТДЕЛЕНИЙ ФИЛЬТРОВАНИЯ И ТИПОВЫЕ СХЕМЫ УСТАНОВОК

Вакуум-фильтровальные установки включают фильтры и необходимое для их работы вспомогательное оборудование: вакуум-насос, воздуходувку, ресивер, ловушки, конденсатор и центробежные насосы.

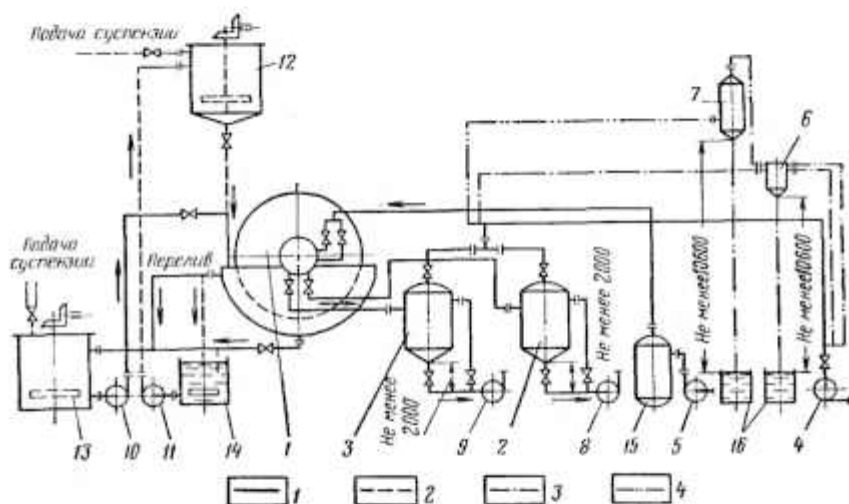


Рис. 59. Схема установки фильтра на одном этапе с раздельным отводом фильтрата и промывочного фильтрата:

1 — вакуум-фильтр; 2 — ресивер для фильтрата; 3 — ресивер для промывочного фильтрата; 4 — вакуум-насос; 5 — воздуходувка; 6 — ловушка; 7 — барометрический конденсатор; 8 — насос для откачки фильтрата; 9 — насос для откачки промывочного фильтрата; 10 — насос для подачи суспензии; 11 — насос для рециркуляции; 12 — буферный бак с мешалкой; 13 — бак с мешалкой; 14 — бак для перепада суспензии; 15 — сборник самого воздуха; 16 — барометрические ищити (условные обозначения: 1 — основной вариант присоединения вспомогательного оборудования; 2 — вариант для быстро осаждающихся суспензий; 3 — вариант присоединения ловушки; 4 — вариант присоединения конденсатора и ловушки)

Работа вакуум-фильтровальных установок была улучшена на ряде фабрик, осуществивших предложение П. Н. Дутченко по компоновке ресиверов 2 и 3 (рис. 59) и 2 (рис. 60) с центробежным насосом 8 и 9 (рис. 59) и 7 (рис. 60) с трубопроводом под углом 45°, а также заменой установленных на трубопроводах задвижек обратным поворотным фланцевым клапаном.

Типовые схемы фильтровальных установок приведены на рис. 59 и 60.

Необходимая производительность вакуум-насосов зависит от проницаемости слоя осадка на фильтре, температуры при фильтрации и, в значительно меньшей степени, конструкции фильтра. Поэтому для определения производительности

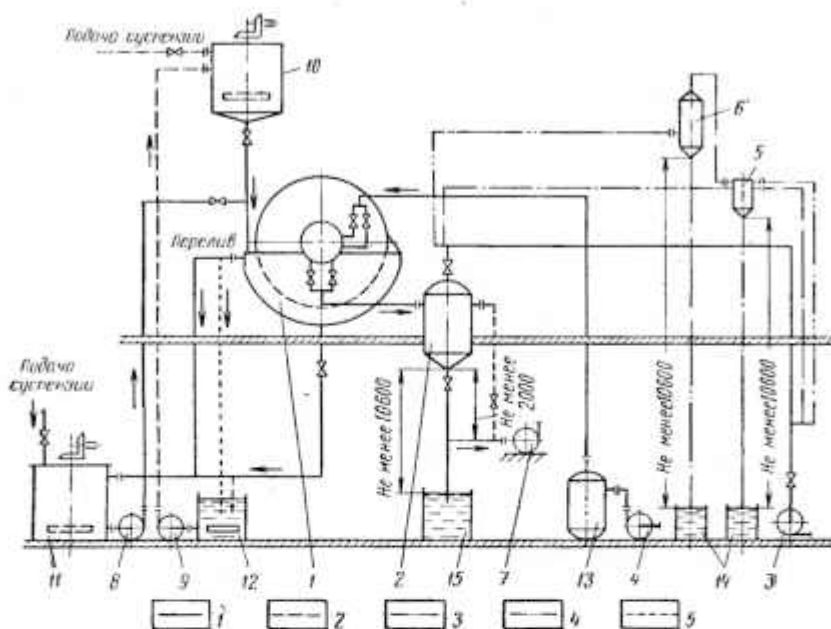


Рис. 66. Схема установки фильтра на двух этапах с совместным отводом фильтра и промышленного фильтра:

1 — вакуум-фильтр; 2 — ресивер для фильтра; 3 — вакуум-насос; 4 — воздуходувка; 5 — ловушка; 6 — барометрический конденсатор; 7 — насос для откачки фильтра; 8 — насос для подачи суспензии; 9 — насос для рециркуляции; 10 — буферный бак с мешалкой; 11 — бак с металлоид; 12 — бак для перелива суспензии; 13 — сборник сырого воздуха; 14 — барометрические ящики; 15 — сборник фильтра (условные обозначения: 1 — основной вариант присоединения вспомогательного оборудования; 2 — вариант для быстрого осаживания суспензий; 3 — вариант присоединения ловушки; 4 — вариант присоединения конденсатора и ловушки; 5 — вариант откачки фильтра насосом)

необходимо располагать экспериментальными данными проницаемости осадка. Если проницаемость осадка неизвестна, можно руководствоваться ориентировочными нормами расхода воздуха, приведенными в табл. 204.

Таблица 204

Расход воздуха на фильтрование

Фильтры	Нормы расхода воздуха, м ³ /м ² ·мин	
	для вакуум-насосов	для воздуходувок
Барabanные	0,5—1,5	0,1—0,4
Дисковые	0,4—0,8	0,05—0,25
Внутренние	0,5—2	0,1—0,4

При выборе вакуум-насоса следует принимать меньшие значения для фильтрования плотных, нерастрескивающихся материалов, большие значения — для протых или сильно растрескивающихся материалов.

Необходимая производительность воздуходувки определяется толщиной применяемой ткани, забиваемостью ее осадком и сцеплением осадка с тканью.

Глава XVI

ОБОРУДОВАНИЕ ВНУТРИФАБРИЧНОГО ТРАНСПОРТА

§ 58. ПИТАТЕЛИ

Ленточные питатели предназначены для подачи зернистых мелко- и среднечастиковых материалов крупностью до 150 мм. Скорость движения ленты питателя в пределах 0,05—0,6 м/с. Меньшую скорость имеют питатели, работающие на малосыпучих, глинистых, крупночешуйчатых и тяжелых материалах, а большую — питатели, транспортирующие легкие сухие материалы и имеющие высокую производительность.

Производительность ленточного питателя можно определить по формуле

$$Q = 3,6Bhv\gamma k, \text{ т/ч}, \quad (123)$$

где B — ширина ленты между бортами, м;

h — толщина слоя материала, равная расстоянию между лентой и нижней кромкой, регулирующей питание заслонки, м;

v — скорость движения ленты, м/с;

γ — насыпной вес транспортируемого материала, кг/м³;

k — коэффициент, учитывающий степень заполнения желоба материалом (0,7—0,8).

Производительность питателя регулируют изменением скорости движения ленты, а при наличии перед питателем регулировочной заслонки — изменением ее положения.

При работе ленточных питателей следует иметь в виду следующее:

не допускается попадание материала на холостую ветвь ленты, остановка вращения поддерживающих роликов и наливание материала на барабаны и ролики. Все это ведет к преждевременному износу ленты;

перекос и сбеги ленты можно устранить, если изменить положение натяжного барабана, для чего поворачивают болты (винты) натяжного устройства;

во избежание несчастных случаев нельзя чистить и ремонтировать ролики, ленты и барабаны на ходу, устранять сбеги ленты во время работы механизма, а также поворачивать собачки храпового механизма во время движения.

Пластинчатые питатели предназначены для подачи крупнокускового материала. Для очень тяжелой руды крупностью 1300—1500 мм применяются пластинчатые питатели тяжелого типа.

Пластинчатые питатели рассчитаны на работу с постоянной скоростью движения ленты. Ориентировочная производительность пластинчатого питателя определяется по формуле

$$Q = 3600Bvh\gamma\psi, \text{ т/ч}, \quad (124)$$

где B — ширина полотна ленты, м;

v — скорость движения полотна, м/с;

h — высота слоя руды при выходе из бункера; ориентировочно принимается равной размеру наибольшего куска, м;

γ — насыпной вес руды, т/м³;

ψ — поправочный коэффициент, равный 0,65—0,80.

При эксплуатации пластинчатых питателей необходимо:

во избежание преждевременного износа рабочих деталей на питателях тяжелого типа работать при возможно малой скорости движения ленты;

особое внимание обращать на соосность звеньев, состояние пальцев и крепление пластин;

электродвигатели питателей, особенно те, работа которых связана с ответственными агрегатами (дробилками и пр.), заблокировать с электродвигателями этих агрегатов, чтобы при их остановке питатель немедленно останавливался, а пуск в работу был возможен только после выключения агрегата.

Дисковые (тарельчатые) питатели предназначены для подачи материала крупностью до 150 мм. Расчетная производительность тарельчатого питателя определяется по формуле

$$Q = 60 \frac{\pi h^2 n \gamma}{1g \alpha} \left(R + \frac{h}{1g \alpha} \right), \text{ т/ч}, \quad (125)$$

где h — расстояние от тарели до нижней кромки телескопического патрубка, м;

n — частота вращения тарели, об/мин;

γ — насыпной вес материала, т/м³;

R — радиус телескопического патрубка, м;

α — угол откоса материала на тарели, град.

Существующие тарельчатые питатели хорошо работают на сыпучих материалах и непригодны для выдачи из бункеров малосыпучих материалов, особенно пылевидных и влажных, склонных к слеживанию и зависанию.

Электровибрационные питатели предназначены для подачи мелкозернистых и кусковых материалов крупностью до 150—400 мм. Расчетную производительность вибрационных питателей можно определить по формуле

$$Q = 60 B h n_0 S \gamma \varphi, \text{ т/ч}, \quad (126)$$

где B — ширина лотка, м;

h — высота слоя материала на лотке, м;

n_0 — число колебаний лотка в минуту;

S — ход лотка (двойная амплитуда колебаний), мм;

γ — насыпной вес материала, т/м³;

φ — коэффициент заполнения лотка материалом (0,6—0,7).

§ 59. ЛЕНТОЧНЫЕ КОНВЕЙЕРЫ

Ленточные конвейеры представляют собой замкнутую гибкую ленту, опирающуюся на вращающиеся ролики и смонтированную на горизонтальной или наклонной станине. Лента, как правило, изготавливается из прорезиненной хлопчатобумажной ткани (бельтинг). Толщина ее зависит от числа прокладок бельтинга, а также от толщины резиновой обкладки, которая для рабочей стороны обычно бывает 6—4 мм, а для хвостовой — 2 мм. По прочности ленты подразделяются на: средний тип — конвейеры с лентой из бельтинга В — 820; тяжелый тип — конвейеры с лентой из бельтинга ОПБ; сверхтяжелый тип — конвейеры с лентой из аяндной, капроновой или резинокросовой ткани. Ширина и толщина ленты определяется производительностью и характером транспортируемого материала.

Расчет ленточных конвейеров

Производительность ленточного конвейера можно определить по формуле

$$Q = 3600 F \gamma v, \text{ т/ч}, \quad (127)$$

где F — площадь поперечного сечения материала на ленте конвейера, м²;

γ — насыпной вес транспортируемого материала, т/м³;

v — скорость движения ленты; для мелких и средней крупности руд $v = 1,25$ — $2,5$ м/с, для крупнокусковых руд (более 150 мм) $v = 1$ — $1,6$ м/с.

Ширину ленты определяют по формулам:

с плоской роликоопорой B_n

$$B_n = \sqrt{\frac{Q_n}{3,3C \rho \gamma v}}, \text{ м} \quad (128)$$

с желобчатой роликоопорой $B_{ж}$

$$B_{ж} = \sqrt{\frac{Q_{ж}}{(A_1 C \rho + A_2) v \gamma}} \cdot i \text{ м.} \quad (129)$$

где $Q_{п}$, $Q_{ж}$ — производительность соответственно конвейера с плоской и желобчатой роликоопорой, т;

C — коэффициент, зависящий от угла наклона конвейера;

ρ — угол естественного откоса транспортируемого материала, град;

v — скорость движения ленты, м/с;

A_1 , A_2 — коэффициенты;

γ — насыпной вес транспортируемого материала, т/м³.

Для трехроликовых желобчатых роликоопор с углом наклона боковых роликов $\alpha = 20^\circ$ $A_1 = 3,1$; $A_2 = 130$.

Для желобчатых роликоопор с углом наклона боковых роликов $\alpha = 30^\circ$ $A_1 = 2,8$; $A_2 = 190$.

Выбранная лента (ближайшая большая из выпускаемых заводами-производителями) проверяется по кусковатости транспортируемого материала (табл. 205).

Таблица 205

Ширина ленты в зависимости от крупности материала

Крупность кусков транспортируемого материала	Ширина ленты B , мм					
	500	650	800	1000	1200	1400 и более
Максимальная крупность кусков материала, мм:						
однородного по крупности	90	120	160	200	250	300
неоднородного по крупности при содержании наиболее крупных кусков до 15%	150	200	250	325	400	450

При ориентировочных расчетах ширины ленты объемную производительность конвейера можно определить по табл. 206.

Таблица 206

Объемная производительность горизонтального конвейера V , м³/ч, при скорости движения ленты $v = 1$ м/с

Тип конвейера	Ширина ленты B , мм							
	500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
С желобчатыми роликоопорами	67	114	172	269	385	530	690	1080
С плоскими роликоопорами	36	62	93	147	212	288	355	590

В табл. 207 приведено значение коэффициента C для наклонных конвейеров.

Диаметр приводного барабана (по данным Союзпроммеханизации) следует определять по формуле

$$D = K i, \quad (130)$$

где K — коэффициент, определяемый по табл. 208;

i — число прокладок.

Таблица 207

Значение повышающего коэффициента C для наклонных конвейеров

Угол наклона α , град	До 10	11—15	16—18	19—22
C	1	0,95	0,9	0,85

Таблица 208

Значение коэффициента K

Тип ткани прокладок	Б-820	ОПБ-5 ОПБ-12	ЛХ-120	К ₂ 200	К ₂ 300
K	125	160	180	180	200

Основные параметры стационарных ленточных конвейеров регламентированы ГОСТ 10624—63. Например, ленточный стационарный конвейер с приводным барабаном диаметром 800 мм и лентой из бельтинга Б-820 шириной 1200 мм обозначается Б-12080 (ГОСТ 10624—63).

Для лент на основе из бельтинга ОПБ (ОБ), на синтетической (С) или резиновой (Т) основе вместо знака Б в приведенном обозначении указываются соответствующие знаки, приведенные в скобках.

В табл. 209 приведены рекомендуемые скорости движения лент.

Таблица 209

Рекомендуемая скорость движения конвейерных лент в зависимости от ширины ленты и крупности материала

Крупность перемещаемого материала, мм	Скорость ленты, м/с, при ширине ленты, мм			
	500—650	800—1000	1200—1400	1600—2000
До 100	1—1,6	1,25—2	1,6—2,5	2—3,15
Свыше 100	1—1,25	1,25—1,6	1,6—2	2—2,5

В специальных случаях рекомендуются следующие скорости:

для рудоразборных и породостборных конвейеров 0,2—0,4 м/с;

при транспортировании сильнопылящих материалов (тонких концентратов) 0,5—0,8 м/с;

при загрузке конвейера в нескольких точках (сборные конвейеры) 0,8—1,6 м/с;

при наличии двухбарабанной сбрасывающей тележки 1,25—2 м/с;

при наличии плужкового сбрасывателя 0,5—1 м/с;

при установке на конвейере ленточных весов — до 2,5 м/с.

Толщину обкладок лент следует принимать при крупности материала свыше 250 мм верхней — 6 мм, нижней — 2 мм, а при крупности материала до 250 мм верхней — 4 мм, нижней — 2 мм.

В табл. 210—212 приведены характеристика ленточных конвейеров, ассортимент резиноканевых лент и пределы прочности ленты.

**Характеристика конвейеров,
выпускаемых заводами отечественного машиностроения**

Тип конвейера	Материал ленты	Ширина ленты, мм	Предельная мощность, кВт, одноба- рабанного привода при $v=1,5$ м/с	Изготовитель
Средний	Из бельтин- га Б-820	500; 650; 800; 1000; 1200; 1400	14 и 18 30—84	Полевский маши- ностроительный за- вод, Белохолуниц- кий завод им. Ле- нина
Тяжелый	Из бельтин- га	800; 1000; 1200; 1400; 1600; 2000	60—180 143 160—240	Белохолуницкий завод им. Ленина. Уваловский машино- строительный завод
Сверхтяжелый	Из искус- ственного во- лока анида и др.	1400; 1600; 2000	300—900	Сызранский за- вод тяжелого маши- ностроения

Рекомендации по выбору качества ленты. Ленты с основой из бельтинга марки Б-820 следует принимать типа 2Р (для горнорудной промышленности) по ГОСТ 20—62.

При хороших условиях загрузки материала на ленту (безударная загрузка, высота падения материала не более 0,8 м) и крупности материала менее 100 мм можно использовать ленты типа 2.

Ленты из комбинированной ткани ЛХ-1200 (с основой из лавсана и хлопчатобумажным утком) по МРТУ 6/07-6021—64 принимать типа РЛХ для транспортирования грубых материалов.

Перечисленные выше ленты следует применять вместо лент ОПБ (типа 1).

Ленты на основе капроновых тканей (основной и уточный) по МРТУ 38-5-6057—65 для транспортирования сильноистирающих крупнокусковых материалов следует принимать 1К-300, для транспортирования сильноистирающих среднекусковых материалов — 2К-300.

Ленты анидные, а также импортные на основе химических волокон (винилен, терилен и нейлон) применяются для сверхтяжелых конвейеров с лентой шириной 1600—2000 мм.

Конвейерные ленты из ткани ЛХ-120, имеющей предел прочности прокладки 120 кгс/см, по слоев прочности соответствуют лентам из хлопчатобумажного бельтинга ОПБ-12, предел прочности прокладки которых 115 кгс/см.

При замене лент из ОПБ-12 лентами из ткани ЛХ-120 соотношения заменяемых слоев 1 : 1.

Замену лент из хлопчатобумажного бельтинга Б-820 лентами из ткани ЛХ-120 экономически целесообразно производить только для лент, имеющих 8 и более прокладок. При этой замене следует учитывать, что минимальное число слоев ленты из ЛХ-120 должно быть следующим:

Ширина ленты, мм	Число слоев
800	4
900	4 для УЛХ
900	5 для РЛХ и УЛХ
1000	5 для РЛХ и УЛХ
1100	5 для РЛХ и УЛХ
1200	5 для РЛХ и УЛХ

Пределы прочности ленты на 1 см ширины одной прокладки

Марка ленты	Предел прочности, кгс/см
Бельтинг:	
Б-820	55
ОПБ	115
Анидная ткань	300

При минимальном числе прокладок (8) у лент из бельтинга Б-820 соотношение заменяемых слоев будет 2 : 1 или 1,6 : 1, а при числе прокладок более 8 это соотношение будет 2 : 1, если соблюдено минимально допустимое число прокладок для каждой ширины ленты.

§ 60. ЭКСПЛУАТАЦИЯ КОНВЕЙЕРОВ И РЕЗИНОТАКАНЕВЫХ ЛЕНТ

При эксплуатации конвейерных лент следует руководствоваться инструкцией, утвержденной Министерством цветной металлургии СССР от 12 февраля 1968 г. «Временные правила эксплуатации, профилактического ремонта и хранения конвейерных лент на предприятиях цветной металлургии».

Основные положения правил по эксплуатации лент следующие: перед навеской ленты на конвейер необходимо проверить правильность установки барабанов, приводной и натяжной станций, исправность и точность установки роликоопор, а также всех других узлов и механизмов конвейера;

при установке барабанов и роликоопор допускаются отклонения: неправильность и неперпендикулярность осей барабанов к оси конвейера не более 0,5 мм на 1000 мм, а горизонтальность осей барабанов не более 0,3 мм на 1000 мм; несопадение оси роликоопор с осью конвейера ± 3 мм; непрямолинейность расположения ± 1 мм; отклонение оси отверстий для крепления роликоопор от оси конвейера ± 2 мм;

трасса конвейера должна быть прямолинейной в плане и не иметь резких перегибов в вертикальной плоскости. Допускаемые радиусы перегиба приведены в табл. 213.

Загрузка материала на ленту должна осуществляться строго по оси конвейера в направлении движения ленты и по возможности со скоростью, равной или близкой к скорости ленты.

Ширина желоба у ленты конвейера, загружаемого рудой, должна быть на 30—40% меньше ширины ленты.

Желоб наклонных загрузочных устройств должен ставиться под углом до 30—60°.

При загрузке конвейера рудой крупностью более 80—100 мм следует дно загружаемого желоба выполнять из износостойких литых стальных колосников, со щелью размером 30—60 мм. Установка колосников способствует

Таблица 213

Допускаемые радиусы перегиба трассы конвейеров

Ширина ленты, мм	Радиус перегиба трассы, не менее, м	
	с вогнутым профилем	с выпуклым профилем
650	90	9
800	100	10
900	110	11,5
1000	120	12,5
1200	130	15
1400	150	17,5

образованию «подушки» из мелкой руды, что защищает ленту от порезов и преждевременного износа;

лента и барабан должны систематически очищаться от налипшего материала. Очистные устройства следует устанавливать в головной части конвейера.

Удельное давление очистителя на ленту должно быть около 0,4 кг/см². Рабочим органом скребка обычно бывает техническая резина толщиной 20—30 мм.

Стыковка резиноканавеных лент может производиться посредством горячей вулканизации или холодным способом (для лент на основе хлопчатобумажной ткани). В первом случае (в том числе и для импортных лент) следует руководствоваться инструкцией НИИРПа № И-51-16-38—67, во втором случае — инструкцией НИИРПа № И-51-16-36—67).

Материалы, применяемые для стыковки лент методом горячей вулканизации:

растворители — бензин (ГОСТ 443—56), этилацетат технический (ГОСТ 8981—71), который вместе с бензином добавляется в клей (в случае снижения концентрации) в соотношении 2 : 1, клей двухкомпонентный, состоящий из 100 весовых частей резинового клея № Л-425 концентрации 4 : 1 (ТУ № 104-38—63) и 10 весовых частей клея «Лейковат» (ТУ МХП 2841—52) концентрации 20%.

При отсутствии клея «Лейковат» можно применять только клей № Л-425 указанной выше концентрации, которым обычно склеиваются ленты на основе хлопчатобумажной ткани, резина 450 каландрированная толщиной 0,5 мм невулканизированная прослойчатая и резина обкладочная толщиной 2 мм (ИРП-1371-1).

Расход материалов на 1 м² стыкуемой площади (метод горячей вулканизации) (табл. 214):

Таблица 214

Материалы, применяемые для ремонта резиноканавеных лент на основе ЛХ-120, капроновых и хлопчатобумажных тканей методом горячей вулканизации

Лента	ГОСТ или МРТУ	Применяемый материал
На основе комбинированной ткани ЛХ-120	МРТУ-6-07-6021—64	Обрезиненная комбинированная ткань ЛХ-120
На основе капроновых тканей (основной и уточной)	МРТУ-38-5-6057—65	Основная капроновая ткань К-10-2-3Т, пропитанная составом К-25 и обрезиненная смесью МСУ-155
На основе хлопчатобумажной ткани	ГОСТ 20—62	Обрезиненная ткань хлопчатобумажная

для конвейерных лент на комбинированной ткани ЛХ-120 и капроновой ткани К-8-31 и К-10-2-3Т: клей № Л-425 — 1,5 кг, клей «Лейковат» — 0,15 кг, резина № 450 — 1 кг, резина обкладочная по ИРП-1371 — 3 кг;

для лент на основе хлопчатобумажной ткани: клей № Л-425 — 1,5 кг, резина № 450 — 1 кг, резина обкладочная по ИРП-1371 — 3 кг.

На стык ленты шириной 1000 мм в зависимости от толщины обкладок расходуется резина:

Рабочая лента, мм	Нерабочая лента, мм	Расход, кг
3	1	2,8
4,5	2	3,8
6	2	4,4

Расход брекера: длина 200 мм на ширину ленты 1000 мм. Брекерная ткань (СТУ 36-12-37—61) обрезиненная.

Расход материалов для стыковки холодным способом: клей (расход 1,5 кг на 1 м² стыка), в комплект которого входит основной раствор «А» клея СВ-5

Возможные неполадки в работе конвейеров и способы их устранения

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
Лента сбегает в средней части конвейера	<p>Заклинивание центрирующей роликоопоры</p> <p>Неправильное положение поперечины поддерживающей роликоопоры к продольной оси конвейера</p> <p>Нецентральное положение загрузочной точки</p> <p>Слабое крепление поддерживающих роликоопор к раме</p> <p>Неправильная стыковка лент</p>	<p>Отрегулировать центрирующую роликоопору</p> <p>Ролики, с которых сбегает лента, повернуть по направлению движения ленты</p> <p>Сцентрировать точку с продольной осью конвейера</p> <p>Подтянуть крепление роликоопор к раме</p> <p>Перестыковать ленту</p>
Ленту на барабане перекашивает	<p>Неправильная регулировка хода ленты</p> <p>Лента стыкована с перекосом</p>	<p>Натянуть сходящую сторону ленты или ослабить противоположную натяжным устройством</p> <p>Перестыковать ленту</p>
Приводной барабан пробуксовывает	<p>Ослаблено натяжение ленты</p> <p>Барабан сильно увлажнен</p> <p>Барабан облещен</p>	<p>Оттянуть натяжной барабан</p> <p>Устранить попадание влаги на барабан</p> <p>Поставить на барабан скребки</p>
Ленту разорвало поперек	<p>Стыковка ленты некачественная</p> <p>Конвейер был перегружен</p> <p>Резина на скребке износилась</p> <p>Упали роликоопоры</p>	<p>Перестыковать, строго соблюдая техусловия</p> <p>Не допускать работы конвейера с недопустимой нагрузкой</p> <p>Поставить новую резиновую обкладку</p> <p>Установить роликоопоры</p>
Рама конвейера вибрирует	<p>Роликоопоры смещены</p>	<p>Установить правильно роликоопоры и подтянуть болтовое крепление</p>
Вибрирует и стучит вал	<p>Пальцы упругой муфты изнашивались</p>	<p>Сменить пальцы</p>

ВТР ИРП-20483 (расфасован в стальные банки 1 кг), раствор «В» клей «Лейконат» ТУМХП № 2844—52 (в темной стеклянной таре с герметической пробкой 100 см³); заплата полоса шириной 50 мм с цветным подслоем для закладки швов ТР № 51-30357; растворитель — смесь этилацетата и бензина в соотношении 2 : 1.

Сроки годности материалов для стыковки лент

Приготовленный на месте двухкомпонентный клей для горячей вулканизации пригоден к употреблению в течение 1 ч; клей СВ-5 (для холодного способа) при температуре $\pm 15-20^\circ \text{C}$ пригоден к употреблению в течение 3—4 ч; клей И-425 годен к употреблению 3 месяца, клей «Лейконат» — 18 месяцев, обкладочная резина — 5 месяцев и прослоечная резина — 5 месяцев с момента изготовления.

Конвейерные ленты должны храниться в рулонах в нескольких местах, перевязанные бечевкой или крепкой тканевой лентой. Они укладываются торцом в один ряд на сухой пол или устанавливаются на стойки.

Температура при хранении должна быть от -5 до $+30^\circ \text{C}$. Ленты должны находиться на расстоянии не менее 1 м от отопительных приборов и быть защищенными от воздействия солнечных лучей и атмосферных осадков.

В табл. 215 приведены неполадки в работе конвейеров и способы устранения.

§ 61. НАСОСЫ

На обогатительных фабриках применяют поршневые, центробежные и бесприводные насосы-аэроцифры.

Диафрагмовые насосы наиболее часто применяются для перекачки пульпы с большим содержанием твердого (разгрузка стуситителей). Расчетная производительность поршневых насосов определяется по формуле

$$Q = 47h_0 i z D^2 S n, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (131)$$

где h_0 — объемный к. п. д. насоса, учитывающий потери на запаздывание и закрывание клапанов, неплотность сальников, присутствие в рабочем цилиндре воздуха и т. д. Обычно $h_0 = 0,85-0,95$;

i — степень действия насоса (для насосов простого действия $i = 1$, двойного действия $i = 1,45$, дифференциального действия $i = 1$);

z — число цилиндров в насосе;

D — диаметр цилиндра, м;

S — ход поршня, м;

n — число двойных ходов поршня в минуту.

Центробежные насосы характеризуются зависимостью напора, мощности и к. п. д. насоса от его производительности. Такие кривые приводятся в паспортах насосов и каталогах, и ими следует руководствоваться при выборе нового насоса или проверке соответствия старого насоса условиям работы.

Ориентировочно производительность насоса можно определить по формуле

$$Q = 600 D_1^2 b_1 i g \beta_1, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (132)$$

а напор

$$H = 0,00012 D_2^2 n^2 i, \text{ м}, \quad (133)$$

где D_1 и D_2 — внутренний и наружный диаметры колеса, м;

b_1 — ширина колеса при входе, м;

n — частота вращения, об/мин;

β_1 — угол наклона лопатки при входе, град;

i — число последовательно расположенных колец.

Для перекачки пульпы применяют центробежные насосы с боковым и центральным питанием. Песковые насосы допускают перемещение пульпы с содержанием твердого до 70% по весу. Размер перемещаемых твердых частиц зависит от размера насоса и скорости движения пульпы в пульпопроводе; чем больше

размер насоса и выше скорость движения пульпы в пульпопроводе, тем больших размеров частицы может транспортировать насос. Песковые насосы обычно развивают напор не выше 30 м.

Отечественные машиностроительные заводы для перекачки пульпы выпускают центробежные насосы: песковые горизонтальные (тип НП, НПГ, ПС), грунтовые горизонтальные (тип Гр и ГрУ), песковые вертикальные (тип ЛНВГ, НПВ) и насосы диафрагмовые (тип ДВС). Наибольшее применение на обогатительных фабриках имеют насосы типа ПС и Гр.

Насосы типа ПС — это центробежные одноступенчатые консольные насосы с рабочим колесом одностороннего входа и сальником, расположенным со стороны всасывания. Цифры и буквы, определяющие тип этих насосов, например

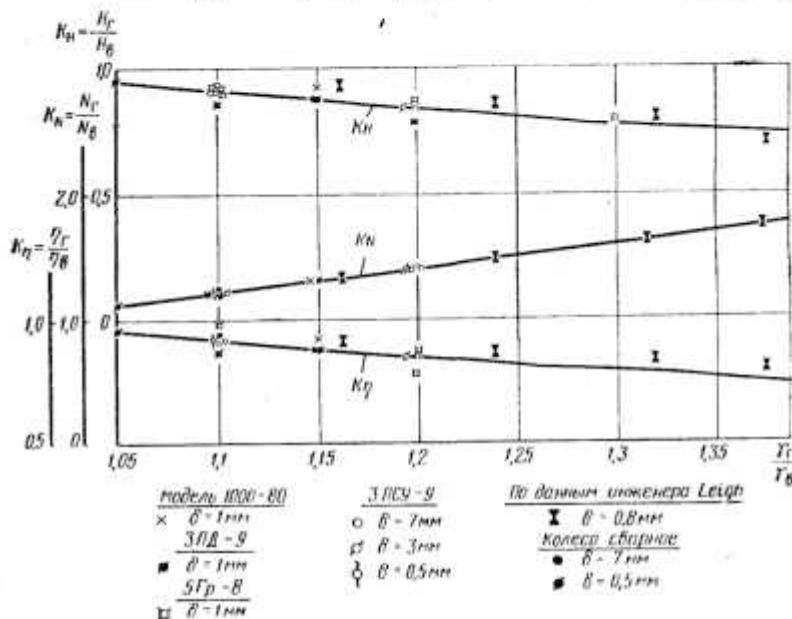


Рис. 61. Кривые характеристики насосов:

N — мощность; H — напор; η — к. п. д.; γ — гидросмесь; v — вода; γ_r — плотность гидросмеси; γ_w — плотность воды

6ПС-9а или 9б означают: 6 — диаметр нагнетательного и всасывающего патрубков, мм, уменьшенный в 25 раз, ПС — песковый сальниковый, 9 — коэффициент быстроходности, уменьшенный в 10 раз и округленный, «а» и «б» — модификация насосов, полученные за счет обточки рабочего колеса основного типа-размера.

Коэффициенты напора мощности и к. п. д. для пересчета характеристик насосов с воды на гидросмесь приведены на рис. 61, а расчетные режимы работы грунтовых насосов — на рис. 62.

Насосы грунтовые типа Гр и ГрУ предназначены для перекачивания гидросмесей с содержанием твердых абразивных частиц до 30%.

Насосы ГрУ по сравнению с насосами Гр имеют более широкие проходные сечения и рекомендуются для перекачки гидросмеси с крупными включениями твердых частиц.

Насосы ГрЛ изготавливаются в легком однокорпусном исполнении, насосы ГрТ — в тяжелом двухкорпусном исполнении, а насосы ГрК — в взвесоустойчивом исполнении (футерованы корундом на бакелитовой основе).

Техническая характеристика центробежных насосов (песковых, грунтовых и диафрагмовых)

Марка насоса	Производительность		Вакуумметрическая высота всасывания *		Напор			Электродвигатель				Перекачиваемая жидкость		Наготовитель	Вес агрегата с электродвигателем и рамой, кг
	м³/ч	л/с	м вод. ст.	мм/м²	м вод. ст.	мм/м²	К. п. д.	Тип	Мощность	Скорость вращения		Крупность, мм	Содержание твердого, %		
										об/мин	об/с				
Насосы центробежные песковые горизонтальные															
4ПС-6	85	23,6	—	—	32	313,6	50	АО2-71-4	22	1460	24,3	—	65	Уфимский завод горного оборудования	635
4ПС-10	85	23,6	6	58,8	16,5	161,7	58	АО2-52-4	10	1450	24,2	—	—		400
5ПС-6	135	37,5	—	—	44	431,2	58	АО2-81-4	40	1470	24,5	—	65		991
5ПС-10	135	37,5	5,5	53,9	22	215,6	60	АО2-71-4	22	1460	24,3	—	—		882
8ПС-10	342	95	2	19,6	41	401,8	65	АО2-92-4	100	1470	24,5	—	—		1 650
5МШ-1	150	41,6	6,85	67,1	33	323,4	65	АО-83-4	55	1450	24,1	20	—		355,6 (вес насоса)
Насосы центробежные песковые вертикальные															
НПВ-2Р	50	13,9	7	68,6	18	176,4	57	АО-52-4Ф2	7	1450	24,1	6	60	—	360
НПВ-3Р	70	19,4	8	78,4	29	284,2	65	АО-63-4Ф2	14	1460	24,3	8	60	—	500
Насосы центробежные грунтовые горизонтальные															
3ГрТ-8	50	13,9	8	78,4	16	156,8	58	АО2-52-4	10	1430	23,8	—	30	—	307
3ГрК-8	50	13,9	8	78,4	16	156,8	58	АО2-52-4	10	1430	23,8	—	30	—	297
5ГрТ-8	150	41,7	7,8	76,4	35	343	53	АО2-82-4Т	40	1500	25,3	—	30	—	1 000
5ГрК-8	150	41,7	7,8	76,4	35	343	53	АО2-82-4Т	40	1500	25,3	—	30	—	955
5ГрУ-12	145	40,3	7,3	71,5	16	156,8	—	АО-72-4	20	1500	25,3	—	30	—	710
8ГрТ-8	400	111,1	7,5	73,5	38	372,4	68	АО-103-6Т	125	985	16,4	—	30	—	2 685
8ГрК-8	400	111,1	7,5	73,5	38	372,4	68	АО-103-6Т	125	985	16,4	—	30	Бобруйский машиностроительный завод им. Ленина	2 675
8ГрУ-12	400	111,1	7,5	73,5	19,5	191,1	60	АО-93-6	55	985	16,4	—	30		1 782
10ГрУ-8Л	740	205	6	58,8	38	372,4	—	АО-113-8	200	750	12,5	—	30	—	4 644
12ГрТ-8	1330 600	369 167	7,2	70,6	58 45	568,4 441	69	АЗ-13-52-8	500	735	12,2	—	30	—	7 877
12ГрК-8	1330 600	369 167	7,2	70,6	58 45	568,4 441	69	АЗ13-52-8	50	735	12,2	—	30	—	7 972
12ГрУЛ-12	1320	364	7,4	72,5	28	274,4	—	АО-113-8	250	750	12,5	—	30	—	4 964
16ГрУ-8Л	2140	594	6	58,8	58	568,4	65	АКН14-46-10	630	587	9,8	—	30	—	13 487
20Гр-8Т	4000	111,1	5	48	66	646,8	63	СДНЭ-16-51-12	1600	500	8	—	30	—	33 092
28Гр-8Т	3600— 9000	1000— 2500	Под- пор 2-4	Под- пор 19,6— 39,2	68— 71	666,4— 695,8	—	СДУ18-54-16	3200	375	6,25	—	—	Уральский завод гидромашин	58 866
3ГМ-350-1А	1260	350	—	—	45	441	—	АК13-62-8	500	500	9,1	—	—		Бобруйский машиностроительный завод им. Ленина

Примечание. Указанная в табл. 216 производительность насосов дана при работе их на воде. Для определения производительности насосов при работе на пульве рекомендуется пользоваться разработанными ВИМ характеристическими кривыми «Коэффициенты напора, мощности и к. п. д. для пересчета характеристики насосов с воды на гидросеть».

* Для нормальной эксплуатации уровень жидкости должен быть выше оси насоса.

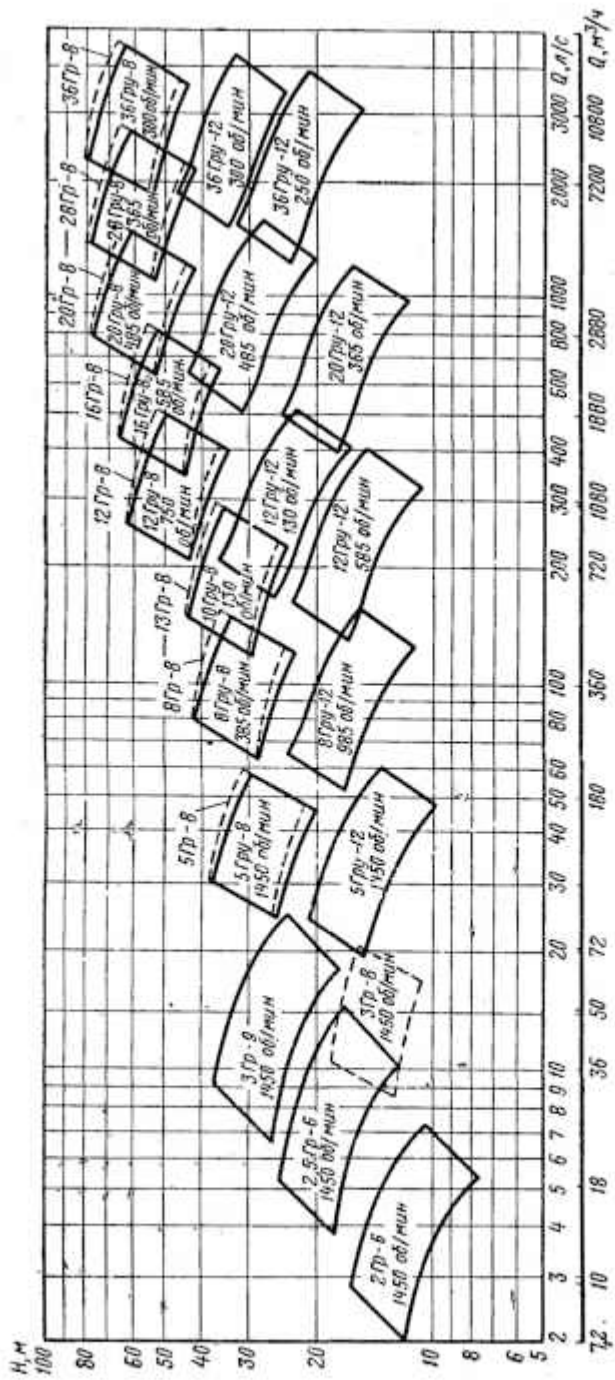


Рис. 62. Расчетные режимы работы насосов

Все грунтовые насосы изготавливаются с горизонтальным расположением вала.

Однокорпусные грунтовые насосы 5ГрУ-12 и 8ГрУ-12 имеют одинаковую конструкцию.

Двухкорпусные грунтовые насосы 8ГрТ-8 и 12ГрТ-8 также имеют одинаковую конструкцию, но отличаются характеристикой и габаритами. Наружные корпуса этих насосов имеют вертикальный разъем. У насосов 5ГрТ-8 и 5ГрУ-12 одинаковый узел кронштейна, но различная форма проточной части.

Насосы 10ГрУ-8Л и 16ГрУ-8Л отличаются только габаритами.

Насосы 8ГрТ-8 и 12ГрТ-8 изготавливаются с вертикальным патрубком. По просьбе заказчика насос 12ГрТ-8 может быть изготовлен и с горизонтальным напорным патрубком.

Смазка подшипников осуществляется универсальной тугоплавкой смазкой УТВ, ГОСТ 1631—61.

Техническая характеристика центробежных насосов (песковые, грунтовые и диафрагмовые), применяемых на обогатительных фабриках, приведена в табл. 216.

§ 62. ЭКСПЛУАТАЦИЯ НАСОСОВ

Перед пуском насоса следует осмотреть, очистить смазочные приспособления и заполнить их маслом, цилиндры насоса и всасывающий трубопровод заполнить водой, задвижку на напорной линии (если она имеется) полностью открыть. Двигатель пускают в ход при минимальной частоте вращения.

При остановке насоса выключают двигатель, затем закрывают краны смазочных приборов и задвижку на нагнетательном трубопроводе.

Диафрагмовый насос перед пуском должен быть заполнен водой из напорного трубопровода, после остановки необходимо промыть камеры насоса и всасывающую линию.

Диафрагмы должны быть изготовлены из плотной и эластичной резины. Недопустимо наличие впадин, трещин, неплотностей в диафрагме и в ее соединениях. Поверхность гнезд должна быть ровной и гладкой. Чтобы диафрагма не рвалась, величина хода штока и высота диафрагмы должны находиться в строгом соответствии.

Во время работы грунтовых насосов в сальник должна подаваться непрерывно чистая или осветленная вода в количестве от 2 до 5% от производительности насоса под давлением на 0,5 кгс/см² [(4,9—9,8)10⁴ н/м²] больше напора, развиваемого насосом.

Грунтовые насосы до запуска должны быть заполнены перекачиваемой жидкостью. Если насосы работают с подпором (допустимый подпор до 10 м вод. ст.), задвижка производится открытием задвижки на всасывающем трубопроводе.

Таблица 217

Возможные неполадки при работе диафрагмовых насосов и способы их устранения

Неполадки	Способы устранения
Произошла закупорка (полная или частичная) всасывающих трубопроводов	Промыть трубопровод чистой водой
Нарушилась плотность соединения диафрагмы с корпусом насоса	Подтянуть болты, соединяющие диафрагму с корпусом
Повреждена резиновая диафрагма, резиновая обкладка клапанов и резиновые кольца седел клапанов	Заменить поврежденную деталь новой

**Неполадки при работе центробежных песковых насосов
и способы их устранения**

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
<p>Только что пущенный насос не подает пульпу</p>	<p>Корпус насоса и всасывающая труба не заполнены пульпой</p> <p>Всасывающая труба забита песками или цепой</p> <p>Насос не может преодолеть вредные сопротивления во всасывающей трубе</p> <p>Недостаточная скорость вращения насоса</p> <p>Насос не вращается или вращается в обратную сторону</p>	<p>Заполнить зумпф, насос и всасывающую трубу пульпой и равномерно подавать пульпу в зумпф</p> <p>Очистить зумпф, всасывающую трубу и насос и промыть водой; перед длительными остановками насоса требуется полностью выпустить пульпу из зумпфа, насоса и пульпопровода</p> <p>Поставить трубу должного диаметра, уменьшить ее длину и устранить лишние и резкие изгибы; уменьшить высоту всасывания</p> <p>Заменить электродвигатель, а в случае ременной передачи — изменить передаточное число</p> <p>Изменить направление вращения путем переключения фаз электродвигателя; закрепить муфту на валу</p>
<p>Насос снижает производительность и высоту подачи</p>	<p>Предельно изношены рабочие детали</p> <p>Зумпф, всасывающая труба или нагнетательный пульпопровод забиты песками или изношены</p>	<p>Заменить изношенные детали</p> <p>Отыскать забитое место или образовавшееся отверстие и произвести соответствующую очистку, промывку или ремонт трубы</p>
<p>Насос сильно вибрирует</p>	<p>Большой дебаланс рабочего колеса</p> <p>Нарушилась центровка валов</p> <p>Ослабли фундаментные болты, недостаточная жесткость опорной рамы; слабо закреплена нагнетательная труба</p>	<p>Заменить колесо хорошо отбалансированным</p> <p>Отцентровать валы, одновременно устранить причины расцентровки (неправильное закрепление и разработка полумуфты, внос подшипников и др.)</p> <p>Подтянуть болты, усилить опорную раму, подлить и закрепить; надежно закрепить нагнетательную трубу пульпопровода</p>

Неполадки	Возможные причины	Способы устранения
Сальник быстро изнашивается и пропускает пульпу	Недостаточно или совсем не подается вода для гидроуплотнения Предельно изношена отсасывающая турбинка; слабая пружинка; плохое состояние уплотняющих поверхностей Плохое состояние обжимаемой поверхности втулки	Увеличить подачу воды; разработать и прочистить трубку, а в случае надобности увеличить ее диаметр; избегать подачи грязной воды Заменить рабочее колесо, не применять колеса из серого чугуна; заменить пружинку и уплотнитель; тщательно обработать уплотняющую поверхность Устранить задиры, риски и выработку на втулке
Быстро изнашивается внутренний подшипник	Большой дебаланс колеса; изогнутый вал; недостаточная прочность подшипника; попадание пульпы в подшипник Плохо смазывается подшипник; грязное масло; редко вводится густая смазка и пр.	Заменить насос хорошо отбалансированным; поставить более сильный подшипник; внимательно наблюдать за сальником Смазывать подшипники согласно инструкции

Если насос работает без подпора, он заливается вакуум-насосом или эжектором, установленным на всасывающем трубопроводе у патрубка насоса. У насосов 10ГрУ-8Л, 16ГрУ-8Л, 20ГрУ-8Т предусмотрена подача воды, кроме сальника, также во всасывающую полость.

В табл. 217 и 218 приведены неполадки при работе насосов и способы их устранения.

§ 63. САМОТЕЧНЫЙ ТРАНСПОРТ

Самотечный транспорт материалов осуществляется при помощи желобов (течек), труб и различных спусков, по которым материал движется под действием силы тяжести. Самотечный транспорт применяется для перемещения сухих сыпучих материалов, а также пульп. Углы наклона желобов и труб определяются необходимой скоростью перемещения по ним транспортируемого материала и зависят от физических свойств материала, его влажности, кусковатости и др. Минимальные углы наклона спускных желобов для сухих руд составляют 40—45°. Для влажных, содержащих глину руд и кеков углы наклона желобов увеличиваются до 60°.

Рекомендуемые уклоны желобов приведены в табл. 219—223.

Минимальную площадь поперечного сечения желоба определяют по формуле

$$F = \frac{Q}{3600v_m\gamma\psi}, \text{ м}^2, \quad (134)$$

где v_m — наименьшая скорость движения материала по желобу, м/с;

ψ — коэффициент заполнения желоба (0,5 для открытых и 0,35 для закрытых желобов).

Рекомендуемые уклоны пенных желобов (по данным института Механобр)

Продукт и условия его транспортирования	Длина односкатного желоба, не более, м	Уклон желоба, не менее, %
Коллективные сульфидные концентраты, получаемые после грубого помола руды, с большим количеством шрота, направляемые на десорбцию без добавления воды	10	40
То же, с добавлением смывной воды, при направлении грубого концентрата в перемычку	10	15
Окончательные свинцовые, медные, цинковые и шпритные концентраты, направляемые на сгущение, когда по условиям сгущения допустимо их разжижение смывной водой до 20—25% твердого	20	7

Таблица 220

Уклоны односкатных желобов для флотационных машин «Механобр» в зависимости от числа камер, перекрываемых одним желобом (по данным института Механобр), %

№ флотационной машины	Число камер, перекрываемых желобом							
	1	2	3	4	5	6	7	8
1Г	36,8	21,9	15,7	12,2	11,1	8,6	7,5	6,6
3Г	35,0	19,7	14,9	11,6	9,5	8,0		
5Г	27,2	16,3	11,6	9,1	7,4	6,3		
6ВМ	19,8	11,8	8,5	6,6	5,4			
7ВМ	14,6	8,8	6,3	4,9				

Таблица 221

Средние уклоны самотечных желобов для продуктов обработки медных, цинковых и шпритных руд при отношении Ж : Т = 2 : 1 и более (по К. А. Разумову)

Продукт, мм	Уклон, мм/м	Продукт, мм	Уклон, мм/м
Грохочения:		Слив классификаторов	
+20	420—500	—0,3	40—60
20—10	340—420	—0,2	20—40
10—5	250—340	Флотационный концентрат	170—250
5—2,5	170—250	Флотационные хвосты для отдельных желобов внутри фабрики	20—40
—2,5	125—170	То же, для магистральных хвостовых пульповодов	15—20
Питание концентрационных столов —0,8	100—125		
Хвосты столов —0,8	125		
Промпродукты столов —0,8	125		
Концентрат столов —0,8	210		

Примечание. Для руд цветных и редких металлов, содержащих тяжелые минералы (галенит, касситерит, вольфрамит), а также для железных окисленных руд уклоны желобов увеличиваются на 25%.

Уклоны самотечных желобов для продуктов тонкого измельчения в классификации (по К. А. Раузомуну)

Крупность слитка классификатора, мм	Уклон желоба, мм	
	для слитка мельницы	для песков классификатора
-0,074	100	250
-0,1	130	285
-0,15	150	315
-0,2	170	345
-0,3	200	375
-0,4	220	400
-0,6	235	430
-0,8	245	455

Примечание. Уклоны желобов относятся к рудам плотностью 2,85 г/см³ и к циркулирующим нагрузкам до 500%. При измельчении тяжелых руд уклоны желобов необходимо увеличивать на 15–30%.

Таблица 223

Рекомендуемые углы наклона желобов в циклах измельчения (по данным института Механобр)

Местоположение желобов	Угол наклона при измельчении до номинальной крупности, %	
	-0,8 мм	-0,4 мм
На разгрузке мельниц	18–14	14–10
На песках классификатора	37–30	30–25

Примечания: 1. Наименьший угол наклона желоба рекомендуется при наличии бугары для улавливания скрапа на разгрузочной горловине мельницы или обратной спиралью для мельниц с центральной разгрузкой.

2. При максимальных углах наклона, указанных в табл. 223, желоба могут иметь прямоугольное или трапециевидное сечение.

3. При минимальном угле наклона сечения желобов желательно принимать круглое или прямоугольное.

4. В желобах прямоугольного сечения следует применять стеклянную футеровку.

Скорость движения материала по желобу в конце и в начале пути при высоте H определяется по формулам:

$$v_k = \sqrt{2gH \left(1 - f \frac{1}{\operatorname{tg} \beta} + v_n^2 \right)}, \quad \text{м/с;} \quad (135)$$

$$v_n = K_n \cos \delta \sqrt{v_0^2 + 2gH_0}, \quad \text{м/с;} \quad (136)$$

где g — ускорение силы тяжести, м/с²;

f — коэффициент трения при движении материала по желобу;

β — угол наклона желоба к горизонту, град;

K_n — коэффициент, учитывающий потерю скорости при отклонении струи материала в желобе (0,97–0,98);

δ — угол поворота струи материала при падении его в желоб, град;

v_0 — начальная скорость вертикального падения материала в желоб, м/с;

H_0 — высота свободного падения материала, м.

ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

К вспомогательному оборудованию относятся контактные и смесительные чаши, реagentные питатели, эмульгаторы и другое оборудование реagentного хозяйства.

§ 64. КОНТАКТНЫЕ ЧАНЫ И МЕШАЛКИ

Производительность контактного чана за 24 ч определяется по формуле

$$Q = \frac{14,4V\sigma K}{t} \quad (137)$$

где V — объем чана, м³;

σ — плотность пудлы, т/м³;

K — содержание твердого в пудле, % вес.;

t — продолжительность перемешивания, мин.

В табл. 224 приведена техническая характеристика контактных чанов.

При замене импеллера вертикальный вал необходимо строго отбалансировать. Кроме того, необходимо следить за исправностью футерованного настила, износ которого может вызывать разрушение чана под действием струи пудлы с силой, ударяющей в днище при вращении импеллера, а также за исправным состоянием манжетных уплотнений подшипников вертикального вала, во избежание попадания смазочных масел в пудлу.

Данные о смазке чанов приведены в табл. 225.

Двухзонный кондиционер ДК-1 (рис. 63) предназначен для контактирования пудлы с реagentами перед флотацией полезных ископаемых с увеличенным диапазоном крупности флотируемых частиц.

В отличие от контактных чанов, рабочий объем кондиционера разделен вертикально подвижной цилиндрической перегородкой на две сообщающиеся зоны: внешнюю и внутреннюю. Исходная пудла по трубе с помощью успокоительно-распределительного устройства вводится во внешнюю спокойную зону, где классифицируется на песковую и шламовую фракции. Песковая часть пудлы сосредотачивается в центральной трубе, куда подаются собиратель. Повышенная плотность пудлы в этой зоне аппарата (60—70% твердого) позволяет создать высокую концентрацию реagentа. Перемешивание обеспечивается винтом. Подготовленные и флотации пески через трубку поступают в желоб, где соединяются со шламами. Боковая стенка желоба является сливным порогом, через который шламовая фракция поступает в желоб. Шламовая фракция обрабатывается той частью собирателя, которая остается после контакта с песками.

Трубки 8 служат для циркуляции песковой фракции пудлы через нижний кольцевой зазор и предотвращения его заиливания, трубки 9 — для отвода избытка песков от верхнего уровня пудлы в песковой зоне в нижнюю часть аппарата и кольцевому зазору.

Угол лопастей винта и направление его вращения установлены таким образом, чтобы песковая пудла перемещалась вверх.

Вода подводится только для размыва песков при загрузке аппарата после длительной стоянки его под нагрузкой.

Производительность и размеры аппаратов ДК-1 определяются гранулометрическим составом твердой фазы пудлы и в среднем соответствуют производительности и размерам эксплуатируемых контактных чанов. Энергозатраты у ДК-1 ниже, чем у контактных чанов.

В случае необходимости можно дополнительно подавать сжатый воздух или пар (0,2 ат) в центральную песковую часть аппарата.

Использование кондиционера ДК-1 позволяет сэкономить до 20—30% реagentов, улучшить условия труда и результаты флотации, увеличить крупность флотируемого материала.

Техническая характеристика контактных чанов

Параметры	Типоразмер чана						
	КЧ-1	КЧ-1,6	КЧ-2	КЧ-2,5	КЧ-3,15	КЧ-4	КЧ-5
Диаметр, мм	1000	1600	2000	2500	3150	4000	5000
Высота, мм	1000	1600	2000	2500	3150	4000	5000
Рабочий объем, м ³	0,71	2,9	5,7	11	22	45	88
Частота вращения, об/мин	500	400	250	250	200	140	125
Диаметр импеллера мешалки, мм	250	320	500	500	630	900	1000
Электродвигатель:							
тип	АО2-22-6	АО2-32-6	АО2-51-6	АО2-51-6	АО2-52-6	АО2-81-10	АО2-82-10
мощность, кВт	1,1	2,2	5,5	5,5	7,5	17	22
Масса, кг:							
с металлическим корпусом	502	1000	—	—	—	—	22
с деревянным	370	550	977	1115	1607	3680	—
Изготовитель	Усольский завод ГО						

Конструкция аппарата проста. Его можно изготовить из существующих контактных чанов. Так, в 1969—1970 гг. был переделан контактный чан КЧ-1,5××1,5 на Нерчинском полиметаллическом комбинате.

Кондиционер ДК-1 разработан в лаборатории флотации руд института обогащения твердых горючих ископаемых (ИОТГ).

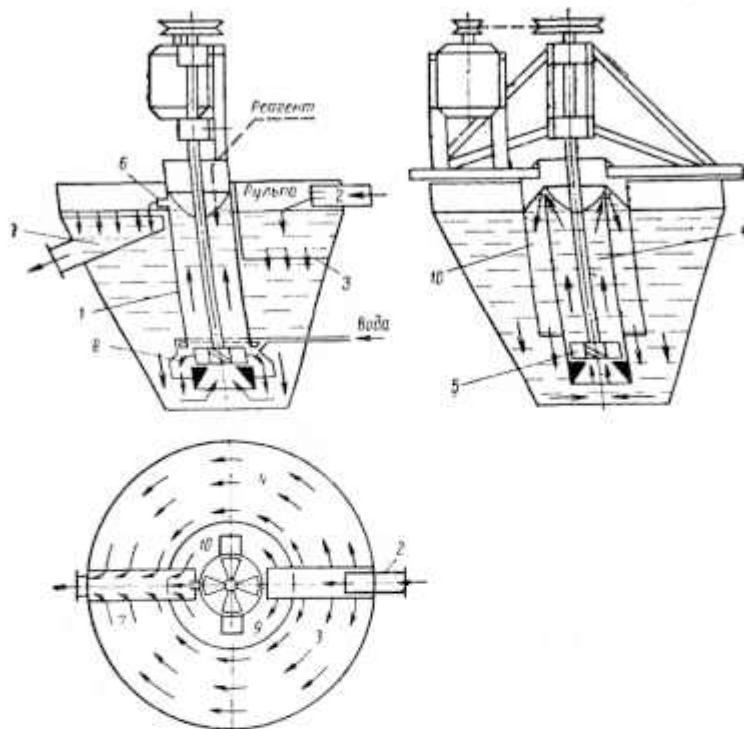


Рис. 63. Двухзонный кондиционер ДК-1:

1 — цилиндрическая перегородка; 2 — труба; 3 — усложненно-распределительное устройство; 4 — центральная труба; 5 — вент; 6 — трубка; 7 — желоб; 8 — трубки для циркуляции песковой фракции; 9 — трубки для вывода избытка песков

Таблица 225

Характеристика смазки чанов

Узлы смазки	Число точек смазки	Тип смазочного устройства	Сорт смазочного материала	Режим смазывания
Роликоподшипники вертикального вала	2	Масленка колпачковая	Солидол жировой УС-2 (ГОСТ 1033—51)	Ручной 1 раз в смену
Роликоподшипники электродвигателя	2	Ручная набивка	Консистентная смазка УТВ (1—13) (ГОСТ 1631—61)	Набивка смазки 3 раза в год

5. ПИТАТЕЛИ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ

Питатели скиповые или ковшовые типа ПРС имеют наибольшее распространение на отечественных обогатительных фабриках. Они применяются для дозирования в процесс практически всех флотационных реагентов: собирателей, модификаторов и растворимых пенообразователей.

Техническая характеристика скиповых питателей приведена в табл. 226.

Таблица 226

Техническая характеристика скиповых питателей типа ПРС

Параметры	Типоразмер питателя	
	2ПРС-1	2ПРС-2
Число камер	2	2
Полезный объем скипа (стакава), см ³	245	945
Число подъемов стакава в минуту	10	10
Производительность одного подъемника питателя, см ³ /мин:		
минимальная	0,5	0,5
максимальная	2450	9450
Полезный объем бака питателя, л	45	45
Размеры скипа (стакава), мм:		
диаметр	62	62
высота	75	108
Электродвигатель привода:		
тип	АОЛ-2-1/4	
мощность, кВт	0,27	
частота вращения, об/мин	1400	
Габариты, мм:		
длина	745	
ширина	630	
высота	1940	
Масса питателя, кг	140	139

Примечание. 2ПРС-1—шухомерный питатель реагентов скиповый, модель 1 или 2.

Конструкторское бюро Цветметавтоматика разработало для установки на питателе ПРС-2 автоматизированный электропривод ППЭМ-1173 и регулятор РМС-522. Благодаря применению электромагнитной муфты скольжения МЭС-520 можно изменять частоту вращения скипового питателя от 0 до 16 об/мин. Действие регулятора РМС-522 состоит в возбуждении индуктора муфты изменением силы тока, протекающего в его обмотке. При этом регулятор работает в ключевом режиме.

Автоматический ковшовый питатель 5-АДР разработан институтом Механобр и предназначен для работы в пневматических системах регулирования для дозирования во флотационный процесс растворов некристаллизующихся флотационных реагентов.

Питатель 5-АДР создан на базе обычного скипового питателя, у которого оба скипа заменены ковшами, шарнирно закрепленными на тягах кривошипного механизма и на штоке шнекопривода.

В табл. 227 приведена техническая характеристика питателя.

Автоматический многоблочный дозатор реагентов 6-АДР (рис. 64) разработан институтом Механобр и предназначен для подачи малых количеств жидких реагентов в процесс фильтрования.

Техническая характеристика реagenтного питателя 5-АДР

Параметры	Показатели
Количество реагента, подаваемого одним ковшом за одно опрокидывание, см ³ :	
наибольшее	800
наименьшее	5
Линейность расходной характеристики сохраняется в диапазоне, см ³	40—700
Объем ковша, см ³	1000
Объем бака (наибольший), л	60
Число баков	2
Число мембранных пневмоприводов типа МПП-16	2
Давление на выходе пневмопривода, кгс/см ²	0,2—1
Точность работы дозатора, %	3
Электродвигатель:	
тип	АОЛ-21-4
мощность, кВт	0,27
частота вращения, об/мин	1420
Редуктор червячный	РЧН-80-1/3
Габариты, мм:	
длина	754
ширина	685
высота	1345
Масса питателя, кг	138

Дозатор может иметь от 1 до 12 блоков при одном электроприводе. Каждый блок подает реагент в одну или две точки процесса.

Основной орган дозатора — ковш со сливной трубкой, зачерпывающий реагент из бака. Одним концом ковш прикрепляется к тяге кулачкового механизма, получая от него качательные движения. Центром качаний является шарнир, установленный на сливном конце трубки и соединенный с мембранным пневмоприводом МПП-16 завода «Теплоавтомат». С изменением давления сжатого воздуха на входе пневмопривода автоматически перемещается сливной конец трубки в вертикальной плоскости.

При подаче пневмоимпульса на МПП-16 устанавливается новый угол опрокидывания ковша, в результате чего изменяется производительность питателя. Расход реагента линейно зависит от давления воздуха на входе пневмопривода.

Питателем можно управлять дистанционно с помощью байпасной панели. Уровень в баках поддерживается автоматически поплавковым устройством. Техническая характеристика дозатора приведена в табл. 228.

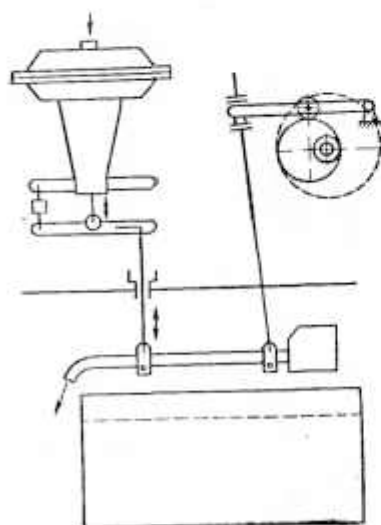


Рис. 64. Многоблочный автоматический дозатор реагентов 6-АДР

Техническая характеристика дозатора реагентов типа 6-АДР

Параметры	Показатели
Количество реагента, подаваемое за одно качание ковша, см ³ :	
максимальное	40
минимальное	2
Объем ковша, см ³	100
Число качаний в минуту	10
Число мембранных пневмоприводов типа МПП-16 на один дозатор	1—12
Давление воздуха на входе пневмопривода, кгс/см ²	0,2—1
Точность работы дозаторов, %	±3
Изменение заданного режима (г/т), %	±15
Электродвигатель:	
тип	АОЛ-21-4
мощность, квт	0,24
частота вращения, об/мин	1420
Редуктор червячный РЧН-1174	Конструкция КБ-ЦМА
Габариты, мм:	
длина 1—12 блоков	580—3210
ширина	465
высота	1185
Масса дозатора, кг	94—367

Дисковые или стаканчиковые питатели предназначены для подачи в процесс жидких флотационных реагентов. Техническая характеристика питателей приведена в табл. 229.

Порционный питатель реагентов ПРМ-2 и импульсный питатель ПРИ-1 конструкции конструкторского бюро Цветметавтоматика работают совместно с импульсным регулятором РИ-1.

Электромагнит порционного питателя при поступлении каждого импульса от регулятора поднимает золотник клапана вверх, при этом реагент, сливаясь из напорного бачка, наполняет мерный сосуд. При прекращении действия импульса золотник клапана опускается вниз, реагент сливается из мерного сосуда в процесс.

В импульсном питателе внутри корпуса находится держатель со сменными калиброванными шпелеями.

Для перекрытия отверстия шпелея используется специальный запорный клапан (кольцо), укрепленный на золотнике, который, в свою очередь, соединен с сердечником электромагнита одинарного действия.

При выключении электромагнита его сердечник притягивается вверх, отверстие шпелея открывается и реагент с постоянным напором через сливное отверстие поступает в процесс. Реагентные питатели ПРИ-1 и ПРМ-2 установлены на ряде обогатительных фабрик.

В последнее время ВНИКИ Цветметавтоматика разработана аппаратура автоматической подачи флотационных реагентов, включающая новые автоматические питатели реагентов, блоки управления питателями, новое вспомогательное оборудование и аппаратуру, входящую в систему для управления подачей реагентов в замкнутых, разомкнутых цепях автоматического регулирования или дистанционно по заданию. В состав разработанной институтом системы входит нижеследующее оборудование и аппаратура.

Реагентные питатели малых расходов ПМР-2 (рис. 65), ПМР-4 и ПМР-5 предназначены для автоматического дозирования масел непосредственно в процесс на обогатительных фабриках, а также для дозирования и других очищен-

Техническая характеристика Дисковых реagentных питателей

Параметры	Размеры питателя			
	550×10 *	550×10×2 *	550×10×5 *	550×10×3 *
Производительность питателя, л/мин	1,2	2,4	6	3,6
Пределы регулирования, л/мин	0—1,2	0—2,4	0—6	0—3,6
Частота вращения диска, об/мин			5	
Число секций	1	2	5	3
Номинальная емкость всех секций, л		42		
Номинальная емкость суммы секций, л	42	84	210	126
Число дисков	1	2	5	3
Число стаканчиков на диске		10		
Объем каждого стаканчика, л		0,025		
Расстояние между двумя стаканчиками по диаметру, мм		550		
Мощность установленного электродвигателя, кВт		0,8		
Изготовитель	Завод «Труд»	Завод «Амурский металлист»		

* В размере первая цифра означает расстояние между двумя стаканчиками по диаметру, вторая — число стаканчиков и третья — число секций питателя.

ных от механических примесей reagentов на полупромышленных установках фабрик и в научно-исследовательских институтах. Количество reagenta, подаваемое питателем в процесс, прямо пропорционально частоте и длительности управляющих импульсов, поданных на питатель.

Универсальный питатель ПРИУ-3 предназначен для средних расходов reagentов. Путем перестановки нескольких деталей он может быть превращен в порционный, заменяющий питатель ПРМ-2, или импульсный, заменяющий питатель ПРИ-1 (рис. 66).

Количество reagenta, подаваемое питателем в порционном исполнении в процесс, прямо пропорционально частоте управляющих импульсов, подаваемых на питатель, а также заданной величине единичной порции reagenta, выдаваемой питателем при поступлении одного управляющего импульса.

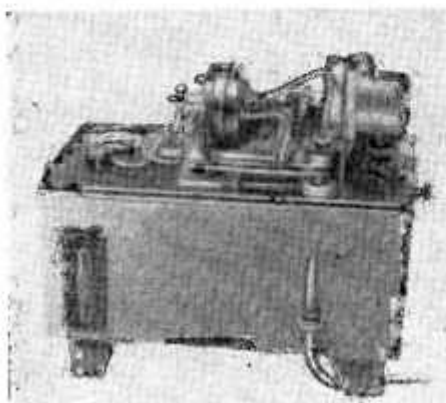


Рис. 65. Порционный питатель reagentов ПРМ-2

При работе питателя ПРИУ-3 в импульсном исполнении количество реагента, проходящего через клапан питателя, определяется как частотой, так и длительностью управляющих импульсов, поданных на питатель.

Расход реагентов при использовании питателя ПРИУ-3 в порционном исполнении — от 2 до 200 л/ч, а в импульсном исполнении — от 10 до 500 л/ч. Основная погрешность в пределах $\pm 2,5\%$.

В питателях ПРИУ-3 используются новейшие коррозионностойкие материалы: масса холодного формования на винилпластовой основе, фторлон-2м и нержавеющая сталь. Большинство деталей питателей унифицировано.

Питатель ПРИ-4 для больших расходов реагентов по своему назначению и принципу действия аналогичен питателю ПРИУ-3 в импульсном исполнении. Расход реагентов при использовании питателя — от 15 до 1000 л/ч. Погрешность при дозировании в пределах $\pm 2,5\%$.

Питатель ПБР-1 предназначен для подачи известкового молока и других реагентов по четырем каналам дозирования в четыре точки. Управление подачей реагента по каждому каналу осуществляется независимо.

Питатель работает в кольцевой схеме циркуляции реагента, при этом количество последнего, поступающего в процесс, определяется частотой и длительностью импульсов, подаваемых в питатель, а также напором реагентов в кольцевой схеме циркуляции.

Расход реагентов — от 30 до 4000 л/ч, напряжение постоянного тока

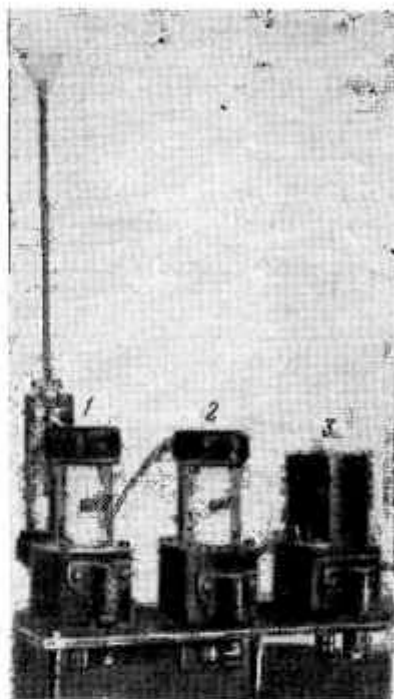


Рис. 66. Схема работы импульсного питателя реагентов ПРИ-1:

1 — питатель; 2 — импульсный регулятор; 3 — напорный бак

Таблица 230

Техническая характеристика шкивных питателей

Параметры	Типоразмер питателя		
	ПД-1	ПД-2	ПД-3
Число секций	1	3	6
Шкив:			
ширина обода, мм		12	
диаметр, мм		335	
число	1	3	6
Производительность питателя, л/мин	1,15	3,45	6,9
Частота вращения дисков, об/мин		23	
Емкость одной секции, л		10	
Электродвигатель (тип)		ЛОЛ-21-4	
Изготовитель	Завод «Амурский металлист»		

на электромагнитах — 24 в. Потребляемая мощность — до 30 ва для каждого канала. Погрешность дозирования $\pm 2,5\%$.

Установка УРИП-6 предназначена обычно для размещения четырех реagentных питателей ПРИУ-3 или ПРИ-4; на односторонней установке размещается по семь питателей. Шкаф управления ШУ-15 в комплекте с пультом управления ПУ-32 регулируют работу 36 питателей reagentов.

Аппаратура управления системы состоит из блока управления БУ-77 в комплекте с блоком питания БП-154, который обеспечивает электрическим питанием три блока управления БУ-77.

Аппаратура управления системы настраивается и периодически контролируется с помощью переносного секундомерного устройства «Секундомер-2», предназначенного для измерения частоты управляющих импульсов, а также их длительности.

Шкивной reagentный питатель ПД работает по принципу смачивания вращающегося шкива, погруженного в ванну с вязкими reagentами. В табл. 230 приведена техническая характеристика шкивных питателей.

§ 66. ЭМУЛЬГАТОРЫ

Вихревой прямоточный эмульгатор флотореagentов 159-Э предназначен для приготовления в непрерывном режиме водных эмульсий флотореagentов для индивидуального обеспечения флотационных машин. Техническая характеристика эмульгатора приведена в табл. 231.

Таблица 231

Техническая характеристика вихревого прямоточного эмульгатора 159-Э

Параметры	Показатели
Максимальная производительность установки (по эмульсии), л/мин	25
Производительность по расходу reagenta, кг/мин	До 0,7
Давление воды в водопроводной сети, кгс/см ²	2—3
Концентрация эмульсии reagenta, %	До 3
Дисперсный состав эмульсии:	
частиц крупностью 1,5 мкм, %	30
максимальная крупность капель reagenta, мкм	12—15
Габариты, мм:	
высота	210
диаметр	100
Масса эмульгатора, кг	1,2

Эмульгатор 159-Э сконструирован институтом Механобр. В отличие от других эмульгаторов, разработанных этим институтом, эмульгатор 159-Э эмульгирует reagentы за счет давления воды в водопроводной сети без электропривода.

Ультразвуковые эмульгаторы. Для приготовления эмульсии в них углеводородное масло поступает в зумпф центробежного насоса, куда подается вода из водопроводной сети. Смесь с большой скоростью через щелевое отверстие эмульгатора попадает на нож, укрепленный в трубе. Под большим давлением смеси нож колеблется с ультразвуковой частотой и разбивает частицы масла в мельчайшие капли, одновременно распределяя их по всему объему воды. Готовая эмульсия сливается в бак, откуда поступает в процесс.

Для улучшения качества эмульсии и увеличения содержания углеводородов в ней готовая эмульсия из бака поступает вновь в зумпф насоса и вместе с поступившей туда водой и углеводородным маслом проходит через эмульгатор, при этом расход чистой воды резко сокращается и одновременно увеличи-

вается концентрация эмульсии. Готовая эмульсия через сливное отверстие поступает в процесс флотации.

Для предотвращения расслоения эмульсии в качестве стабилизатора частичек углеводородного масла в эмульсию добавляют небольшое количество ОПСВ (1—2% от расхода масла).

Роторный эмульгатор 512-PM конструкции Механобр работает следующим образом: поступающие в диспергатор вода и флотореагент проходят через зубчатые пазы статора и вращающегося ротора. При этом зубцы ротора захватывают потоки жидкости из кольцевых канавок и отбрасывают их с определенной скоростью в радиальном направлении с одновременной модуляцией этих потоков при заданной частоте.

Генерирование в жидкости интенсивных звуковых волн с турбулизацией потоков создает благоприятные условия возникновения кавитации и в результате — диспергирование частиц флотореагента с образованием весьма тонкой эмульсии.

Строго пропорциональная подача компонентов осуществляется точной дозировкой воды и флотореагентов. Вода подается через ротаметр, флотореагенты — двумя автоматизированными питателями.

Эмульгатор удобен в эксплуатации и обеспечивает возможность приготовления двухкомпонентных водных эмульсий флотореагентов строго заданного процентного состава и высокой дисперсности.

В табл. 232 приведена техническая характеристика эмульгатора.

Таблица 232

Техническая характеристика роторного эмульгатора 512-PM

Параметры	Показатели
Производительность, л/ч	1000—1200
Статическое давление жидкости в диспергаторе, кгс/см ²	0,2—0,8
Электродвигатель диспергатора:	
мощность, кВт	7
частота тока, гц	50
Электродвигатель питателя:	
мощность, вт	400
частота тока, гц	50
Габариты эмульгатора, мм:	
длина	1500
ширина	1150
высота	650
Габариты пульта управления, мм:	
длина	510
ширина	310
высота	390

Проведенными в институте Механобр экспериментами установлено, что для получения хорошей эмульсии, например керосина в воде, необходимо исключить попадание воздуха в эмульгатор. Керосин при этом не эмульгируется, а диспергируется воздухом. Устранение попадания воздуха и улучшение качества эмульсии конструктивно решены работниками Механобра так, как это показано на рис. 67¹.

Ультразвуковой разрушитель пены разработан институтом Механобр. Принцип действия его состоит в том, что при вращении ротора с беличьим колесом

¹ Н. Н. Шаршер, А. М. Федотов. Об улучшении качества эмульсий углеводородов. «Обогащение руд», 1968, № 4.

в пене на нее воздействуют циклические высокочастотные пульсации, возникающие в пограничном слое, благодаря модуляции притока воздуха, засасываемого ротором (крыльчаткой) через беличье колесо.

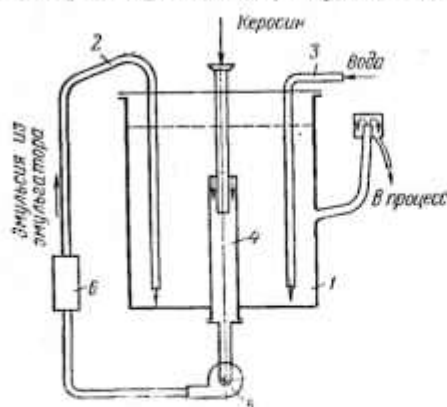


Рис. 67. Схема установки для получения эмульсии углеводородов:

1 — чаш; 2, 3 — трубы для подачи эмульсии и воды; 4 — центральная труба; 5 — насос; 6 — эмульгатор

Одновременно непрерывно разделяется газовая фаза и пухля, так как воздух засасывается внутрь беличьего колеса, а жидкая фаза отбрасывается его спицами к периферии (рис. 68). В табл. 233 приведена техническая характеристика аппарата.

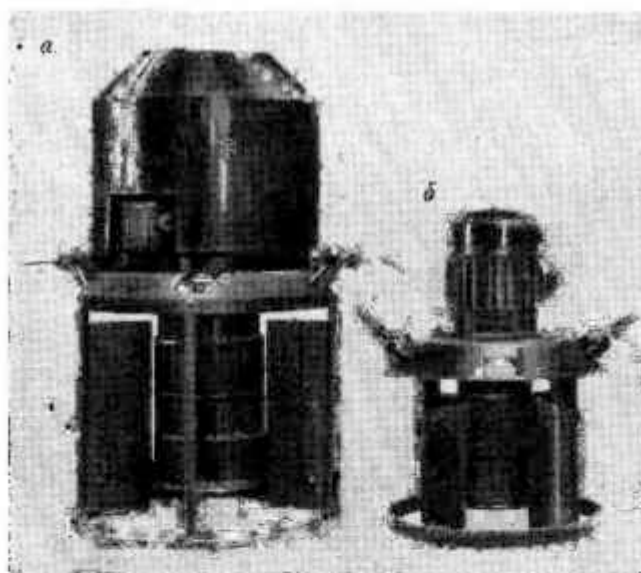


Рис. 68. Ультразвуковой разрушитель пены:
а — 250-Э; б — 257-Э

Пеноразрушитель устанавливается в зоне питания сгустителя или зумфа с глубиной погружения беличьей клетки в пену на 200—300 мм. Монтаж пеноразрушителя состоит в закреплении его четырьмя болтами М-12 за упругие

Техническая характеристика ультразвукового разрушителя пены

Показатели	Типоразмер	
	257-Ф	259-Ф
Производительность, м ³ /мин:		
по пене с объемным содержанием воздуха 40—50%	—	1,5—2
по пене с объемным содержанием воздуха 80—90%	2,5—3	4—5
Электродвигатель трехфазного тока, напряжением 380 в:		
тип	АО2-21-2	АО51-4Ф2
мощность, квт	1,5	4
частота вращения, об/мин	3000	1500
Габариты, мм:		
длина	500	650
ширина	470	600
высота	850	1200
Масса ультразвукового разрушителя, кг	50	160

подвески в вертикальном положении и в подключении электродвигателя к сети трехфазного тока.

В процессе эксплуатации пеноразрушитель следует содержать в чистоте и периодически наблюдать за его работой. Для регулирования уровня погружения беличьей клетки в пену в зависимости от величины пенообразования, необходимо предусмотреть устройство, позволяющее перемещать пеноразрушитель в вертикальной плоскости.

ПРОМЫШЛЕННЫЕ СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД

Глава XVIII

МЕДНЫЕ СУЛЬФИДНЫЕ РУДЫ

К сульфидным условно относят медные руды, в которых содержание меди в виде окисленных соединений обычно не превышает 10—15% общего содержания. Добыча и обогащение таких руд наиболее развиты в СССР, США (около 20 фабрик), Канаде (около 10 фабрик), Перу и Замбии.

Из сульфидных минералов меди наибольшее промышленное значение имеют в основном три — халькопирит, халькозин и борнит. Руды, содержащие большое количество тетраэдрита, самородной меди и ковеллина, встречаются относительно редко.

Основной метод обогащения медных сульфидных руд — флотация. При флотации сульфиды легко отделяются от пустой породы. Обычно все сульфиды меди лучше флотируют в известковой среде ($\text{pH}=8-11$); одновременно известь подавляет шпирт.

При наличии в руде свободного золота вместо извести иногда применяют соду, а также «мягкую» депрессию шпирта — аэрацию пульпы и небольшое количество цианида (фабрики Канады). В некоторых случаях для увеличения извлечения золота используют медный купорос как активатор халькопирита и шпирта или проводят флотацию при низком pH , создаваемом серной кислотой. Иногда шпирт в медном цикле подавляется только в результате больших расходов извести или цианида или их сочетания, с добавлением сернистого натрия и цинкового купороса. Для усиления подавления шпирта в дополнение к извести применяют даузамещенный фосфорнокислый натрий.

Хорошими собирателями всех сульфидов меди являются ксантогенаты (этиловый, изопропиловый, бутиловый, амилловый) и аэрофлоты. Из аэрофлотов халькопирит лучше флотирует дибутилдитиофосфат натрия (аэрофлот 238), а вторичные сульфиды (борнит, халькозин, ковеллин и др.) — этиловый (содовый) аэрофлот и смесь дивил и дибутилдитиофосфата натрия (аэрофлот 208) в соотношении 1 : 1. Применение аэрофлотов, малоактивных по отношению к шпирту, способствует селективному разделению минералов меди и шпирта. Расходы собирателей редко превышают 50 г/т.

В промышленной практике флотации руд, в которых медь представлена преимущественно халькопиритом (Турьинская в СССР, канадские фабрики Норанда, Канам, Кембелл и Вудрин, фабрика Маунт Айза в Австралии и др.), в качестве собирателей наиболее применимы изопропиловый, бутиловый и амилловый ксантогенаты, спиртовые аэрофлоты и реагент Z-200 (изопропилэтилтионокарбамат). В качестве дополнительных собирателей иногда применяют мшереки и Аэро-404 (меркаптобензотиазол). Пенообразователи — сосновое масло, доуфрос, Т-66.

Руды, содержащие преимущественно мягкие вторичные минералы меди, часто флотируют с применением комбинации различных собирателей при относительно больших расходах (Джезказганская фабрика в СССР, фабрики Уайт Пайн, Лавендер в США и др.).

Наиболее распространены сочетания низших ксантогенатов или аэрофлотов с более сильными реагентами, а также с аноплярными маслами. Флотацию обычно ведут с использованием сильных пенообразователей (ОПСБ, доуфрос, ТЭБ, сосновое масло, аэрофлот 25 и др.).

Руды, в которых медь представлена как первичными, так и вторичными минералами, также часто флотировать с применением комбинации собирателей (сочетание этилового и амидового ксантогенатов, этилового ксантогената и Z-200, изопропилового ксантогената и Z-200 и др.). Основными пенообразователями являются при этом сосновое масло, гексапол, метилизобутилкарбиол, аэрофрос 65 и 71, доуфрос.

Технологические схемы флотационного обогащения медных сульфидных руд с малым содержанием пирита наиболее просты. При наличии в руде пирита проводят либо последовательную селективную флотацию минералов меди и пирита, либо коллективную¹ медно-пиритную флотацию с последующей флотацией минералов меди из коллективного концентрата.

На некоторых фабриках (Диезквзганская в СССР, Нью Бьют в США) хорошие результаты получаются по схеме раздельной флотации песковой и шламовой частей исходной руды. В табл. 234 приведены режимы флотации медных сульфидных руд на отечественных и зарубежных фабриках.

Глава XIX

МЕДНЫЕ ОКИСЛЕННЫЕ РУДЫ

Окисленные медные руды большинства месторождений образовались в результате вторичных процессов, протекавших в верхних горизонтах месторождений сульфидных руд. Значительное количество окисленных руд добывается при разработке крупных месторождений сульфидных руд.

Из окисленных медных минералов наиболее распространены малахит, азурит, куприт, тенорит, хризоколла, атакамит, диоптаз, халькантит и бромантит.

По флотационным свойствам окисленные медные руды условно делят на относительно легко флотируемые — неупорные и труднофлотируемые — упорные. Условным критерием упорности принято считать количество меди, переходящее в 4%-ный раствор цианистого калия при выщелачивании тонкоизмельченной навески руды в течение 2 ч при $T:Ж = 1:100$.

К неупорным относятся руды, из которых в цианистый раствор переходит более 75% всей содержащейся в них меди.

Как правило, неупорные окисленные медные руды приурочены к центральной части окисленной зоны месторождений. Они состоят из сильноокварцованных спенитов и гранитпорфиритов, часто переходящими в сплошные кварциты. Медь в неупорных рудах представлена главным образом малахитом, азуритом, атакамитом и незначительным количеством куприта и хризоколлы.

Малахит и азурит достаточно хорошо флотируют после сульфидизации с применением сульфидридных собирателей. В присутствии кварца эти минералы можно флотировать карбонатами или кислотами или их мылами при $pH = 8,5-9,0$ (фабрики Нчавага и Банкрофт в Замбии); иногда полезно добавление соды и жидкого стекла в качестве пенитизаторов шламов, сернистого натрия в качестве сульфидизатора и пенитизатора и аполиарных масел как дополнительных собирателей; пенообразователь не требуется. Флотация малахита и азурита без сульфидизации возможна при применении собирателей типа меркаптобензотиазола (дробная подача). Обычно осуществляют раздельную флотацию сульфидных и окисленных минералов.

Флотация руд, содержащих силикаты меди (хризоколлы), в промышленном масштабе не проводится².

¹ Иногда применяют полуполлективную флотацию, депрессируя часть пирита в коллективном цинке, часть — при разделении медно-пиритного концентрата (при флотации меди).

² Предложен ряд способов обогащения руд, содержащих хризоколлу. Основные из них: флотация хризоколлы без сульфидизации аммонийной карбонатной кислотой; флотация хризоколлы ксантогенатом или карбонатной кислотой после ее обработки раствором комплексных аммонийных солей и сульфидизации; обработка пульпы до поступления ее на флотацию сернистым натром, меркаптобензотиазолом и медным сульфидом; флотация хризоколлы после ее сульфидизации в нейтральной или слабощелочной среде с помощью аэрофлота 31, меркаптобензотиазола и его производных.

Промышленные режимы флотации медных сульфидных руд

Фабрика, производительность	Основные минералы	Тонкость помола, % класса $-0,074$ мм	Особенности технологии	Расход реагентов, г/т
Джезказганская (СССР)	Халькозин, борнит, халькопирит, малахит, азурит, кварц, полевой шпат, доломит, кальцит, серицит	62	Раздельная флотация песковой и шламовой частей исходной руды с доизмельчением промежуточных и концентрата пескового цикла	Песковый цикл: бутиловый ксантогенат 25, аполирное масло 100, Т-66 200 Шламовый цикл: бутиловый ксантогенат 30, аполирное масло 10, сернистый натр 25, Т-66 300 Бутиловый ксантогенат 20, известь 2000, Т-66 150
Кафанская (СССР)	Халькопирит, борнит, халькозин, пирит, кварц	55	pH = 9,5	Бутиловый ксантогенат 80, бутиловый аэрофлот 30, сосновое масло 80, известь 5100
Бурибаевская (СССР)	Пирит, халькопирит, ковеллин, борнит, кварц, серицит, полевой шпат, лимонит	60	Межцикловая флотация после помола до 60% -74 мкм, основная флотация после помола до 80% -74 мкм. Черновой концентрат доизмельчают и перечищают	Бутиловый ксантогенат 80, бутиловый аэрофлот 30, сосновое масло 80, известь 5100
Турьинская (СССР)	Халькопирит, пирит, магнетит, марказит, гранат, пироксен, эпидот, кальцит, кварц	60	Извлечение магнетита из хвостов медной флотации магнитной сепарацией	Бутиловый ксантогенат 40, сосновое масло 30, известь 2800
Гайская (СССР)	Пирит, халькопирит, борнит, блеклые руды, ковеллин, кварц, полевой шпат, серицит, эпидот, хлорит, кальцит; содержание первичных сульфидов меди 50—80%	65—70 перед коллективной флотацией, 90 — перед прямой медной флотацией	Коллективная флотация проводится при содержании в пульпе свободной CaO 20—50 г/м ³ , при прямой медной флотации из руды содержание свободной CaO в пульпе составляет 500 г/м ³ . Грубый медный	Бутиловый ксантогенат 80—90 в случае коллективной флотации и 20—30 в случае прямой медной флотации, Т-66 60—80
Бетлехем (Канада), 13 000 т/сутки	Халькозин, борнит, пирит, молибденит, кварц, турмалин, гематит	47	концентрат перечищают с добавлением CaO до 700 г/м ³ Грубый концентрат доизмельчают до 90% $-0,074$ мм и трижды перечищают; медный концентрат содержит 2,3% молибдена, извлечение 80%	Этиловый ксантогенат 14, амилловый ксантогенат 18, пенообразователь 14, известь 340
Норанда (Канада), 3000 т/сутки	Халькопирит, пирит, пирротин в кварцевой породе; золото и серебро	70	В цикле измельчения применяют аэраторы; в основной медной флотации pH = 9,8, при перечистках pH = 12,1; из пиритного концентрата дофлотируют медь	Медный цикл: сода 2190, амилловый ксантогенат 80, сосновое масло 10, цианид 20; перечистка медного концентрата: известь 875, амилловый ксантогенат 30. Пиритный цикл: медный купорос 100, изопропиловый ксантогенат 70, сосновое масло 40
Палабора (ЮАР), 35 000 т/сутки	Халькопирит, встречаются борнит и кубанит	53	—	Этиловый и амилловый ксантогенат по 27, пенообразователь 55, Calgon 55
Муфулра (Замбия), 14 000 т/сутки	Халькозин, халькопирит, борнит, кварц, доломиты, сланцы; содержание окисленной меди 0,08%	40% $-0,044$ мм	Промпродукты доизмельчают до 60% $-0,044$ мм и возвращают в основную флотацию; pH = 10,7	Известь 620, этиловый ксантогенат 70, амилловый ксантогенат 14, ТЭБ 27, декстрин 18
Лепанто (Филиппины), 2100 т/сутки	Эваргит, лусонит, халькопирит, пирит, золото, серебро, кварц, халцедон, серицит	—	Коллективная флотация медных минералов и пирита (pH = 5,6) с доизмельчением промежуточных концентрата флотируют минералы меди при pH = 10,5	Коллективная флотация: минерек 36, аэрофлот-25 32, реагент 404 16, сосновое масло 58. Флотация меди, г/т концентрата: циановый купорос 260, цианид 190, известь 2100, бутиловый ксантогенат 26

Упорные руды отличаются значительной каолинизацией и серицитизацией вмещающих пород и наряду с обычными минералами (малахитом, азуритом, брозантитом, купритом, хризоколлой и др.) содержат сложные алюмосиликаты и алюмофосфаты меди и медьсодержащие гидрокислы железа. Для переработки таких руд применяют методы, основанные на восстановлении окисленных медных минералов до металлической меди (процесс ширвосстановления под названием «сегрегация» — восстановительный обжиг измельченной руды после смешения ее с углем при расходе 25—30 кг/т и поваренной солью при расходе 5 кг/т), и комбинированный флотационно-гидрометаллургический процесс (выщелачивание измельченной руды серной кислотой, цементация растворенной меди губчатым железом или чугушной стружкой и флотация цементной меди).

Комбинированный флотационно-гидрометаллургический процесс наиболее широко применяют в СССР (Дзевказганская и ранее — Алмалыкская фабрики), США, и некоторых других странах (Япония, Никарагуа и др.).

Руда, перерабатываемая на американских фабриках, содержит около 20% окисленной меди, представленной хризоколлой, малахитом, азуритом и купритом. Из руды, содержащей в среднем 0,9—1% общей меди, извлекают 80—85%.

Для осаждения меди из раствора используют тонкоизмельченное железо крупностью —0,5 мм. Большое влияние на полноту цементации оказывает вид применяемого железа. В первые годы работы фабрики Майами при использовании грубоизмельченного скрапа и консервных банок цементация протекала неудовлетворительно, и содержание меди в растворе оставалось высоким (около 0,2 г/л). При использовании в качестве осадителя обожженного и тонкоизмельченного железного скрапа результаты цементации и флотации существенно улучшились. В процессе выщелачивания поддерживают величину pH в интервале 1,5—2,3. Иногда перед цементацией величину pH повышают до 2,9—3 добавлением известкового молока, что позволяет несколько снизить расход железа (фабрика Майами в США); содержание меди в растворе после цементации составляет 0,01—0,02 г/л. Для более полного осаждения меди из раствора предложено использовать наряду с металлическим железом сульфид кальция. Медь при этом осаждается как в виде сульфида, так и в виде металла; сульфидная и металлическая медь флотируются совместно.

Конечные результаты комбинированного процесса зависят главным образом от полноты цементации и постоянства pH в основной флотации. Оптимальная величина pH при флотации цементной меди на американских фабриках составляет 4—4,9; для регулирования pH иногда после цементации в пульпу подают небольшое количество известкового молока. Непрореагировавшее железо улавливают из хвостов флотации с помощью магнитного сепаратора и снова возвращают в процесс. Иногда железо из пульпы удаляют магнитом перед флотацией, возвращая его в голову цементации (фабрика Майами в США).

На Дзевказганской фабрике окисленные медные руды после II стадии измельчения делят на пески и шламы. Пески доизмельчают и обогащают по схеме прямой флотации, применяя сернистый натрий 350 г/т, бутиловый ксантогенат 90 г/т, флотомасло 50 г/т и Т-66 100 г/т. Шламы перерабатывают комбинированным методом, подвергая выщелачиванию серной кислотой при расходе 30—35 кг/т, цементации чугушной стружкой при расходе 18 кг/т (в процесс измельчения стружки подают 40 г/т сернистого натрия) и флотации с бутиловым гидролизованным аэрофлотом 180 г/т.

В процесс выщелачивания направляют также хвосты перештоков и концентрат контрольной флотации пескового цикла.

Весьма эффективными собирателями цементной меди являются минерки, аэрофлоты 135 и 195 и гидролизованные аэрофлоты (особенно спиртовые); расход собирателей составляет 50—150 г/т. В качестве собирателей можно также использовать обычные аэрофлоты, дисантогениты, меркаптобензотиазол и др. Дополнительными собирателями служат карбоновые кислоты и аполирные масла (расход около 100 г/т). Из пенообразователей применяют сосновое масло, крезилловую кислоту, метилизобутилкарбинол, аэрофрос. Иногда полезна применение пептизаторов породы (конденсированные фосфаты и др.) при небольшом их расходе (5—50 г/т).

МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫЕ РУДЫ

Основное количество медно-молибденовых руд перерабатывают в СССР, США (около 15 фабрик общей производительностью 300 тыс. т/сутки), Чили (четыре фабрики общей производительностью около 100 тыс. т/сутки) и Канаде (две фабрики общей производительностью более 30 тыс. т/сутки).

В медно-молибденовых рудах практически единственным извлекаемым молибденовым минералом является молибденит. Содержание молибденита в рудах редко превышает 0,04%. При измельчении зерна молибденита раскрываются по гидрофобным плоскостям спайности, что обуславливает легкую флотированность минерала.

Характерным собирателем для флотации молибденита (помимо сульфидрильных и оксигидрильных собирателей) являются анолярные масла, специфическим подавителем — органические коллоиды (крахмал, декстрин). Обычные подаватели сульфидов (цианид, сернистый натр и др.) молибденит практически не депрессируют. Активирует молибденит медный купорос.

Все обогатительные фабрики, перерабатывающие медно-молибденовые руды, применяют схему коллективной флотации с последующей селекцией коллективного концентрата (табл. 235). Выход коллективного концентрата составляет обычно около 3%; коллективный концентрат содержит приблизительно

Таблица 235

Промышленные способы селекции медно-молибденовых концентратов

Реагенты-подаватели	Фабрика	Подаваемый минерал
Декстрин	Артур, Магна, Сильвер Белл	Молибденит
Сернистый натрий	Балхашская, Каджаранская, Сорская, Мишен и др.	
Ферроцианид (обычно в сочетании с цианидом) в слабощелочной среде	Моренси	Сульфиды меди и железа
Пропарка в щелочной среде (рН = 7,2—8,6) обычно с применением в последующей флотации дополнительных подавателей (ферроцианид натрия, реагент Ноукс*, сернистый натр)	Алмалыкская, Чинно, Дювал и др.	
Реагент Ноукс	Чукикамата, Эль Сальвадор	
Окислители — перекись водорода и гипохлорит натрия в слабощелочной среде (с добавкой цианида, цинкового купороса, ферро- и феррицианида)	Токепала, Сан Мануэль	

* Реагент Ноукс — продукт взаимодействия пятикислородного фосфора и едкого натрия.

Промышленные режимы флота

Фабрика, производительность	Основные минералы	Тоносность помола, % класса -0,074 мм	Доизмельчаемый продукт, % класса -0,044 мм
Балхашская (СССР)	Халькозин, ковеллин, халькопирит, пирит, молибденит, малахит, азурит, пирит; порода — кварц	65	90% —0,074 мм (коллективный концентрат перед 2-й переключкой)
Каджаранская (СССР)	Халькопирит, пирит, молибденит, малахит, борнит, азурит; порода — кварц, охры, глинозем, каолинит	55—60	70 (коллективный концентрат перед 2-й переключкой)
Сорская (СССР)	Пирит, молибденит, халькопирит, халькозин, ковеллин, борнит, лимонит; порода — кварц, альбит, плагиоклаз, биотит	38	70% —0,074 мм (коллективный концентрат перед разделением)
Артур и Магна (США) 90 000 т/сутки	Халькопирит, молибденит; встречаются борнит, халькозин, ковеллин; порода — моноклиновые порфиры	60	
Моренс (США), 53 000 т/сутки	Халькозин, молибденит, пирит; порода — кварц, ортоклаз, альбит, серицит	60% 0,044 мм	80 (промподукт)
Сан Мануэль (США), 35 000 т/сутки	Халькопирит, молибденит, хризоколла; порода — кварц, биотит, полевои шпат	65	90 (черновой концентрат перед переключкой)

цпи медно-молибденовых руд

Величина рН в коллективном цикле (регулятор среды — известь)	Расход собирателя в коллективном цикле, г/т	Режим разделения медно-молибденового концентрата
9,5	Бутиловый ксантогенат 12, изопропиловый ксантогенат 12, апоярное масло 50	Флотация молибденита с дозировкой керосина и жидкого стекла при депрессии сульфидов меди и железа сернистым натром с подогревом пульпы до 80–90° С (паровая флотация)
9	Бутиловый ксантогенат 25, апоярное масло 100	Пропарка коллективного концентрата при 60° С, перемешивание с керосином и жидким стеклом и флотация молибденита при депрессии сульфидов меди и железа сернистым натром (450 г/т); молибденовый концентрат перемешивают 6 раз, дозмельчая до 80% — 74 мкм перед 2-й перемешкой; во 2-ю перемешку дозируют керосин, жидкое стекло и сернистый натрий, в последующие перемешки — сернистый натрий; из хвостов молибденового цикла флотируют минералы меди
8,6–10	Бутиловый ксантогенат 3, апоярное масло 60	Флотация молибденита с дозировкой жидкого стекла 25 г/т при депрессии сульфидов меди и железа сернистым натром 470 г/т
8,7–9,2	Дикрезил-дитиофосфат 10 и апоярное масло	Флотация сульфидов меди ксантогенатами (при малом расходе) с депрессией молибденита декстрином (селекции подвергают концентрат 1-й основной флотации, после перемешки); хвосты разделения объединяют с концентратом контрольной флотации, подвергают обжигу и флотируют вначале породу с дозировкой извести и пенообразователя, а затем — молибденит с дозировкой апоярного масла, жидкого стекла и пенообразователя
10	Этиловый азрофлот 7	Флотация молибденита при депрессии халькозита и пирита ферроцианидом (375 г/т концентрата) и цианидом натрия (245 г/т концентрата) при рН = 7,5 (серная кислота, 830 г/т концентрата)
11,5	Апоярное масло, изопропиловый ксантогенат, S-3302	Сгущение коллективного концентрата до 40% твердого, перемешивание с цианидом и диноксовым купоросом, а затем при рН=6 (серная кислота) —

Фабрика, производительность	Основные минералы	Тонкость помола, % класса -0,074 мм	Дезамельчаемый продукт, % класса -0,044 мм
Чино, (США), 22 000 т/сутки	Халькозин, молибденит, куприт; встречаются борнит и халькопирит; порода — кварцевые порфиры	60	Черновой концентрат перед перемалкой
Минер (США), 22 700 т/сутки	Халькопирит, борнит, пирит, халькозин, роговики, талкиты, глины, молибденит	55	85 (черновой концентрат перед перемалкой)
Сильвер Белл (США), 9000 т/сутки	Халькозин, молибденит	50	Черновой концентрат перед перемалкой
Токенала (Перу), 30 000 т/сутки	Халькопирит, халькозин, молибденит и пирит в порфириковой породе	60	75 (коллективный концентрат перед перемалкой)

Величина рН в коллективном цикле (регулятор среды — известь)	Расход собирателя в коллективном цикле, г/т	Режим разведения медно-молибденового концентрата
—	Бутиловый ксантогенат 40 и апольярное масло	с перекисью водорода и флотация молибденита с дозировкой ферроцианида, апольярного масла и метил-изобутилкарбинола; в перемешки молибденового концентрата подают (рН = 6—7,8) ферро- и феррицианид, гипохлорит натрия и эксфоум 636; расход реагентов, г/т концентрата: цианид 150, цинковый купорос 75, серная кислота 900, перекись водорода 680, ферроцианид 1000, гипохлорит 1800, феррицианид 230, апольярное масло 230, эксфоум 200
—	Апольярное масло 30, этиловый 10 и амипловый 10 ксантогенаты	Пропарка сгущенного концентрата при 93° С, репульпация до 15—20% твердого и флотация молибденита с дозировкой реагентов, г/т концентрата: апольярного масла 185, метил-изобутилкарбинола 22 и соды 105 при депрессии сульфидов меди реагентом Ноукс
—	Амипловый ксантогенат и азрофлот 238	Сгущение коллективного концентрата до 60—70% твердого, перемешивание с сернистым натром (3,6 кг/т концентрата), основная молибденовая флотация с дозировкой апольярного масла (30 г/т концентрата), низкотемпературный обжиг и дозмельчение концентрата основной молибденовой флотации с дозировкой реагента Ноукс (50 г/т концентрата), флотация породы, дофлотация молибденита
—	Изопропиловый ксантогенат 24, аллиловый эфир амиксантогеновой кислоты	Сгущение коллективного концентрата, репульпация до 20% твердого и флотация сульфидов меди при рН = 11,5—12 с депрессией молибденита декстрином (1,4 кг/т концентрата); хвосты медного цикла сгущают, фильтруют, обжигают при 300° С, репульпируют и флотируют молибденит с дозировкой извести, апольярного масла, спиртового пенообразователя и цианида натрия (680 г/т концентрата, в перемешки)

Фабрика, производительность	Основные минералы	Тонкость помола, % класса —0,074 мм	Доизмельченный продукт, % класса —0,044 мм
Чукикамата (Чили), 40 000 т/сутки	Халькозин, ковеллин, молибденит; порода — кварц, полевой шпат	50	То же
Эль Сальвадор (Чили), 24 000 т/сутки	Халькозин, халькопи- рит, молибденит, пирит; встречается ковеллин; порода — гранодиориты	50% —0,044 мм	90 (черновой концен- трат перед перерешеткой)

10—30% меди и 0,1—0,9% молибденита. Тонкость помола исходной руды на большинстве фабрик сравнительно небольшая (50—60% —0,074 мм). Доизмельчение черновых коллективных концентратов (обычно до 80—90% —0,044 мм) перед перерешетками освежает минеральную поверхность и повышает флотоактивность молибденита и минералов меди.

В качестве собирателей медных минералов и молибденита в коллективном цикле применяют ксантогенаты, дитиофосфаты, дисантогениды (в виде эмульсии, полученной при окислении ксантогената в растворе гипохлоритом), меркаптобензотриазолы, минерек, реагент Z-200 и апюлярные масла; как правило, одновременно используют не менее двух собирателей (сочетание аэрофлота или ксантогената с апюлярным маслом, изопропилового ксантогената с бутиловым, с минерек или реагентом Z-200, этилового ксантогената с амилловым и др.).

Из пенообразователей наиболее распространены сосновое масло, производные гликолей, крезилловая кислота, Т-66 и др.

Повышению извлечения меди и молибдена в коллективной флотации способствует применение подавителей пустой породы (жидкое стекло, гексамета-

Величина pH в коллективном цинке (регулятор среды — известь)	Расход собирателя в коллективном цинке, г/т	Режимы разделения медно-молибденового концентрата
10,5	Изопрониловый ксантогенат 20, аэрофлот 238 3	Хлорита натрия (450—900 г/т) и ферроцианида натрия (450—1200 г/т), а также с аполлярным маслом (20—250 г/т) и флотация молибденита при pH = 7—8,6 (серная кислота) с добавлением пенообразователя (смесь 1 : 2 соснового масла и метил-изобутилкарбинола); концентрат основной флотации перечищают 8 раз с добавлением в первые 3 перечистки ферроцианида натрия (по 20—120 г/т) и аполлярного масла (20—50 г/т), в последующие — цианида натрия (по 180 г/т), цинкового купороса (по 90 г/т) и регуляторов пенообразования (эксфоум 636, доуфокс 9) в 7-ю и 8-ю перечистку подают жидкое стекло (10—50 г/т)
11,3	Изопрониловый ксантогенат 27; Z-200 9	Флотация молибденита при депрессии сульфидов меди и железа реагентом Ноукс (4,5 кг/т концентрата); конечный молибденовый концентрат выщелачивают цианидом натрия (900 г/т концентрата) для удаления примесей меди Сгущение коллективного концентрата, промывка и флотация молибденита при депрессии сульфидов меди и железа реагентом Ноукс; конечный молибденовый концентрат выщелачивают цианидом

фосфат натрия и др.). Содержание металлов в концентрате при этом также увеличивается.

В промышленности применяют шесть способов разделения медно-молибденовых концентратов: пять способов селективной осуществляют по схеме с подавлением медных минералов, один — по схеме с подавлением молибденита. Выбор способа разделения зависит от минералогического состава руды и концентратов, типа собирателя в коллективной флотации, флотоактивности минералов меди и молибденита в каждом конкретном случае.

Молибденовый концентрат, содержащий после разделения от 3 до 30% молибденита, на всех фабриках подвергают доводке (перечисткам, а иногда обжигу и выщелачиванию). Перечищают концентрат от 4 до 14 раз; в ходе перечисток концентрат обычно дозмельчают. Из реагентов в перечистных операциях наиболее часто применяют жидкое стекло для подавления породы и диспергирования ее шламов, подаватели сульфидов меди и железа, аполлярное масло в качестве собирателя молибденита, сосновое масло (или гликоли) и др. В табл. 236 приведены режимы флотации медно-молибденовых руд на отечественных и зарубежных фабриках.

МЕДНО-ЦИНКОВО-ПИРИТНЫЕ РУДЫ

Промышленные месторождения медно-цинково-пиритных руд сосредоточены главным образом в СССР (6 фабрик), Канаде (не менее 8 фабрик общей производительностью около 23 тыс. т/сутки) и США (4 фабрики суммарной производительностью более 10 тыс. т/сутки). Отдельные месторождения имеются и в других странах, в частности в Заире (одно из наиболее богатых месторождений), Финляндии, Швеции, Норвегии и Японии.

Основной промышленный минерал цинка — сфалерит (цинковый обманок). В природе встречается несколько разновидностей цинковых обманков — от бесцветных (клеифан), не содержащих железа, до темных и черных (мармагит), в которых часть катионов цинка заменена катионами железа. Чем выше содержание изоморфной примеси сульфида железа в сфалерите, тем хуже флотировается минерал собирателями сульфидрильного типа. Из других сульфидов тяжелых цветных металлов в медно-цинково-пиритных рудах всегда присутствуют халькопирит и пирит, а часто — халькозин, борнит и пирротин. В результате обогащения этих руд можно получить три концентрата: медный, цинковый и пиритный.

При флотационном разделении сульфидов меди, цинка и железа наибольшую трудность представляет селекция медных минералов от цинковых. Отделение сфалерита от железных минералов обычно производится довольно легко с помощью извести как подавителя пирита и пирротина (сам сфалерит флотировается в довольно широком диапазоне pH, в том числе и в известковой среде).

Селективное разделение минералов меди и сфалерита в значительной степени зависит от вида присутствующих медных минералов. Наиболее легко разделить флотацией халькопирит и сфалерит и значительно сложнее — сфалерит и вторичные минералы меди. Связано это главным образом с повышенной растворимостью вторичных сульфидов меди, обусловливающей появление в пульпе ионов меди, активирующих сфалерит. При наличии в пульпе ионов меди естественное различие во флотировемости сфалерита и медных минералов исчезает вследствие обменной адсорбции ионов меди и цинка в поверхностном слое сфалерита и образования на нем пленки ковеллина. Легкое внедрение катионов меди в кристаллическую решетку сфалерита обусловлено близостью ионных радиусов меди и цинка (соответственно 0,80 и 0,83 Å), а также большим средством серы к меди, чем к цинку.

Неактивированный сфалерит обладает пониженной флотоактивностью.

Активаторами сфалерита, помимо солей меди, являются также соли свинца, серебра и ртути. В практике флотации в качестве активатора сфалерита применяют только медный купорос, расход которого необходимо строго контролировать (при недостатке медного купорола снижается извлечение сфалерита, а при избытке его начинает чрезмерно активно флотироваться пирит и увеличивается непроизводительный расход ксантогената и извести, реагирующих с сернокислой медью). При избытке ионов меди в пульпе расход ксантогената можно сократить введением небольшого количества сернистого натра, переводящего эти ионы в осадок. Для связывания активирующих ионов меди поддерживают также высокое значение pH и применяют цианид (при больших расходах), образующий с ионами меди прочный комплекс.

Подавителем всех разновидностей сфалерита, даже если они обработаны собирателем или активированы ионами меди, является цианид, переводящий катионы меди с поверхности минерала в раствор.

В свою очередь, сфалерит, депрессированный цианидом, восстанавливает свою флотировемость после добавления ионов меди.

При отсутствии в пульпе растворимых солей меди подавителем некоторых разновидностей цинковых обманков является цинковый купорос, оказывающий депрессирующее действие вследствие наличия на поверхности сфалерита гидрофильной гидроксидной пленки, образующейся при взаимодействии ионов цинка с ионами гидроксидов.

Эффективный подаватель сфалерита — комбинация цианида натрия и цинкового купороса, образующих при взаимодействии коллоидный осадок цианида

Промышленные режимы флотации медно-цинково-пиритных руд

Фабрика, производительность	Основные минералы	Тонкость помола, % класса —0,074 мм	Особенности технологии	Расход реагентов, г/т	
				собирателей, пенообразователей и регуляторов	подавителя сфалерита в медном цикле
Среднеуральская (СССР), руда Дегтярского месторождения, 2-я и 3-я секции	Пирит (80%), халькопирит, ковеллин, халькозин, сфалерит (клеюфан), кварц, барит, серицит, глинозем. Медь на 25% представлена вторичными минералами	90	Руду обогащают по схеме коллективной флотации с последующей селекцией (после доизмельчения) коллективного концентрата	Бутиловый ксантогенат 285, бутиловый аэрофлот 50, активированный уголь 120, известь 16 кг/т, сернистый натрий 470, медный купорос 430, Т-66	Цинковый купорос 1400, сернистый натрий, известь
Кировоградская (СССР), руды Левихинского и Ломовского месторождений, 3-я и 4-я секции	Халькопирит, сфалерит, пирит, кварцево-серицит-хлоритовые сланцы. Медь на 85% представлена первичными сульфидами	55—60	Вначале из руды флотировали медную головку, затем проводят коллективную медно-цинково-пиритную флотацию с получением отвальных хвостов. Коллективный концентрат отделяют от свободного от сростков пирита, доизмельчают до 90% —0,074 мм и разделяют, флотировав вначале минералы меди, а затем сфалерит	Бутиловый ксантогенат 48, бутиловый аэрофлот 10, ИМ-68 50, медный купорос 38, активированный уголь 1	Цинковый купорос 520, сернистый натрий 180, известь
Сибайская (СССР)	Пирит (75%), сфалерит, халькопирит, ковеллин, кварц, кальцит. Медь на 20% представлена вторичными сульфидами	85	Руду обогащают по схеме прямой селективной флотации минералов меди, цинка и пирита. Грубый медный концентрат доизмельчают до 90% класса —0,044 мм.	Бутиловый ксантогенат 210, бутиловый аэрофлот 10, тяжелое масло 20, медный купорос 550, сернистый натрий 500, сода 23, известь 10,6 кг/т	Сульфит натрия 16, цинковый купорос 188, известь 6,2 кг/т
Британия (Канада), 2700 т/сутки	Халькопирит, сфалерит, пирит, кварц, серицит	60	Цинковый концентрат перемешивают с сернистым натром (450 г/т), сгущают, разбавляют до 35% твердого, перемешивают с цинковым купоросом (100 г/т), содой (23 г/т) и проводят медно-пиритную флотацию (обезжелезивание и обезжелезнение)	Амилловый ксантогенат 25, сосновое масло 35, медный купорос 145, известь 135, сода 55	Цианид 25, цинковый купорос 40
Квемонт (Канада), 2100 т/сутки	Халькопирит, марматит, пирит, сфалерит, пирротин, хлорит, кварц, полевой шпат	70	Руду обогащают по схеме прямой селективной флотации с предварительной аэрацией	Амилловый ксантогенат 12, изопропиловый ксантогенат 240, аэрофлот 208 5, сосновое масло 95, доуфрос 14, сернистый газ 90, медный купорос 370, известь 1700	Цианид натрия 8, цианид кальция 530
Фокс (Канада)	Пирит, халькопирит, сфалерит, пирротин	65	Руду обогащают по схеме прямой селективной флотации	Амилловый ксантогенат 40, аэрофлот 211 20, метилизобутилкарбинол 10, медный купорос 420, известь 1050	Цианид 25, цинковый купорос 350
Принц Леопольд (Заир), 3600 т/сутки	Халькопирит, борнит (две разновидности), сфалерит, пирит, доломит	70% —0,044 мм	В операции флотации медной головки извлекают 80% меди (халькопирит и одна из разновидностей борнита). Из медной головки магнитной сепарацией извлекают германий	Медная головка: рН = 8—8,5. Этиловый ксантогенат 72, сосновое масло 40, подавители сфалерита. Коллективная медно-цинковая флотация: рН = 9,5—10. Этиловый ксантогенат 140, сосновое масло 18, медный купорос 800, известь 1400.	Цианид 110, цинковый купорос 200

Фабрика, производительность	Основные минералы	Тонкость помола, % класса, % класса, —0,075 мм	Особенности технологии	Расход реагентов, г/т	
				собранных, пемобразователей и регуляторов	подающих сфалерита в медном цикле
Ханаока (Япония)	Пирит (45%), халькопирит, борнит, ковеллин, теннантит, халькозин, сфалерит	65	Руда характеризуется высоким содержанием сульфидов и большим содержанием растворимых солей тяжелых металлов	Разделение коллективного концентрата: ферродинамид 130 для подавления труднофлотуемой разности борнита	—
Йошино (Япония), 400 т/сутки	Халькопирит (2,1%), сфалерит (3,6%), пирит (18,9%); встречается халькозин	60	Подавление сульфидов меди и железа при селекции достигается выдерживанием ступенного и отфильтрованного коллективного концентрата на воздухе в течение 3—4 дней с последующей резульпацией теллой водой до 35—40% твердого	Разделение медно-цинкового концентрата (флотация минералов цинка): аэрофлот 243, сосновое масло, рН = 7,2—7,4; реагенты-подаватели при селекции не применяются	Цинкид, SO ₂

На зарубежных фабриках распространено применение слабых реагентосборителей (преимущественно малоактивных по отношению к спириту) при минимальном расходе их, что облегчает селективную флотацию.

Для американской практики флотации медно-цинково-спиритных руд характерно использование таких собирателей, как этиловый ксантогенат при среднем расходе 160 г/т (свыше 55% руд) и сочетание этилового аэрофлота и Аэро 404 при среднем расходе 77 г/т (свыше 30% руд). Из других собирателей в небольшом масштабе применяют изопропиловый ксантогенат (средний расход 65 г/т), вторичный бутиловый ксантогенат (средний расход 14 г/т) и тиокарбамид (средний расход 40 г/т). За исключением комбинации этиловый аэрофлот — Аэро 404 (меркаптобензотиазол), сочетания собирателей на фабриках в США не используют.

В практике работы канадских фабрик из реагентосборителей наиболее распространены аммиачный крезилловый аэрофлот 242 и спиртовый аэрофлот 208 (смесь 1 : 1 диэтил- и дибутилдитиофосфата натрия), а также амидный ксантогенат. Аэрофлот 208 в основном используют в цинковой флотации. В цикле медной флотации чаще всего применяют сочетание какого-либо аэрофлота и амидного ксантогената. В отдельных случаях используют этиловый, изопропиловый и вторичный бутиловый ксантогенаты, а также минерек. Расходы собирателей редко превосходят 30—35 г/т (часто 5—10 г/т).

Основным собирателем при флотации труднообогатимых отечественных медно-цинково-спиритных руд является бутиловый ксантогенат при значительных расходах. На многих фабриках используют также бутиловый аэрофлот, но преимущественно в качестве пенообразователя.

Ассортимент пенообразователей, применяемых в зарубежной и отечественной практике флотации медно-цинково-спиритных руд, невелик. В США распространено применение сочетания крезолата и метилэобутилкарбинола (около 70% руд, средний расход 75 г/т); сосновое масло применяют при переработке приблизительно третьей части всех руд (средний расход 25 г/т). На канадских фабриках основным пенообразователем является сосновое масло, в отдельных случаях используют метилэобутилкарбинол, доуфрос, ТЭБ. В СССР Т-66, ИМ-68 и тяжелые масла заменили сосновое масло, флотомасло и пиридин.

На реагентный режим разделения минералов меди и цинка оказывает влияние присутствие в рудах золота и серебра.

В американской практике флотации ввиду низкого содержания в руде благородных металлов основным подавителем сфалерита является цианид кальция при относительно высоких расходах (110 г/т, 70% руд) и цианид натрия (12 г/т, 25% руд), подаваемые в операцию перемешивания перед медным циклом. Цинковый купорос применяют редко (около 7% руд), дозируя его обычно в сочетании с цианидом в операцию перемешивания перед перемешивателями медного концентрата. На фабриках США такие реагенты, как известь и соду, в цикле медной флотации не используют ввиду возможности флотации сфалерита. При флотации меди $pH = 7-7,3$. Известь применяют только в цинковом цикле. Существенное влияние на результаты флотации оказывает выбор оптимальной точки подачи извести. Для некоторых руд лучшие результаты получены в том случае, когда пульпу перед цинковым циклом перемешивают с медным купоросом и собирателем при относительно низких значениях pH (около 6,7—7) до подачи извести.

Канадские медно-цинково-спиритные руды содержат существенные количества золота и серебра, вследствие чего на фабриках цианид натрия в качестве подавителя сфалерита при селективной флотации применяют редко и при небольших расходах (обычно 5—20 г/т, как правило, в сочетании с другими подавителями). Главным подавителем сфалерита в медном цикле является сульфит натрия (250—450 г/т). Широко распространена практика разделения флотацией минералов меди и сфалерита, спирта и шпротина с применением сульфита натрия и очень малых количеств цианида (порядка 10 г/т) в содовой среде при дополнительной аэрации пульпы. Цинковый купорос на фабриках Канады используют редко.

На фабриках СССР селективному разделению обычно подвергают не руду, а коллективные медно-цинково-спиритные концентраты, используя (до 1967—1970 гг.) цианидаз (200—600 г/т) в сочетании с цинковым купоросом (700—

2000 г/т), а позднее — бесцианидные методы. Для улучшения условий разделения коллективного концентрата часто применяют активированный уголь для поглощения из жидкой части пульпы избытка реагентов.

На ряде фабрик при разделении коллективного медно-цинкового концентрата применяют обратную флотацию — вначале сфалерита, а затем минералов меди (фабрика «Принц Леопольд» в Заире, «Ханакса» в Японии). В табл. 238 приведены режимы при флотации медно-цинково-пиритных руд на отечественных и зарубежных фабриках.

Глава XXII

МЕДНО-НИКЕЛЕВЫЕ РУДЫ

Медно-никелевые руды обогащают в СССР, Канаде и Финляндии.

Наиболее распространенный никелевый минерал — пентландит (железо-никелевый колчедан), обычно находится в ассоциации с пирротином и халькопиритом. Встречается пентландит почти всегда в основных и ультраосновных породах. В виде изоморфной примеси в пентландите обычно присутствует некоторое количество кобальта. По флотуемости пентландит занимает промежуточное положение между пирротином и халькопиритом. При флотационном разделении халькопирита и пентландита последний депрессируют известью (иногда с добавлением цианида или декстрина).

Относительно распространены еще два минерала никеля — миллерит и никеленосный пирротин (в состав пирротина никель входит в виде изоморфной примеси). Из них хуже флотируется никеленосный пирротин. Различные образцы пирротина, отличающиеся по составу соотношением серы и железа в минерале (атомное отношение серы к железу в пирротине меняется от 1 до 1,25), обладают неодинаковой флотуемостью. Чем выше содержание в пирротине трехвалентного железа, тем лучше флотируется минерал ксантогенатами.

Все щелочи, как правило, депрессируют никеленосный пирротин; подавителем миллерита и пентландита является только известь. Хорошим активатором пирротина является медный купорос.

Около 90% медно-никелевых руд за рубежом перерабатывают с применением в качестве собирателя высшего (амилowego) ксантогената при среднем расходе 85 г/т. Основной собиратель на отечественных фабриках — бутиловый ксантогенат (средний расход 150 г/т). На ряде зарубежных фабрик в качестве собирателя в коллективной медно-никелевой флотации применяют изопропиловый ксантогенат (средний расход 80 г/т).

Около 80% медно-никелевых руд в Канаде и Финляндии флотируют с применением реагентов-пеннообразователей типа сосновое масло (сосновое масло, флотол). Синтетические пеннообразователи (доуфрос, метилизобутилкарбинол) применяют в меньшем масштабе, иногда в сочетании с сосновым маслом. Основные пеннообразователи на фабриках СССР — ксиленол, бутиловый аэрофлот и Т-66.

На многих медно-никелевых фабриках применяют подавители флотоактивной силикатной породы (в СССР — карбоксиметилцеллюлозу и тринатрий-фосфат, за рубежом — декстрин, крахмал, жидкое стекло и сочетание пирофосфат — гуартек).

На обогащательных фабриках применяют три разновидности промышленных схем переработки медно-никелевых руд:

коллективная флотация минералов меди и никеля из исходной руды без последующего разделения коллективного концентрата; продукты флотации в ходе процесса иногда подвергают магнитной сепарации. По такой схеме работают две фабрики в СССР (Неченганшель и Североникель) и четыре фабрики в Канаде (Фалконбридж, Фекусис, Харди и Рэнкин). Металлы в коллективном концентрате разделяют при металлургическом переделе;

коллективная флотация минералов меди и никеля из исходной руды с последующей селекцией коллективного концентрата на медный и никелевый.

По такой схеме работают Норильская фабрика в СССР, фабрика Каталахти в Финляндии и четыре фабрики Канады (Кошпер Клифф, Крейтон, Левак, Томпсон). Коллективный концентрат разделяют при депрессии пирротина и пентландита флотацией минералов меди¹ (табл. 239);

Таблица 239

Промышленные способы селекционной флотации медно-никелевых концентратов (флотация минералов меди при депрессии пентландита)

Реагенты-подаватели	Фабрика
Известь	Норильская, Кошпер Клифф, Крейтон, Левак
Известь и реагент № 633	Томпсон
Известь и цианид	Линн Лейк
Известь и декстрин	Каталахти

магнитная сепарация² исходной руды с последующей флотацией никелевого пирротина из магнитной фракции (никелевый концентрат) и коллективной медно-никелевой флотацией из немагнитной фракции; коллективный концентрат разредяют. По такой схеме работает канадская фабрика Линн Лейк.

В табл. 240 приведены режимы флотации медно-никелевых руд на отечественных и зарубежных фабриках.

Глава XXIII

МЕДНО-КОБАЛЬТОВЫЕ РУДЫ

Медно-кобальтовые руды обогащают в СССР, США и Замбии (табл. 241).

Основные сульфидные минералы кобальта — кобальтин (кобальтовый блеск), глаукодет, кобальтспирит, линнеит и пималитин. Кобальтспирит и глаукодет представляют собой соответственно пирит и арсенопирит с изоморфной примесью кобальта. Из окисленных минералов наиболее распространены гетерогенит, эритрин и асболан.

При флотации по коллективной схеме (фабрики Пышминская в СССР, Блэкбурд в США, Кольвези в Заире) в качестве собирателей используют ксантогенаты для сульфидных разновидностей минералов и карбоновые кислоты (талловое и пальмовое масло) — для окисленных; в качестве дополнительного собирателя в коллективном цикле иногда подают аполиарные масла. По селективной схеме (исследовательская флотация минералов меди и кобальтспирита) в цикле медной флотации используют спиртовые аэрофлоты, относительно слабо флотирующие пирит (фабрика Чибулума в Замбии, некоторые американские фабрики); в пиритном цикле подают ксантогенат. Хорошим собирателем (и одновременно пенообразователем) кобальтсодержащих минералов (линнеита, кобальтспирита) является крезидовый аэрофлот 25.

Эффективные подаватели сульфидных кобальтовых минералов — цианиды и известь, а также сернистый натр (при больших расходах). Флотацию минералов кобальта можно предотвратить длительной аэрацией пульпы.

Активаторы минералов кобальта — медный купорос и серная кислота.

¹ Никель, переходящий в медный концентрат, теряется при металлургическом переделе; медь, переходящая в никелевый концентрат, извлекается затем практически полностью.

² Магнитное обогащение применяется для никелевых руд, содержащих пирротин. Магнитная восприимчивость пирротина колеблется в широких пределах. Пирротин сульфидных медно-никелевых руд обычно представляет смесь сильномагнитных — моноосинных пирротин и слабомагнитных — гексагональных.

Промышленные режимы флотации медно-никелевых руд

Фабрика, производительность	Основные минералы	Тонкость, помола, % класса $-0,074$ мм	Особенности технологии	Расход реагентов, г/т
Норильская (СССР)	Пирротин, халькопирит, пентландит, полевой шпат, олевин, серпентин	65	Коллективный концентрат поступает на основную медную флотацию; из медного концентрата после его пропарки (совместно с коллективным концентратом полученным из талнахской руды) проводят флотацию минералов меди, оставляя минералы никеля в хвостах. При обогащении руд Талнахского месторождения перед коллективной флотацией извлекают медную головку с этиловым аэрофлотом	Коллективный цикл: бутиловый ксантогенат 140, Т-66 70, декстрин 35. Цикл селекции: пропарка при 70°C с известью 1000
Печенганикель (СССР)	Пирротин, пентландит, халькопирит, пирит, магнетит, серпентин, тальк, хлорит, серицит, альбит	78	Исходную руду измельчают до 51% $-0,074$ мм и проводят межцикловую флотацию, концентрат которой объединяют с концентратом основной флотации и перечищают; хвосты перечистки объединяют с концентратом контрольной флотации (после двукратной его перечистки) и флотируют в отдельном цикле (флотация промежуточного продукта)	Коллективный цикл: бутиловый ксантогенат 150, сода 800, бутиловый аэрофлот 200, медный купорос 35, карбоксиметилцеллюлоза 500
Североникель (СССР)	Пирротин, пентландит, халькопирит, магнетит, пирит, пирротин, олевин, серпентин, тальк, слюда	60	Крупнокусковой материал обогащают электромагнитной сепарацией; тонкую часть руды перерабатывают по схеме, аналогичной схеме фабрики Печенганикель с введенным операцией доизмельчения промежуточного продукта; тонкость помола перед межцикловой флотацией 40% $-0,074$ мм; медный купорос дозируют в межцикловую флотацию и во флотацию промежуточного продукта	Коллективный цикл: бутиловый ксантогенат 90, медный купорос 55, карбоксиметилцеллюлоза 110, тринатрийфосфат 110, аэрофлот бутиловый 90, Т-66 60, сода 2000
Фалконбридж (Канада), 2700 т/сутки	Халькопирит, пентландит, пирротин, кварц, полевой шпат, слюда	65	Основную часть медно-никелевого концентрата снимают в виде головки, применяя ксантогенат и пенообразователь. Затем дозируют медный купорос для активации пирротина и проводят основную и контрольную флотации, концентраты которых перечищают магнитной сепарацией; магнитную фракцию доизмельчают до 98% $-0,074$ мм и флотируют, предварительно аэрируя пульпу для подавления пирротина; концентрат этой флотации присоединяют к основному медно-никелевому концентрату, а из хвостов магнитной сепарацией извлекают пирротин и складывают его	Изопропиловый ксантогенат 95, доуфрос 8, медный купорос 120, известь 125, рН = 7,8 Изопропиловый ксантогенат 110, доуфрос 9, медный купорос 100, известь 670, рН = 9,5 Изопропиловый ксантогенат 90, доуфрос 10, медный купорос 80, известь 350, рН = 9,2
Фекунис (Канада), 2300 т/сутки		60		
Харди (Канада), 1300 т/сутки		62		
Томпсон (Канада), 6000 т/сутки	Халькопирит, пирротин, пентландит	45	Коллективная флотация халькопирита и пентландита с последующей селекцией коллективного концентрата (при депрессии минералов никеля); из хвостов коллективного цикла флотируют никельсодержащий пирротин	Коллективный цикл: амилловый ксантогенат, метилэтилкарбинол. Цикл селекции: известь 500, декстрин 4 (в перечистки).

Фабрика, производительность	Основные минералы	Тонкость помола, % класса -0,071 мм	Особенности технологии	Расход реагентов, г/т
Линн Лейк (Канада), 3400 т/сутки	Пентландит, халькопирит, пирротин, актинолат, тальк	55	Руду после измельчения подвергают первичной магнитной сепарации, магнитную фракцию которой (выход 15%) доизмельчают, перечищают на магнитных сепараторах и направляют на флотацию пирротина, получая никелевый концентрат и отвальные хвосты; немагнитную фракцию первичной сепарации доизмельчают и проводят коллективную медно-никелевую флотацию; коллективный концентрат доизмельчают, перечищают и разделяют	Флотация пирротина: медный купорос 115, амидовый ксантогенат, метилэобутилкарбинол. Суммарный расход амидового ксантогената 90, метилэобутилкарбинола 45 Коллективный цикл: рН = 9,3, амидовый ксантогенат 70, метилэобутилкарбинол 15, пирофосфат натрия 10, гуартек 40. Цикл селекции: известь 320, цианид 3
Каталахти (Финляндия), 1000 т/сутки	Пентландит, халькопирит, пирротин, слюда, плагиоклаз, кварц	55	Коллективный концентрат перечищают и разделяют при рН = 12. Практика флотации идентична применяемой на фабриках Конпер, Клифф, Крейтон и Левак (Канада)	Коллективный цикл: серная кислота, этиловый ксантогенат 100, сосновое масло 300, рН = 5,5. Цикл селекции: известь 1000, декстрин 120

Таблица 241

Промышленные режимы флотации медно-кобальтовых руд

Фабрика, производительность	Основные минералы	Тонкость помола, % класса -0,074 мм	Особенности технологии	Расход реагентов, г/т
Пышминская (СССР)	Халькопирит, кобальтпирит, пирротин, магнетит	57	Коллективная флотация с последующей селекцией коллективного концентрата (флотация сульфидов меди при депрессии кобальтпирита известью); коллективный концентрат дважды перечищают и доизмельчают до 72% - 74 мкм; из кобальтового концентрата магнитной сепарацией извлекают магнетит	Коллективный цикл: бутловый ксантогенат 65, сосновое масло 30, известь Цикл селекции: известь, сосновое масло 8
Фабрика А (США), 2000 т/сутки	Сульфиды меди, линнеит, кобальтпирит, кварц	42	Последовательная селективная флотация минералов меди и кобальта	Медный цикл: рН = 10,8; аэрофлот 238 40, метилэобутилкарбинол 32, цианид 32 и известь. Кобальтовый цикл: рН = 9,0; изопропиловый ксантогенат 68, аэрофлот 25 9, медный купорос 90 и серная кислота
Чибулума (Замбия), 1900 т/сутки	Халькопирит, линнеит, кобальтпирит, кварц	29% -0,044 мм	Последовательная селективная флотация минералов меди и кобальта; медный концентрат не перечищают	Медный цикл: рН = 11; аэрофлот 208 27, метилэобутилкарбинол 26, гексаметафосфат натрия 5, известь 860, цианид 27 Кобальтовый цикл: рН = 9,0; изопропиловый ксантогенат 68, аэрофлот 25 9, медный купорос 90 и серная кислота

О-СВИНЦОВО-ЦИНКОВО-ПИРИТНЫЕ РУДЫ

ное количество медно-свинцово-цинково-пиритных руд перерабатываются в США (14 фабрик суммарной производительностью около 30 тыс. т), Канаде (не менее трех фабрик) и Мексике (не менее двух фабрик). Полиметаллические фабрики, преимущественно небольшой промышленности, имеются в Австралии, Перу, Швеции, Финляндии, ФРГ и других

различных рудах медь может быть представлена самыми разнообразными, цинк — чаще всего сфалеритом, а свинец — галенитом, в промышленном отношении свинцовым минералом. Как правило, встречается в парагенезисе со сфалеритом, и основное количество свинца производится добывают из медно-свинцово-цинковых и свинцово-цинковых руд. В зоне окисления сульфидных полиметаллических месторождений наиболее часто представлен перусситом, реже — англешитом.

Галенит — один из наиболее легкофлотуемых сульфидных минералов. Хорошими собирателями галенита являются ксантогенаты и аэрофлоты. При флотации полиметаллических руд широко применяют спиртовые аэрофлоты (преимущественно в цинковом цикле флотации) — этиловый, бутановый, № 208 и № 238. Средний расход спиртовых аэрофлотов 15—60 г/т. Из фенольных аэрофлотов распространены аэрофлоты 242 и 31 (средний расход 20—60 г/т).

Ксантогенаты низших спиртов, широко применяемые на зарубежных фабриках, более эффективны в слабощелочной среде; ксантогенаты высших спиртов, содержащие не менее четырех атомов углерода в молекуле, достаточно эффективны и при pH более 10. Селективным собирателем галенита является тиокарбамид (дифенилтиомочевина) при pH = 7,6—7,8.

Специфическими подавителями галенита являются двухромовокислые соли. Из других реагентов подавляющее действие на галенит оказывают крахмал, танин, фосфатные соли, перекись водорода, сочетание сульфита натрия с сульфатом цинка, а также цианиды (при очень больших расходах, не характерных для минералов меди, цинка и железа). Аналогично другим сульфидам галенит можно временно депрессировать сернистым натром при его концентрации, превышающей критическую для данного собирателя.

Известное подавляющее действие на галенит, особенно затронутый процессами окисления, оказывает известь. Чем больше расход извести в свинцовом цикле (особенно, если она дозируется в измельчение), тем сильнее должен быть собиратель. Получаются примерно одинаковые результаты, если при малом расходе извести применяется аэрофлот, а при большом расходе — амилловый ксантогенат. Во избежание подавления галенита известью собиратель иногда подают в измельчение.

При наличии в полиметаллических рудах окисленных минералов свинца их флотуют ксантогенатами после предварительной сульфидизации сернистым натром.

По технологической сложности месторождения медно-свинцово-цинковых руд условно можно классифицировать на три типа:

сульфидные руды, содержащие халькопирит, галенит и сфалерит (фабрики Лениногорская в СССР, Буачан в Канаде, Сан-Франциско в Мексике, Лайбс-Джордж в Австралии, Виханти в Финляндии, Булиден в Швеции и др.);

сульфидные руды, содержащие различные медные минералы, галенит и сфалерит (фабрики Тульсиква в Канаде, Гарпенберг в Швеции, Косака в Японии и др.);

руды, подвергнувшиеся изменению и окислению с поверхности (фабрики Зырянская в СССР, Раммельсберг и Болдрих в ФРГ, Тсумб в Намибии, Керджалийская в Болгарии и др.).

Эти типы руд являются еще более сложными для селективного обогащения, если в них присутствуют пирит, марказит и марматит, а также если для минералов характерно тонкое взаиморастаивание.

В промышленности применяют три разновидности схем переработки медно-свинцово-цинково-пиритных руд.

1. Последовательная селективная флотация минералов меди, свинца, цинка и железа из полиметаллической руды. Схема не получила широкого распространения в практике флотации. По схеме прямой селективной флотации длительное время работает фабрика Лайк Джордж (Австралия), перерабатывающая тонковкрапленные руды с высоким содержанием пирита (до 20%). Вначале на фабрике проводят при $\text{pH} = 6,5$ медную флотацию после добавления сернистой кислоты (основная дозировка в измельчение) для активации халькопирита, затем флотируют галенит с добавлением цианида (260 г/т) и извести (145 г/т) для подавления сфалерита и пирита; в качестве собирателя в медном цикле применяют этиловый ксантогенат и содовый аэрофлот, а в свинцовом цикле — только этиловый ксантогенат при малых расходах. Хвосты свинцового цикла сгущают и обрабатывают медным купоросом (810 г/т) при подогреве, после чего с применением сочетания этилового и амлизового ксантогенатов (в цинковом цикле добавляют также содовый аэрофлот) последовательно флотируют сфалерит и пирит, используя в цинковом цикле в качестве реагентов-регуляторов известь (440 г/т) и соду (190 г/т).

2. Коллективная флотация всех сульфидов с последующей селекцией коллективного концентрата (Ленинградская и Белоусовская фабрики в СССР, Керджалийская фабрика в Болгарии, фабрика Шакаван в Японии, фабрика Тсумэб в Намибии)¹.

Разделение коллективного медно-свинцово-цинково-пиритного концентрата осуществляют различными способами.

На Ленинградской и Белоусовской фабриках из коллективного концентрата (после операции десорбции сернистым натром и отмывки) с использованием цианида (80 г/т) и цинкового купороса (400 г/т) как подавителей сфалерита

Т а б л и ц а 242

Промышленные способы селекции медно-свинцовых концентратов

Реагенты-подавители	Фабрика	Подавляемый минерал
Сульфит натрия и сульфат железа Бихромат калия	Ленинградская, Березовская, Керджалийская Булджен, Гарненберг, Виханти и др.	Галенит
Сернистая кислота и бихромат калия	Бучанс, Раммельсберг и др.	
Сернистая кислота и крахмал Сернистая кислота, бихромат калия и крахмал	Сан-Франциско Федерал	
Известь Цианид или цианплав, иногда в сочетании с сернистым натром	Тсумэб Зыряновская, Золотушинская, Белоусовская, Тульская и др.	Сульфиды меди
Комплекс цианида цинка Цианид и цинковый купорос Гипохлорит кальция	Джеккаганская, Пандора Мизурская, Аннаг Тсумэб (обессвинцевание медного концентрата)	

Примечание. Перед селективной флотацией иногда десорбируют собиратель сернистым натром с последующей отмывкой реагентов (Ленинградская, Березовская и другие фабрики).

¹ На Керджалийской и Белоусовской фабриках из хвостов коллективного цикла доизвлекают цинковые минералы и пирит, что обусловлено наличием в руде сфалерита с различной флотационной активностью.

Промышленные режимы селекции медно-свинцовых концентратов

Фабрика, производительность	Преобладающий медный минерал	Примерное соотношение содержания свинца и меди в руде	Схема разделения свинцовых и медных минералов	Расход подавителей при свинцово-медном разделении, г/т концентрата	Расход собирателей в коллективной флотации, г/т руды
Ленинградская (СССР)	Халькопирит	4 : 1	Флотация минералов меди из медно-свинцового концентрата	Сульфит натрия 1300, железный купорос 1800, pH = 5,7—6,2 (сернокислая среда)	Бутиловый ксантогенат 5
Зыряновская (СССР)	То же	5 : 1	Флотация галенита из медно-свинцового концентрата при pH = 9,5—10	Цианид 460 г/т руды	То же, 15 и керосин до 50
Золотухинская (СССР)	•	1 : 1	Флотация галенита из медно-свинцового концентрата при pH = 9,4	Цианид 60	Бутиловый ксантогенат 45
Белоусовская (СССР)	•	0,9 : 1	Флотация галенита из медно-свинцового концентрата	Цианид 650	То же, 100
Березовская (СССР)	•	2 : 1	Флотация минералов меди из медно-свинцового концентрата	Сульфит натрия 2600 и железный купорос 3500, pH = 5,6—5,8 (сернокислая среда)	То же, 55
Мизурская (СССР), буровская секция	•	1,2 : 1	Флотация галенита из медно-свинцового концентрата	Цинковый купорос 65 и продукт № 27 1000 г/т руды	То же, 40
Федерал (США), 8500 т/сутки	Халькопирит (халькозин)	10 : 1	Флотация минералов меди из медно-свинцового концентрата	Сернистый газ 1260, хромник 195, крахмал 560	Изопропиловый ксантогенат 21 и реагент 404 8
Сан-Франциско (Мексика), 2000 т/сутки	Халькопирит	5 : 1	То же	Серная кислота и крахмал	—
Керджалийская (Болгария), 1650 т/сутки	То же	13 : 1	•	Сульфит натрия 1100, железный купорос 630	Бутиловый ксантогенат
Пандора (США), 1650 т/сутки	•	4 : 1	Флотация галенита из медно-свинцового концентрата	Цианид цинка 153 г/т руды	Изопропиловый ксантогенат 19, реагент 404 20, амилловый ксантогенат 3
Бучанс (Канада), 1300 т/сутки	•	2 : 1	Флотация минералов меди из медно-свинцового концентрата	Сернистый газ 625 г/т руды, хромник 170 г/т руды	Вторичный бутиловый ксантогенат 72, тиокарбамилд 22
Тулсиква (Канада), 500 т/сутки	Теннантит (тетраэдрит)	1 : 1	Флотация галенита из медно-свинцового концентрата	Цианид 385 г/т руды	Этиловый ксантогенат 53
Виханти (Финляндия), 1200 т/сутки	Халькопирит	1 : 2	Флотация минералов меди из медно-свинцового концентрата	Хромник 20 г/т руды	Этиловый 20 и амилловый 60 ксантогенаты
Гарпенберг (Швеция), 750 т/сутки	Халькопирит (тетраэдрит)	8 : 1	Флотация минералов меди из медно-свинцового концентрата	Хромник 220 г/т руды	Этиловый ксантогенат
Булиден (Швеция), 1600 т/сутки	Халькопирит	2 : 1	То же	Хромник 315 г/т руды	Спиртовый аэрофлот 32, реагент 404 25
Лайк Джордж (Австралия), 700 т/сутки	То же	10 : 1	Селективная флотация минералов меди из полиметаллической руды	Сернистый газ 500 г/т руды	—
Тсумей (Намибия), 1650 т/сутки	Теннантит (халькозин)	2 : 1	Флотация галенита из медно-свинцового концентрата (обессвинцевание)	Гипохлорит кальция 680	Изопропиловый ксантогенат 48 г/т концентрата
Раммельсберг (ФРГ), 650 т/сутки	Халькопирит	6 : 1	Флотация минералов меди из медно-свинцового концентрата	Сернистая кислота 300 г/т руды и хромник	Этиловый 96 и гексилловый 48 ксантогенаты
Косака (Япония), 1150 т/сутки	То же	1 : 2,3	Флотация наиболее активных минералов из медно-свинцового концентрата; из хвостов медного цикла флотировать галенит	Декстрин (для подавления галенита и частично — минералов меди) и цинковый купорос (pH = 10); цианид (подавление минералов меди) и цинковый купорос (pH = 10)	—
Алвап (Япония), 300 т/сутки	•	1 : 1,4	Флотация галенита из медно-свинцового концентрата	Цианид и цинковый купорос (pH = 12,4)	—

и ширита вначале проводят медно-свинцовую флотацию, а из хвостов последней извлекают вначале минералы цинка, а затем железа; медно-свинцовый концентрат также разделяют.

На Кержданской фабрике (Болгария) коллективный концентрат разделяют с помощью цианида и цинкового купороса на медно-свинцовый и цинково-ширитный; оба концентрата затем разделяют.

На фабрике Шаканан (Япония) из коллективного концентрата, сфлотированного в сернистой среде при $\text{pH} = 5,5$, последовательно извлекают: при $\text{pH} = 6,3$ — халькоширит и теннантит (для подавления галенита используют декстрин, сфалерита — цинковый купорос и сернистый газ), при $\text{pH} = 8,5-9$ — галенит (сфалерит подавляют цианидом и цинковым купоросом), при $\text{pH} = 11-11,5$ — сфалерит; последним флотируют при $\text{pH} = 2-3$ ширит.

На фабрике Тсумб (Намбия) из коллективного концентрата последовательно флотируют минералы меди и цинка (хвосты цикла селекции являются свинцовым концентратом), причем медный концентрат подвергают обесцинцеванию; в качестве подавителя сульфидов в медном цикле применяют только известь (12,7 кг/т концентрата), собирателем служит изопропиловый ксантогенат (48 г/т концентрата); в цинковом цикле галенит депрессируют бихроматом натрия (900 г/т концентрата) и реагентом 610 (36 г/т концентрата), собирателем служит изопропиловый ксантогенат (45 г/т концентрата).

3. Коллективная флотация минералов меди и свинца из исходной руды при депрессии сфалерита и ширита с последующим селективным разделением медно-свинцового концентрата (табл. 242); из хвостов медно-свинцового цикла извлекают сфалерит, а иногда и ширит. По такой схеме работает подавляющее большинство полиметаллических фабрик (Зырянская, Золотухинская, Березовская, Мизурская в СССР, Сан-Франциско в Мексике, Пандора в США, Булиден в Швеции, Виханги в Финляндии, Бучанс и Тульсква в Канаде, Гарпенберг в Швеции, Размельсберг в ФРГ и др.).

Коллективную медно-свинцовую флотацию проводят с применением в качестве собирателей различных ксантогенатов, аэрофлотов 31 и 242, Аэро 404 (меркаптобензотиазол), тиокарбамиды и тиокарбаматов; часто используют сочетание собирателей. Из непоборозователей в медно-свинцовом цикле распространены крезол, синтетические реагенты (циклогексанол, аэрофрос) и др. Подавителями минералов цинка и ширита обычно служат цианид (2—100 г/т) и цинковый купорос (350—1300 г/т).

Из регуляторов среды наиболее часто применяют соду (100—300 г/т). При наличии сфалерита и ширита с низкой флотоактивностью иногда бывает достаточно ввести в процесс немного извести и флотировать медные и свинцовые минералы при низком расходе слабых собирателей (фабрики Швеции).

Выбор метода разделения (табл. 243) медно-свинцового концентрата зависит в первую очередь от вещественного состава концентрата. Цианид натрия является эффективным подавителем халькоширита и теннантита, но не применим для халькозина и ковеллина. Сульфит натрия в сочетании с железным купоросом применяется для подавления галенита только в том случае, если медь представлена халькоширитом; присутствие вторичных минералов меди — борнита и халькозина нарушает селекцию. Сернистая кислота в комбинации с бихроматом или крахмалом применяется для подавления галенита в основном при наличии в руде халькоширита и в меньшей степени — халькозина. Цинковые минералы, содержащиеся в медно-свинцовом концентрате, при цианистом разделении уходят в медный концентрат, а при сернистокислым или сульфитным — с галенитом; при повышенном содержании цинка в медно-свинцовом концентрате может возникнуть необходимость в операции обесцинкования соответствующего концентрата, что также влияет на выбор способа селекции медно-свинцового концентрата¹.

¹ На Лешингорской фабрике обесцинкованию подвергают черновой свинцовый концентрат (хвосты медного цикла), для чего пульпу обрабатывают при подогреве до 20—25 °С медным купоросом (0,7 кг/т концентрата) и флотируют цинк с одной порцией. В основную флотацию добавляют бутуловый ксантогенат (20 г/т концентрата) и бутуловый аэрофлот, а в перескиму — известь до $\text{pH} = 11-12$. Получаемый свинцово-цинковый продукт подвергают десорбции сернистым газом и антипаровым углем и возвращают в сульфитный коллективный медно-свинцово-ширитный концентрат (отвозка реагентов).

Кроме того, на выбор метода разделения известное влияние оказывает соотношение содержащей меди и свинца в руде (концентрате). Как правило, на обогатительных фабриках преимущественно флотировать минерал, находящийся в меньшем количестве в руде (для медно-свинцово-цинковых руд это обычно медные минералы). При близком исходном содержании меди и свинца часто более эффективна флотация галенита из коллективного концентрата с подавлением медных минералов цианистыми солями. При использовании как подавителей цианида или цианида возрастают потери золота за счет его растворения, которые иногда могут достигать до 15—20%. Потери золота уменьшаются, если в качестве подавителя используют комплекс цианида цинка.

Извлечение сфалерита и пирита из хвостов коллективной медно-свинцовой флотации осуществляют по двум схемам: коллективная флотация цинковых минералов и пирита с дальнейшей селекцией полученного концентрата (Зырянская, Березовская в СССР, Айнаи в Японии и другие фабрики) и прямая селективная флотация сфалерита и пирита (фабрики Золотушинская, Белоусовская в СССР, Булиден в Швеции, Косака в Японии и др.). Выбор схемы определяется сравнительной флотоактивностью цинковых минералов и пирита и их содержанием в руде.

Коллективную цинково-пиритную флотацию из хвостов медно-свинцовой проводят с применением ксантогенатов, аэрофлотов, медного купороса (50—500 г/т), а также соды, а иногда и извести (до 2 кг/т). Из цинково-пиритного концентрата всегда флотируют сфалерит, добавляя известь (0,5—3 кг/т) и медный купорос.

Флотацию сфалерита от пирита и пустой породы из хвостов медно-свинцового цикла также всегда проводят с добавлением извести и медного купороса (иногда и цианида). Последующее извлечение из хвостов цинковой флотации пирита возможно при условии ликвидации влияния извести. Это достигается либо ступенем пульпы со сбросом слива и разбавлением песков водой перед флотацией, либо понижением pH пульпы кислотой; иногда для активации пирита используют соду (15—400 г/т).

В качестве пенообразователей на полиметаллических фабриках применяют крезол и синтетические реагенты — метилэтилкарбинол, доуфрос, аэрофрос 65, гексанол, Э-1. Распространено (особенно на американских фабриках) применение комбинации двух или более пенообразователей для одной и той же руды.

Глава XXV

СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫЕ РУДЫ

Основное количество свинцово-цинковых руд перерабатывают на фабриках СССР, США, Канады, Австралии, ФРГ, Испании, Италии и Швеции. Крупные флотационные фабрики имеются в Марокко, Югославии, Болгарии и других странах.

Существенную часть свинцово-цинковых руд перед флотацией обогащают гравитационными методами, что снижает расход реагентов (фабрики США, Италии, Канады, Югославии)¹.

На большинстве свинцово-цинковых фабрик применяют схему последовательной селективной флотации минералов свинца и цинка. Коллективную флотацию с последующим разделением концентрата применяют редко².

В качестве собирателей на фабриках СССР, а также Болгарии используют главным образом бутиловый ксантогенат. Значительную часть свинцово-цинковых

¹ Предварительной концентрации в тяжелых суспензиях или осадке в США подвергают приблизительно 60% свинцово-цинковых руд.

² По коллективно-селективной схеме работают фабрики Алтын-Топанская (секции № 1 и 3) в СССР и Анагода в США.

руд на других фабриках флотировать с применением аэрофлотов 31, 211, 242 в этиловом и низших ксантогенатов (изопропилового). Средний расход аэрофлотов 35 г/т, ксантогенатов 30—60 г/т. Аэрофлоты применяют как в свинцовом, так и в цинковом цикле. Сочетания собирателей в одном и том же цикле селективной флотации применяют редко, чаще практикуется применение разноминерных собирателей в свинцовом и цинковом цикле, например, аэрофлота и ксантогената.

Из пенообразователей при флотации свинцово-цинковых руд наиболее распространены аэрофос 77, метилэтилкарбинол, доуфрос, гексилловый спирт, диметилфталат (Д-3), сосновое масло, терпинеол, крезидовая кислота и крезол. В качестве добавки к синтетическим пенообразователям для улучшения качества пены применяют древесный крезол при расходе 15—20 г/т (фабрики США)¹; иногда используют каменноугольный крезол. При использовании в качестве собирателей аэрофлотов пенообразователь часто не требуется.

Регулятором среды при свинцовой флотации является сода (50—1400 г/т) или известь (в среднем 100—1000 г/т). Расход извести должен строго контролироваться во избежание подавления галенита, а также золота.

Сфалерит и пирит в свинцовом цикле подавляют реагентами, указанными в табл. 244.

Таблица 244

Селективное разделение минералов свинца и цинка

Реагенты-подавители	Фабрика
Цианид	Суллван, Ривес Макдональд
Экоф Р-82 и цианид	Фабрики Италии и ФРГ
Цианид и цинковый купорос	Анаконда, Джерси, Сальмо, Нью Калумет, Бункер Хилл, Бу Бекер, Рудоземская, Среднегорская, Маданская и др.
Сульфит натрия и цинковый купорос	Мэйфлауэр
Цинковый купорос	Сумсарская

В цинковом цикле для активации сфалерита применяют медный купорос (50—1000 г/т); перемешивание пульпы с медным купоросом перед флотацией продолжается от нескольких минут до 1 ч. Подаватель парита — известь (рН = 8—10). Оптимальную точку подачи медного купороса устанавливают опытным путем (до подачи извести, после подачи извести или совместно с известью).

По обогатимости методом селективной флотации в порядке возрастания трудности разделения все свинцово-цинковые руды делят: сульфидные; окисленные в кислой породе; окисленные в основной породе; содержащие примеси вторичных минералов меди.

В сульфидных свинцово-цинковых рудах характер имеющей породы не имеет большого значения.

Наиболее просты для обогащения сульфидные свинцово-цинковые руды, не содержащие сульфидов железа (фабрики Зинк Корпорейшн, Нью Брокен Хилл, Брокен Хилл Норс и Брокен Хилл Саус в Австралии, Пенд Орейль,

¹ Древесный крезол обладает способностью образовывать пены повышенной вязкости в результате несколько повышается извлечение свинцовых минералов (особенно на руде затронутых окислением).

Сент Джозеф и Джондин в США, фабрика Пиредду в Италии). В этих рудах сфалерит неактивирован, и селективная флотация может проводиться без депрессоров или при низком расходе цианида (несколько грамм на тонну). В качестве собирателя обычно используют этиловый ксантогенат (15—50 г/т), реже аэрофлот. Пеннообразователи — метилизобутилкарбинол и крезоловая кислота (свинцовый цикл), сосновое масло и крезол (цинковый цикл). Расход медного купороса 300—500 г/т. Щелочь обычно не добавляется ни в свинцовом, ни в цинковом цикле.

Сульфидные свинцово-цинковые руды, содержащие пирит или другие сульфиды железа, встречаются наиболее часто (фабрики Сихотэ-Алиньская, Текелийская, Мизурская и др. в СССР, Сулливан, Джерси, Сальмо, Х. Б., Риверс, Макдональд, Нью Калумет, Минерал Кинг Проперти в Канаде, Остинилл, Мидвелл и др. в США, Кассандра в Греции, Реосин в Испании).

Содержание железа в рудах может колебаться в широких пределах и обычно составляет 2—7%, достигая в отдельных случаях 15—20%. В результате роста содержания сульфидов железа увеличивается расход подавителей и несколько уменьшается селективная способность минералов свинца и цинка. На зарубежных фабриках в измельчение часто подают известь, иногда — едкий натр (фабрика Бункер Хилл в США). На фабриках СССР и Болгарии для создания среды обычно применяют соду (в цикле свинцовой флотации $pH = 8,5-10,5$). Расход цианида в практике редко превышает 120 г/т (обычно 30—80 г/т); иногда цианид применяют в сочетании с цинковым купоросом. Хорошими подавителями для руд с высоким содержанием сульфидов железа могут быть сульфит и бисульфит натрия. Расход медного купороса для активации сфалерита чаще всего составляет от 200—350 до 550 г/т. Из собирателей наиболее распространены ксантогенаты этиловый и изопропиловый, аэрофлоты 25 и 242; аэрофлоты часто применяют в свинцовом цикле.

При флотации сульфидных свинцово-цинковых руд галенит в свинцовом цикле извлекают довольно полно, и получающийся цинковый концентрат содержит мало свинца.

На некоторых фабриках свинцовый концентрат подвергают обесцинкованию.

На фабрике Сулливан в Канаде в процессе обесцинкования применяют, г/т: бихромат натрия 28, медный купорос 130, известь 175, изопропиловый ксантогенат 5.

При флотации окисленных свинцово-цинковых руд с кислым характером породы для нейтрализации кислотности и подавления сульфидов железа обычно дозируют в измельчение кальцинированную соду или известь. Преимущество кальцинированной соды заключается в предотвращении активации сфалерита солями свинца.

В случае слабокислых руд хорошие результаты дает аэрофлот 31, дозируемый в измельчение; ксантогенат совсем не применяют или применяют в небольших количествах. Хорошие подаватели для слабокислых руд — сульфиты и бисульфиты. В отличие от цианида они сохраняют депрессирующее действие на пирит в кислой среде. Цианид часто более эффективен в перемешивающих операциях, а не в основной флотации. Для отделения галенита от сфалерита и пирита в ряде случаев применяют сочетание цианида с солью Экоф Р-82 (фабрики компании Монтекекко в Италии).

В сильноокислых рудах (высокая кислотность характерна для старых отвалов) свинец частично превращается в сульфат, и флотация его затрудняется. Содержание растворимых солей в руде может достигать нескольких килограммов на тонну ($pH = 4-5$).

Наличие в пульпе кислоты и сульфата закиси железа делает сульфидизацию невозможной. Если содержание растворимых солей в сильнокислой руде не слишком высокое, руду перед селективной флотацией можно промыть или обесшламить (фабрика Джидмен в США). Если промывка затруднена, рекомендуется коллективная флотация в кислой среде в присутствии всех растворимых солей. В качестве собирателя можно использовать аэрофлот или мишерек. Пирит частично можно депрессировать сульфитами. Разделение концентрата весьма затруднено.

Промышленные режимы селективной флотации свинцово-цинковых руд

Фабрика	Основные минералы	Тонкость помола, % класса $-0,074$ мм	Расход реагентов, г/т		Примечание	
			Собирагель и пенообразователь в свинцовом цикле	Полыгель флотирута в свинцовом цикле		
Сихотэ-Алиевская	Галенит, сфалерит, мармат, встречаются пирит, халькопирит, шпиротин, церуссит	45	Ксантогенат бутылочный 45, Д-3 370	Ксантогенат бутылочный 220	Цианид 70, цинковый купорос 220	Регулятор среды — известь; расход медного купороса 360 г/т
Текелийская	Пирит, галенит, сфалерит, кальцит, углесто-глинистые сланцы	80	Ксантогенат бутылочный 390, ДС 880	Ксантогенат бутылочный 380	Цианплав 165, цинковый купорос 165	Расход медного купороса 850 г/т. После измельчения руды до 55% $-0,074$ мм проводят стадиальную флотацию
Салаирская	Пирит, сфалерит, галенит, халькопирит, колчедан, церуссит	65	Ксантогенат бутылочный 40, диметилфталат Д-3 80		Цианплав 90, цинковый купорос 350	Регулятор среды в цинковом цикле — известь, расход медного купороса 170 г/т. Из хвостов цинкового цикла флотируют барит окисленным рисайклом 440 г/т
Мизурская (Саломон-Звядская секция)	Пирит, сфалерит, галенит, шпиротин, кварц, кальцит	50	Ксантогенат бутылочный 35, Т-66 100		Цианид 140, цинковый купорос 200	Регулятор среды в свинцовом цикле — сода 160 г/т, в цинковом — известь 2 кг/т, расход медного купороса 560 г/т

Окисленные свинцово-цинковые руды в основной (обычно кальцитобарито-доломитовой) породе характеризуются трудностью разделения минералов свинца и цинка. Руды содержат галенит, сфалерит и церуссит, иногда смитсонит и каламин (одна из секций Сихота-Алиньской фабрики в СССР, фабрики Горно, Монтепони и Буттери в Италии, Межица в Югославии, Туиссат в Марокко, Блайсберг в Австрии, Ачисайская, Алтын-Тошкаяская фабрики и др.).

При обогащении руд этого типа чаще всего применяют схему, по которой галенит флотируют совместно с церусситом, а затем — сфалерит (а иногда смитсонит и каламин). По такой схеме работают советские и итальянские фабрики. Иногда применяют схему последовательной флотации в порядке галенит — сфалерит — церуссит (фабрика Межица в Югославии).

Выбор схемы флотации может зависеть от соотношения минералов: при малом количестве церуссита целесообразно флотировать его совместно с галенитом, в противном случае предпочтительнее вначале флотировать сульфиды.

В качестве сульфидизатора окисленных минералов свинца применяют сернистый натр (0,2—1,7 кг/т). Сульфидизацию часто проводят в присутствии жидкого стекла. Хорошие результаты дает дробная подача сульфида натрия и ксантогената. В качестве подавителя сфалерита используют либо один цианид, либо цианид совместно с цинковым купоросом или реагентом Р-82. В свинцовом цикле $\text{pH} = 7-9,5$, в сульфидном цинковом — $8-9,5$. Расход медного купороса для активации сфалерита иногда доходит до 1 кг/т. На некоторых фабриках (Италия, Марокко) флотируют окисленные минералы цинка — каламин и смитсонит.

При флотации свинцово-цинковых руд, содержащих примеси вторичных минералов меди (малахит, азурит, халькозин, ковеллин), возникают трудности вследствие возможной активации сфалерита солями меди. Для удовлетворительного подавления сфалерита в пульве необходим избыток свободных ионов цианида; рекомендуется также подача сульфида или сульфата натрия. Иногда лучшие результаты дает дробная подача цианида.

В табл. 245 приведены режимы селективной флотации свинцово-цинковых руд на фабриках СССР.

Глава XXVI

СВИНЦОВЫЕ РУДЫ

Чисто свинцовые руды, не содержащие других легкоцветных металлов, встречаются относительно редко.

Основные минералы свинца в руде — галенит, церуссит, англеит.

Эффективными собирателями галенита (и одновременно пенообразователями) являются аэрофлоты 25 и 31 (30—60 г/т), а также различные ксантогенаты. Для флотации галенита с измененной поверхностью рекомендуется применение меркаптобензотиазола (Аэро 404); пенообразователи — крезидовая кислота, сосновое масло и др.

Окисленные минералы свинца флотируют ксантогенатами после предварительной сульфидизации или собирателями типа меркаптобензотиазола без предварительной сульфидизации; меркаптобензотиазолы особенно эффективны в сочетании с фосфатами.

При относительно высоком содержании в руде окисленного свинца обычно вначале флотируют сульфиды (табл. 246).

В ряде случаев при флотации окисленных свинцовых руд улучшению показателей процесса способствуют: осаждение из фабричных вод солей кальция, железа и цинка содой; добавление медного купороса после сульфидизации для активации сульфидизированных свинцовых минералов и связывания избытка сернистого натрия; применение сочетания собирателей — аэрофлотов, ксантогенатов, меркаптобеназотиазолов.

Промышленные режимы флотации свинцовых руд

Фабрика, производительность	Основные минералы руды	Тонкость помола, % класса $-0,074 \text{ мм}$	Особенности технологии	Расход реагентов, г/т
Буурдинская (СССР)	Галенит, церуссит, англезит, плюмбоарозит, сфалерит, шприт, кварц. На долю галенита приходится 90% общего содержания свинца	50	Основная синцивал флотация, три перемычки и две контрольных флотации	Ксантогенат 30, флотомасло 85, цинцлав 50, цинковый купорос 75, сернистый натр 95, известь 950, сода 310, уголь активированный 25
Даули (Марокко), 2400 т/сутки	Галенит, церуссит. На долю галенита приходится 90% общего содержания свинца	—	На флотацию поступает руда после обогащения в тяжелых суспензиях и отсадки. Вначале флотируют галенит, затем — церуссит	Амилоний ксантогенат калия и реагент 404 55, сернистый натр 415
Мибладен (Марокко), 1200 т/сутки	Галенит, церуссит, барит; встречаются шприт, халькопирит, англезит	—	—	Ксантогенат-пентазол 235, реагент 404 12, сосновое масло 73, сода 63, сульфогидрат натрия 990
Сан Себастьян (Франция), 850 т/сутки	Галенит и церуссит 1:1; встречаются англезит, шроморфит, шприт; порода — кварциты	—	Последовательная флотация галенита и церуссита; сульфидный и окисленный концентраты перемыщают и объедняют	Амилоний ксантогенат 100, известь 100, сернистый натр 500, жидкое стекло 600, пенообразователь 50, цианид натрия 10
Вассбо (Швеция), 500 т/сутки	Галенит (6,9%), шприт (2%), сфалерит (0,8%); порода — кварцитовый песчаник	75	—	—
Салшайн (США), 1000 т/сутки	Галенит, тетраэдрит, шприт, арсеникшприт; порода — кварц, шприт. Содержание Ag — 705 г/т	60	Последовательная селективная флотация (при голодном расходе собирателя) тетраэдрита и галенита. Черновой серебряный концентрат перемищают, подвешивают обессививанию и снова перемищают; конечный концентрат содержит 31,5 кг/т Ag и 6,7% Pb	Едкий натр 180, аэрофлот 242 5, изопропиловый ксантогенат 10, метиламилоний спирт 32. Обессививание серебряного концентрата: цинковый купорос 90, сульфит натрия 90

ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИЕ РУДЫ

Золотосодержащие руды обогащают гравитационными, гидрометаллургическими методами и флотацией.

Золотосодержащие руды, подвергаемые флотации, классифицируют на три типа:

руды с небольшим количеством сульфидов, значительная часть которых сильно окислена; практически все золото находится в свободном состоянии и может быть отделено от породы;

сульфидные (в основном пиритно-пирротинные и арсенопиритные) руды, в которых часть золота находится в свободном состоянии в виде металла или теллурида, а часть связана с сульфидами¹;

руды тяжелых цветных металлов (медные, медно-молибденовые, медно-цинково-пиритные, медно-свинцово-цинковые, свинцово-цинковые и др.).

Металлическое золото флотируется легко при крупности — 0,2 мм. Эффективным собирателем свободного металлического золота является аэрофлот 208 (смесь 1 : 1 дивтил- и дивбутилдифтофосфата натрия). Теллуриды золота хорошо флотируются ксантогенатами в комбинации с пенообразователями спиртового типа, например аэрофрос. Подавителями металлического золота являются известь и сернистый натрий.

Флотацию руд первого типа проводят при относительно высокой плотности пульпы (30—35% твердого). Из собирателей широко применяют сочетание аэрофлота 208 и ксантогената (пенообразователи при этом — аэрофлот 15 или 25) и сочетание аммиачного крезилового аэрофлота 242 и меркаптобензотиазола (аэрофлот 242 одновременно является пенообразователем). Регулятор среды обычно не применяют.

Основное количество руд второго типа перерабатывают с использованием в качестве собирателей ксантогенатов и меркаптобензотиазола (средний расход 30—50 г/т)²; иногда ксантогенат применяют в комбинации с аэрофлотом 208. Из пенообразователей наиболее распространены аэрофрос 77 и доуфрос (35—45 г/т), а также сосновое масло, крезоловая кислота, Т-66 и аэрофлот 15. При флотации руд с плавистой породой эффективно сочетание аэрофлота 25 (30% по весу) и аэрофроса 70 (70% по весу). Регуляторы среды применяют редко; в ряде случаев для улучшения флотуемости сульфидов железа с уменьшенной поверхностью дозируют соду. Применение соды при расходе не более 500—800 г/т, а также медного купороса при расходе 200—500 г/т рекомендуется при флотации арсенопирита.

В случае карбонатной породы хорошие результаты дают ее подавители — реагенты № 620 и 633. Расход реагентов необходимо строго контролировать во избежание подавления золота и сульфидов.

В СССР руды второго типа перерабатывают на Дарасунской, Березовской, Ключевской и Советской фабриках.

При флотации руд третьего типа распределение золота по продуктам обогащения может влиять на реагентный режим. С переработкой руд цветных металлов связана значительная часть добычи золота.

Свободное золото можно извлекать на отсадочных машинах (устанавливаются в цикле измельчения и классификации), на кордуровых шлюзах (устанавливаются на хвостах флотации и других продуктах), в центробежно-гидра-

¹ Руды этого типа характерны для американских фабрик. Например, в США действуют четыре фабрики суммарной производительностью 1600 т/сутки, перерабатывающие аналогичные руды со средним содержанием золота 28 г/т и серебра 120—125 г/т. Получаемые на этих фабриках концентраты содержат около 1 кг/т золота при извлечении 92% и 4,5 кг/т серебра при извлечении 93%.

² Меркаптобензотиазол эффективен при флотации частично окисленного пирита, особенно после предварительной сульфидизации сернистым натрием (0,2—1 кг/т); так как сернистый натрий является подавителем свободного золота, его рекомендуется флотировать ксантогенатом и аэрофлотом 208 до флотации пирита.

влических ловушках (устанавливаются в цикле намельчения), в короткоконусных гидроциклонах (угол конусности 90—140°, устанавливаются на сливе классификатора или песках гидроциклона в цикле измельчения), на щелевых (струйных) концентраторах (устанавливаются на песках классификатора, вместо пескового желоба, уклон 12—14°). Содержание золота в гравитационных аппаратах при первичном обогащении повышается в 2—5 раз против исходного. Доводочными операциями (отсадка, концентрация на столах) можно повысить содержание золота в продуктах до 100 г/т. В табл. 247 приведено содержание свободного золота в рудах и отвальных хвостах.

Таблица 247

Примерное содержание свободного золота в рудах цветных металлов и в отвальных хвостах

Фабрика	Тип руды	Количество свободного золота в руде, % от общего содержания в руде
Алмалыкская	Медно-молибденовая	30—40
Среднеуральская	Медно-цинково-пиритная	8—13
Красноуральская	То же	30
Сибайская	»	8—13
Учалинская	»	8—13
Ленингорская	Медно-свинцово-цинково-пиритная	40
Зыряновская	То же	80
Березовская	»	50
Золотушинская	»	35
Белоусовская	»	30

Одна из причин потерь свободного золота в хвостах — несоответствие режимов флотации сульфидов флотированности золота (применение сернистого натрия, извести, цианида). При использовании цианида потери золота со сливами стужителей вследствие его растворения могут достигать 10—12%; для уменьшения этих потерь рекомендуется сорбировать растворенное золото различными сорбентами, например мелким активированным углем (КАД-молотый) при расходе 0,5 кг/м³ раствора.

При наличии в хвостах сульфидной флотации золота, связанного с нерудной частью, перспективно его цианирование (в процессе доизмельчения хвостов при расходе цианида 0,6 кг/т) с последующей сорбцией растворенного золота активированным углем и флотацией нагруженного сорбента. Концентрат с содержанием золота до 60 г/т может отправляться на металлургический завод. Аналогичная технология приемлема для извлечения золота из пиритных огарков.

ВИСМУТСОДЕРЖАЩИЕ РУДЫ

Основной сырьевой источник получения висмута — медно-пиритные и полиметаллические руды (85—90% мирового производства висмута), в которых висмут преимущественно находится в рассеянном виде¹. При флотации руд этого типа висмут в основном переходит в медные и свинцовые концентраты, из которых его затем извлекают в металлургическом переделе. Месторождения висмутосодержащих руд расположены в Перу² (медно-пиритное месторождение Сьерро-де-Паско), в ФРГ (полиметаллическое месторождение Раммельсберг) и в ряде других стран. Содержание висмута в рудах — от тысячных до десятых долей процента.

При флотационном обогащении руд других типов висмут извлекают в самостоятельные концентраты. Наиболее распространенными такими рудами являются: медно-висмутовые (Адрасманское месторождение в СССР), молибдено-висмутовые (месторождение Ла Корн в Канаде) и мышьяково-висмутовые (месторождение Сан-Георгио в Перу).

Кроме того, висмут встречается в олово-вольфрамовых месторождениях. Основные висмутовые минералы — висмутит, тетрадимит, самородный висмут; в зонах окисления встречаются бисмит и бисмутит.

Сульфидный и самородный висмут обладают хорошей флотуемостью при использовании обычных собирателей, например ксантогенатов, дитиокарбаматов, азрофлотов, апоялярных масел. Критическая величина pH при флотации висмутитом ксантогенатами 11,3—11,9, дитиокарбаматами — около 13,5. Окисленные минералы висмута — бисмит и бисмутит могут быть сфлотированы ксантогенатами после их предварительной сульфидизации сернистым натром. Подавители висмутитом — сернистый натрий, бихромат калия при pH = 3—6 и перманганат калия при pH менее 6.

При обогащении медно-висмутовых руд обычно применяют схему коллективной флотации медных и висмутовых минералов³. Реагенты в коллективном цикле: ксантогенаты (этиловый, бутиловый) при расходе 40—80 г/т, пенообразователи (сосновое масло, ОПСБ и др.), известь — до 2 кг/т, при необходимости жидкое стекло — до 600 г/т и сернистый натрий — 20—30 г/т. Коллективный концентрат содержит 15—30% меди и 1—8% висмута.

Разделение коллективного концентрата в ряде случаев возможно с применением в качестве подавителя минералов меди цианида — до 5 кг/т концентрата в содовой среде; минералы висмута флотуют ксантогенатами (до 150 г/т), дозируя при необходимости жидкое стекло (50—100 г/т) и сернистый натрий при небольших расходах. Предложено также для флотационного отделения висмутитом от халькопирита использовать в качестве подавителя висмутитом хромик в слабощелочной среде. Способ достаточно эффективен, если коллективные концентраты получены при сравнительно низких расходах собирателя.

При обогащении молибдено-висмутовых руд с использованием в качестве собирателя молибденита апоялярных масел висмутитом и самородный висмут (основные висмутовые минералы в рудах этого типа) извлекаются в молибденовый концентрат.

Молибденит и сульфидные висмутовые минералы извлекаются в совместный продукт и при доводке гравитационных оловянных и олово-вольфрамовых черновых концентратов методами электромагнитной и электростатической сепарации и флотогравитации.

¹ В свинцово-цинковых и медно-свинцово-цинковых рудах висмут, как правило, является изоморфной примесью в галените, не образуя собственных минеральных окислений.

² Перу занимает первое место в мировом производстве висмута.

³ Разработана также схема селективной флотации медно-висмутовых руд: вначале флотуют сульфиды меди (халькопирит, новеллин, халькозин, борнит) в сернистой среде при pH = 3,2—4,5 бутиловым ксантогенатом, а затем — минералы висмута при pH = 2,5 с дополнительной подачей бутилового ксантогената 10—15 г/т.

Разделение молибденита и висмутовых минералов флотацией затруднено¹. В практике (фабрика Ла Корн в Канаде) коллективный концентрат для окисления висмутовых минералов подвергают термической обработке при температуре 200—300° С (в коллективном цикле в качестве собирателей применяют керосин или нефтяные масла с низкой температурой кипения, легко удаляющиеся при термической обработке). Обогащенный концентрат охлаждают, регулируют, обрабатывают известью и ядким стеклом и флотируют молибденит. При содержании висмута в руде 0,04% висмутовый концентрат содержит 32,5% висмута и 13% молибденита. Для разделения коллективного молибдено-висмутового концентрата, сфлотированного ксантогенатом, предложено использовать в качестве подавителя минералов висмута хромик (1,6 кг/т концентрата); молибденит флотируют без реагентов при pH = 6,9. Иногда удовлетворительные результаты при селекции молибдено-висмутовых концентратов обеспечивает сернистый натрий как подавитель висмутовых минералов. При необходимости флотационного извлечения висмута из хвостов молибденового цикла рекомендуется тщательная отмывка от сернистого натрия (иногда с использованием цинкового купороса для связывания остатка реагента). Селективность разделения минералов молибдена и висмута с помощью сернистого натрия улучшается после предварительной промывки пульпы с известью, а при разделении продуктов флотогранитации — после обжига продуктов при температуре около 500° С (для разрушения пленки реагентов и окисления пирита).

При обогащении мышьяково-висмутовых руд, содержащих в ряде случаев минералы никеля и кобальта, при тонком взаимопроращении минералов получают коллективный сульфидный концентрат. Флотацию в промышленных условиях проводят при pH = 6—6,5 с применением амиллового ксантогената, фозокрезола В, ядкого стекла и сернистого натрия.

Разделить висмут-арсенопиритные продукты можно флотацией, применяя в качестве подавителя арсенопирита перманганат калия (до 2 кг/т) при pH = 7,5—9.

Селективным собирателем висмутина при флотации мышьяково-висмутовых руд является циклотександитиокарбамит.

Глава XXIX

БАРИТСОДЕРЖАЩИЕ РУДЫ

Выделяют три типа баритсодержащих руд:

баритовые (Кутанское и Медведовское месторождения в СССР, Руднянское месторождение в Чехословакии, месторождения в США и др.);

барито-флюоритовые (распространены в США, ФРГ, Англии, Франции, Канаде, Испании и Италии, встречаются в СССР);

сульфидно-баритовые (Салаирская, Миргалымсайская, Карагайлинская, Кайрактинская, Майгалинская и другие фабрики в СССР, Размельсберг и Болрих в ФРГ и др.).

Барит относится к легко флотируемым минералам. Эффективные собиратели барита — карбоновые кислоты, например олеиновая кислота и ее заместители — окисленный рисайкл, талловое масло, ОРС и другие, алкилсульфаты с шестнадцатью атомами углерода в молекуле, а также катионные реагенты. При флотации с олеиновой кислотой барит отделяется от флюорита при pH = 6, а от кальцита и доломита — при pH = 8. При флотации с алкилсульфатом, содержащим 16 атомов углерода в молекуле, барит отделяется от кальцита и доломита в широком интервале pH = 4—11. Для регулирования пенообразования рекомендуется добавка апольярных масел. Подавители барита — соли

¹ В промышленных условиях применяют и нефлотационные способы извлечения висмута из коллективных молибдено-висмутовых концентратов (например, выщелачивание висмута горячей соляной кислотой).

двух- и трехвалентных металлов (особенно азотнокислый алюминий, хлорное железо и хромат калия); в кислой и высокощелочной среде барит подавляют танин, крахмал, декстрин и сульфит-целлюлозный щелок (при $pH = 7-9$ эти же вещества оказывают активизирующее действие).

При обогащении баритовых руд, где основным полезным компонентом является барит с высоким содержанием (40—75%), главной задачей является отделение барита от минералов пустой породы. Для этих целей обычно применяют рудоразработку, промывку, гравитационные методы обогащения (разделение в тяжелых жидкостях, отсадка, концентрация на столах), а также флотацию (особенно в Чехословакии). На чехословацких фабриках при флотации барита в нейтральной среде от пустой породы, представленной кварцем и сланцами, в качестве собирателей применяют смесь лаурилсульфата натрия, цетиловый спирт; для подавления кварца используют лимонную кислоту и жидкое стекло (100—300 г/т). Если пустая порода кроме кварца и сланцев содержит сидерит, барит флотируют (часто после предварительного обесшламливания) при $pH = 8-9$ с применением эмульсии синтапона СР (цетиловый спирт и окисленного керосина); подавителем породы служит жидкое стекло.

При флотационном обогащении барито-флюоритовых руд¹ (содержание барита от 10 до 60%) наиболее распространена схема последовательной селективной флотации флюорита и барита (фабрики США, Англии, Испании, Италии, Чехословакии). Подавителями барита при флотации флюорита служат: лигносульфонаты и фторид натрия, декстрин (или крахмал) и фторид натрия, лигносульфонаты, крахмал и бихромат калия, крахмал. Флюорит обычно флотируют карбоновыми кислотами или их мылами; в отдельных случаях используют лаурилсульфанол и другие реагенты. Расход подавителей барита равен 0,5—2 кг/т. Из хвостов флюоритового цикла флотируют барит олеиновой кислотой, применяя для подавления флюорита, кварца и минералов породы лимонную кислоту (100—200 г/т), жидкое стекло (до 300 г/т) и иногда хлорид бария (до 500 г/т).

Иногда при обогащении барито-флюоритовых руд применяют последовательную селективную флотацию вначале барита, а затем — флюорита. В качестве собирателя при флотации барита используют алкилсульфаты и щелочные соли *n*-алкилсульфонатов и *n*-алкиларилсульфонатов; из реагентов — подавителей в баритовом цикле флотации при необходимости используют лимонную кислоту и жидкое стекло. Флюорит из хвостов баритового цикла флотируют олеиновой кислотой (обычно в присутствии жидкого стекла) или цетиловый спирт при $pH = 3-4$ (регулятором среды является соляная кислота).

Разработана также схема коллективной флотации флюорита и барита в щелочной среде олеиновой кислотой с последующей селекцией коллективного концентрата одним из следующих способов: флотация флюорита при депрессии барита жидким стеклом, алюминосиликатом натрия и декстрином; флотация флюорита при $pH = 4,6-4,8$ при температуре 45° С при депрессии барита натриевым лигносульфонатом; разделение концентрата без добавок собирателя изменением величины pH (барит флотирует при $pH = 5,2$, флюорит — при $pH = 4,2$).

Сульфидно-баритовые руды являются основным источником получения барита в СССР.

При обогащении сульфидно-баритовых руд баритовый концентрат всегда получают из хвостов сульфидной флотации. Степень измельчения руды обусловлена в основном вкрапленностью сульфидов, а щелочность пульпы ($pH = 8-10,5$) — режимом флотации сульфидных минералов (табл. 248).

¹ Барито-флюоритовые руды иногда содержат в промышленных количествах свинец, который всегда флотируют в голове процесса. В свинцовом шихте барит депрессируют крахмалом или декстрином.

Промышленные режимы бартовой флотации
на некоторых отечественных фабриках

Фабрика	Содержание твердого в пульпе, %	Тонкость по- молв, % класса -0,074 мм	рН	Расход реагентов, кг/т					Алкисуль- фат
				Жидкое стекло	Сода	Основная кислота	Окислитель расафит (ОР-100)	Алкисуль- фат	
Саларская	20	50—60	—	0,856	—	—	0,551	—	
Миргалымская	27—30	80—85	9,8—10,5	2,52	—	1,063	—	4,068 *	
Кайрактинская	30	65—90	8,6	0,66—1	0,8—0,9	0,76—1,2	—	—	
Карагайлинская	26—30	80—85	9—9,5	1,4—1,2	—	0,50—0,6	—	—	
Майклинская	30—35	81—75	8	0,25—0,4	**	—	0,8	—	

* Алкисульфат в виде масти с 10%-ным содержанием алкисульфата и токсический порошок «Новость» с содержанием 35—40% алкисульфата в соотношении 4 : 1.

** Сода подается до рН=8.

ОЛОВЯННЫЕ РУДЫ

Около 60% мировой добычи оловянных руд (без СССР) приходится на три страны: Малайзию, Индонезию и Тайланд, 30% — на Боливию, Нигерию и Заир. Отдельные мелкие месторождения имеются в Австралии, ГДР, Франции и др.

В Малайзии, где добывают 40% мирового олова, в странах Юго-Восточной Азии, а также в Заире преобладают россыпные месторождения, разрабатываемые драгами и гидромониторами и эффективно обогащаемые простыми гравитационными методами даже при весьма низком содержании олова (порядка 0,007%).

В Боливии, где добывают 16—17% олова, рудные месторождения разрабатывают в основном подземным способом. Наиболее крупное месторождение — Катави, содержит 0,5% олова. Обогащают боливийские руды преимущественно на концентрационных столах и отсадочных машинах.

Флотацию минералов олова при обогащении оловянных руд применяют в СССР (Лудьевская, Шерловогорская и другие фабрики), в ГДР (фабрика Альтенберг). Разработаны флотационные методы обогащения боливийских руд.

Наиболее важным в промышленном отношении оловосодержащим минералом является касситерит, меньшее значение имеет станин.

Касситерит различных месторождений обладает неодинаковой флотоактивностью.

Собираемыми касситерита являются реагенты жирнокислотного типа (олеиновая кислота, талловое масло, жирнокислотная фракция таллового масла, окисленный рисайкл и др.), ИМ-50, алкилфосфоновые кислоты с 6—8 атомами углерода в молекуле, толиларсоновая кислота, алкилсульфаты; в качестве дополнительных собирателей используют аполирные масла. Флотируют касситерит в кислой и нейтральной среде ($\text{pH} = 3-7$).

Наиболее затруднительна селективная флотация касситерита из турмалин-содержащих руд и продуктов. Эффективными подавителями турмалина при флотации касситерита являются жидкое стекло (особенно в сочетании с сернокислым алюминием), гексаметафосфат натрия, кремнефтористый натрий (один и в сочетании с пирогаллолом) в сернокислой среде ($\text{pH} = 2,8-4,8$).

Для подавления железосодержащих минералов при флотации касситерита применяют щавелевую кислоту.

Подавители касситерита — ализариновые красители, мука сорго; касситерит некоторых месторождений депрессируется жидким стеклом.

При наличии в руде или обогащаемых продуктах сульфидов их выделяют в коллективный концентрат перед флотацией касситерита.

При наличии растворимых солей двухвалентного железа (сульфатов и значительного количества тончайших шламов) рекомендуются перед флотацией касситерита отмывка и обесшламливание пульпы. В табл. 249 приведены режимы флотации оловянных руд на некоторых отечественных фабриках и на фабрике Катави в Боливии.

Таблица 249

Промышленные режимы флотации оловянных руд

Фабрика	Обогащаемый продукт	Особенности технологии
Лудьевская	Шламовые продукты после предварительного удаления сульфидов ксантогенатной флотацией	Содержание твердого в основной флотации 40%, $\text{pH} = 4,8-5,0$ (серная кислота). Собиратель — олеиновая кислота или талловое масло в смеси с керосином 1:1, 1,2—1,5 кг/т. Черновой концентрат переочищают 5 раз при $\text{pH} = 4,2-4,5$

Фабрика	Обогащаемый продукт	Особенности технологии
Шерловгорская	Доводка черного флотационного концентрата	В основной флотации рН = 2,8—3,0 (смесь соляной и щавелевой кислоты 3 кг/т). Собиратель — ИМ-50 3—4 кг/т. Концентрат переочищают 2—3 раза при рН = 2,1—2,3
Доводочная фабрика Новосибирского оловозавода	Хвосты плавовых столов	В основной флотации рН = 3,9—4,3 (серная кислота). Собиратель — ОР-100 5—8 кг/т, пенообразователь — сосновое масло 115 г/т
Хинганская	Исходная руда	В основной флотации 20—35% твердого, рН = 7,0—7,4. Собиратель — жирные кислоты рапсового масла 400—500 г/т, пенообразователь — ксиленол 40—75 г/т, регулятор — жидкое стекло 75—150 г/т
Катави (Боливия)	Обесшлавленные хвосты сульфидной (рудной) флотации	Флотация касситерита при рН = 7 олеиновой кислотой 200 г/т с добавлением жидкого стекла 450 г/т. Концентрат переочищают один раз, подвергают термической обработке в течение 30 мин при 300—325° С (десорбция собирателя) и проводят обратную флотацию силикатных минералов при рН = 11 катионным собирателем (додециламмонийхлорид, 50 г/т) в известковой среде; подавитель касситерита — мука сорго (5—50 г/т).

Современное флотационное обогащение основано на применении флотационных реагентов.

В зависимости от целевого назначения флотационные реагенты делят на четыре класса: собиратели, пенообразователи, регуляторы и флокулянты¹.

Результаты флотационного обогащения в значительной степени определяются реагентным режимом флотации — ассортиментом и способом применения реагентов.

В свою очередь, реагентный режим флотации зависит главным образом от типа и характера руды и степени ее измельчения.

Простейший реагентный режим может включать дозировку одного пенообразователя или реагента со смешанными функциями собирателя-пенообразователя. В современной практике флотации такие режимы крайне редки.

Обычно при флотации одновременно применяют несколько реагентов, действие которых взаимосвязано и зависит от концентрации каждого из них. Превышение сверх необходимого расхода реагента одного класса требует повышения расхода реагентов других классов и часто ухудшает показатели.

Минимально возможные расходы реагентов обеспечивают наименьшие затраты на переработку руды и лучшие результаты флотации.

Необходимый расход реагентов определяют лабораторными флотационными опытами и уточняют в полупромышленных и промышленных условиях.

Глава XXXI

СОБИРАТЕЛИ

§ 67. КЛАССИФИКАЦИЯ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ

С о б и р а т е л и — органические вещества, закрепляющиеся преимущественно на поверхности раздела твердое — жидкость. Назначение собирателей — гидрофобизировать минеральную поверхность (понижать ее смачиваемость водой) и увеличивать скорость и прочность прилипания частиц к пузырькам воздуха.

Молекулы или ионы собирателей (за исключением чистых углеводородов и некоторых других) являются полярно-аполярными (дифильными). Полярная часть собирателя, обладая сродством к минералу, определяет прочность закрепления реагента на минеральной поверхности и селективность действия собирателя на различные минералы. В свою очередь, активность минерала к собирателям определяется характером связей между структурными элементами кристаллической решетки и состоянием поверхности (чистотой, однородностью, степенью окисленности и т. п.) и может быть изменена под воздействием реагентов-регуляторов.

¹ Реагенты-флокулянты, для удобства расположения материала условно отнесенные к флотационным реагентам, наиболее часто применяют в процессах обесжелезивания флотационных концентратов, но иногда используют и непосредственно во флотации.

Закрепляясь на границе раздела минерал — вода, собиратели ориентируются аполлярной частью в водную фазу, обуславливая гидрофобизирующий эффект. В результате гидрофобизации устойчивость гидратных слоев, разделяющих минеральную частицу и воздушный пузырек, снижается, и создаются условия для образования трехфазного периметра смачивания и прилипания пузырька. Над участком поверхности с мономолекулярным покрытием собирателя гидратные слои разрушаются на расстоянии порядка 5—15 Å.

Чем длиннее углеводородная цепь собирателя с одной и той же полярной группой, тем сильнее гидрофобизация минеральной поверхности (тем сильнее

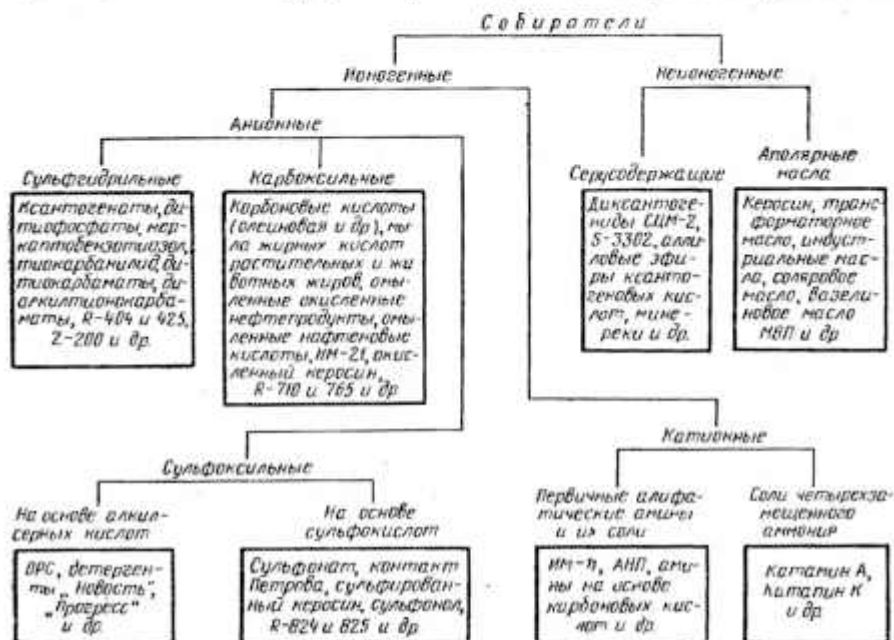


Рис. 69. Классификация реагентов-собирателей

собиратель). Вместе с тем применение собирателей с чрезмерно длинными углеводородными цепями нецелесообразно, а часто и невозможно вследствие малой растворимости в воде, менее благоприятных условий закрепления на минерале и т. п.

По способности диссоциировать на ионы реагенты-собиратели делят (рис. 69) на две большие группы: ионогенные (ионизирующиеся в водной среде) и неионогенные (не распадающиеся на ионы). В практике флотации наиболее распространены ионогенные собиратели.

Классификация ионогенных собирателей учитывает, с каким ионом связан гидрофобизирующий эффект (т. е. вхождение углеводородного радикала в анион или в катион), и состав полярной части. Соответственно среди ионогенных различают анионные собиратели, в которых гидрофобизирующим ионом является анион, и катионные, в которых гидрофобизирующим ионом является катион.

В зависимости от состава и структуры полярной части анионные собиратели делят на сульфидрильные (в состав полярной части входит двухвалентная сера, которая служит связующим звеном между анионом собирателя и поверхностью минерала) и оксигидрильные (связующим звеном между анионом собирателя и минеральной поверхностью служит атом кислорода). К оксигидрильным относят карбоксильные собиратели (на основе орга-

нических кислот с полярной группой в анионе $\left(\begin{array}{c} \text{O} \\ \parallel \\ \text{C} \\ \diagdown \\ \text{O}^- \end{array} \right)$ и сульфокислые

на основе алкилсерных кислот с полярной группой в анионе $-\text{O}-\overset{\text{O}}{\parallel}{\text{S}}-\text{O}-$ и на

основе сульфокислот с полярной группой в анионе $-\overset{\text{O}}{\parallel}{\text{S}}-\text{O}-\text{O}-$). Аполярная

часть сульфгидридных собирателей содержит 2—6 атомов углерода, оксигидридных — 12—18.

В зависимости от состава и структуры полярной части катионные собиратели также делят на первичные алифатические амины и их соли (с полярной группой на основе аммиака) и соли четырехзамещенного аммония (с полярной группой на основе аммония). Аполярная часть катионных собирателей содержит 12—18 атомов углерода.

На неионогенных собирателях в практике флотации применяют аполярные масла и нерастворимые в воде серусодержащие маслообразные реагенты.

Собирательная способность реагентов зависит от их природы и удельного расхода, а также от условий применения.

Выбор собирателя в первую очередь определяется характером руды и степенью ее намеления.

Для флотации руд тяжелых цветных металлов наиболее эффективны сульфгидридные собиратели, неактивные или малоактивные по отношению к кварцу, алюмосиликатам и минералам с щелочными или щелочноземельными катионами в кристаллической решетке.

Оксигидрильные собиратели применяют при флотации окисленных минералов руд редких, черных и некоторых цветных металлов, а также при флотации горно-химического сырья.

Катионные собиратели применяются при флотации кварца, сальвинита и некоторых окисленных минералов цинковых и редких металлов (смитсонит, каламин, вольфрамит и др.).

Оксигидрильные и катионные собиратели в принципе можно применять и при флотации сульфидных руд тяжелых цветных металлов, однако по селективности действия они значительно уступают в этом случае сульфгидрильным собирателям и не могут конкурировать с последними.

Неионогенные собиратели являются основными реагентами при флотации природно гидрофобных минералов (графит, сера, молибденит и др.); в качестве дополнительных собирателей их применяют при флотации самых равнообразных минералов (в дополнение к ионогенным собирателям).

При более грубом помоле руды необходимо более сильные собиратели (с большей длиной аполярной части), чем при тонком. Флотацию частиц крайних размеров (крупных и тонких) интенсифицируют добавки аполярных масел.

Основными собирателями при флотации руд цветных металлов являются ксантогенаты и дигиофосфаты или аэрофлоты; последние особенно широко применяют на зарубежных фабриках (более десяти различных аэрофлотов отвечают условиям флотации различных типов сульфидных руд).

Отличительной чертой реагентных режимов флотации на многих фабриках является широкое применение относительно слабых реагентов-собирателей, которые для обеспечения более высокого извлечения металлов в ряде случаев используют в сочетании с более сильными собирателями при очень малых расходах. Минимальный расход собирателя способствует селективному разделению руды с высокими показателями.

Примером распространности и масштабов потребления различных собирателей может служить практика обогатительных фабрик США (табл. 250).

**Удельный расход и потребление собирателей на фабриках США
при обогащении руд тяжелых цветных металлов**

Собиратель	Удельный расход, г/т		Доля переработанных руд, %		Общее потребление, т	
	1960 г.	1965 г.	1960 г.	1965 г.	1960 г.	1965 г.
Аэрофлот:						
15 и 33	—	49,8	—	0,2	—	20,9
31	45 *	30,2	3 *	1,7	183,6 *	93,6
208	45 **	26,6	3 **	0,3	183,6 **	15,3
211	45 **	45,7	3 **	0,9	183,6 **	75,2
238	45 **	6,5	3 **	10,6	183,6 **	126
242	45 ***	31,7	3 ***	0,5	183,6 ***	32,2
243 и 249	—	12	—	3,3	—	73,4
содовый	45 **	11	3 **	32,4	183,6 **	649,6
Ксантогенат:						
амиловый	22,1	11	7	16,3	224,3	327
вторичный бутиловый	40	33,7	6	1	289,6	60,7
изопропиловый	23	24,1	30	30,9	938	1355
этиловый	50	10—15	11,2	35,7	797,1	928
Ксантогенаты (другие)	66,8	50,5	1,2	8,7	113,1	798
Изопропилаэтилокарбамат (Z-200)	15	6,5	12,9	27,7	275,9	327
Мширек	16,5	15	15	10,6	362,3	289,6
Аэро 404 (меркаптобензотиазол)	14,1	28,6	8	1	173,5	50,1

* Совместно с аэрофлотом 242.

** В 1960 г. средний удельный расход спиртовых аэрофлотов (содового, № 208, 211, 238) на фабриках США составил 16 г/т, общее потребление — 804,8 т (доля переработанных руд 36%).

*** Совместно с аэрофлотом 31.

Из общего количества расходуемых в США за последние годы сервированных собирателей (4164,9 т в 1960 г. и 5221,6 т в 1965 г.) около 60% приходится на ксантогенаты, порядка 25% — на аэрофлоты и менее 20% — на остальные (тиокарбаматы, меркаптобензотиазолы, мширеки, тиокарбанилиды, аллиловый эфир амилксантогеновой кислоты и др.). Среди ксантогенатов, используемых в США, 85—90% составляют этиловый, изопропиловый и вторичный бутиловый; среди аэрофлотов порядка 80% приходится на спиртовые реагенты. Ориентировочная доля руд, перерабатываемых с этиловым, изопропиловым и вторичным бутиловым ксантогенатами, составляет соответственно 35, 30 и 1%.

Спиртовые аэрофлоты (этиловый, № 208, 211, 238) в США применяют при переработке 40—45% руд цветных металлов, фенольные аэрофлоты (№ 31, 242) — при переработке 3—5% руд. При переработке около 40% руд применяют тиокарбаматы, мширеки, меркаптобензотиазолы и др.

Для современной практики характерно применение сочетания реагентов-собирателей (табл. 251) в одном и том же цикле флотации; чаще применяют различные собиратели в различных циклах флотации.

Дозируют собиратели в измельчение, в операцию перемешивания перед флотацией и непосредственно во флотацию, причем в голову операции должно подаваться не менее 80% от общего расхода реагента.

Примеры промышленного использования сочетания собираемых при флотации руд цветных металлов

Тип руды и вида флотации	Сочетания собираемых	Средний расход, г/т	Фабрика
Медная	Этиловый и амиловый ксантогенаты	70+15	Муфулара (Замбия), Нью-Корвелля (США)
	Изопропиловый и амиловый или бутиловый ксантогенаты	10+25	Гайская, Амаальская (СССР), Пайма и Кембелд (США)
	Изопропиловый ксантогенат и аполирное масло	(30-100) + (20-180)	Уайт Пайн, Калумет и Гекла (США)
	Бутиловый ксантогенат и аполирное масло	65+180	Джекаказганская (СССР)
	Этиловый ксантогенат и Z-200	10+5	Бьют (США)
	Изопропиловый ксантогенат и Z-200	10+15	Анаконда (США)
	Содовый аэрофлот и Z-200	10+5	Лавендер (США)
	Минерек и амиловый ксантогенат	20+25	Будрин (США)
	Минерек и меркаптобензотиазол	15+15	Лепанто (Филиппины)
	Бутиловый ксантогенат и аполирное масло	(2-50) + (50-150)	Сорская, Калжаранская (СССР), Чило (США)
Медно-молибденовая (коллективная флотация)	Изопропиловый ксантогенат и аэрофлот Z-38	25+5	Чукикамата (Чили)
	Изопропиловый ксантогенат и Z-200	25+10	Эль Сальвадор (Чили)
	Амиловый ксантогенат и аэрофлот Z-38	—	Сильвер Белл (США)
	Изопропиловый ксантогенат, аполирное масло и S-3302	—	Сан Мануэль (США)
Медно-цинково-пиритная (селективная флотация) минералов меди	Этиловый аэрофлот и меркаптобензотиазол	75 (суммарно)	Фабрика США
	Аэрофлот 242 и амиловый ксантогенат	(40-25) + (40-25)	Фабрика Канады
Cu-Pb-Zn-FeS ₂ (коллективная медно-цинковая флотация)	Этиловый и амиловый ксантогенаты	20+60	Вихавти (Финляндия)
	Этиловый и гексильовый ксантогенаты	100+50	Раммельсберг (ФРГ)
	Бутиловый ксантогенат и тиокарбонил	70+30	Бучанс (Канада)
Изопропиловый ксантогенат и меркаптобензотиазол	Изопропиловый ксантогенат и меркаптобензотиазол	20+15	Федерал, Пандора (США)
	Спиртовый аэрофлот и меркаптобензотиазол	30+25	Булиден (Швеция)

Характеристика реагентов-со

Собиратель	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/г	Способ дозирования
<p>Сульфидрильные</p> <p>Ксантогенаты (кальевые или натриевые соли ксантогеновой кислоты с общей формулой</p> $\text{R}-\text{O}-\text{C} \begin{array}{l} \diagup \text{S} \\ \diagdown \text{SMe} \end{array} \quad \text{где R} -$ <p>углеводородный радикал, Me—K или Na)</p>	<p>Твердые; цвет от желтого до светло-оранжевого, порошкообразные</p>	<p>20—100</p>	<p>2—10%-ный раствор</p>
<p>R (Аэро)-304, Z-12 (вторичный бутиловый ксантогенат натрия)</p>	<p>Твердые (в виде таблеток)</p>	<p>20—70</p>	<p>10%-ный раствор</p>
<p>R (Аэро)-303, Z-3 (этиловый ксантогенат калия)</p>	<p>То же</p>	<p>20—100</p>	<p>То же</p>
<p>R (Аэро)-322, Z-9 (изопропиловый ксантогенат калия)</p>	<p>» »</p>	<p>20—90</p>	<p>» »</p>

бпрателей и их применение

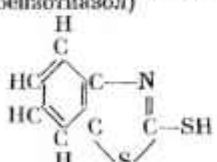
Область флотационного применения	Примечания
<p>Эффективны для флотации всех сульфидов, а также для окисленных минералов свинца и меди после их сульфидизации</p> <p>Бутиловый ксантогенат — основной собиратель при флотации руд цветных металлов в СССР</p> <p>За рубежом из ксантогенатов наиболее распространен изопропиловый; ксантогенаты с большей длиной анолярной части (бутиловый и амиловый) применяют реже и главным образом в сочетании с другими собирателями при очень малых расходах. Как основной собиратель амиловый ксантогенат широко применяют при флотации медно-никелевых руд в Канаде и Финляндии</p> <p>Гексилловый ксантогенат применяют на нескольких фабриках в ФРГ (медно-свинцово-цинковые руды)</p> <p>Этиловый ксантогенат как основной собиратель применяют в США (около 50% свинцово-цинковых и медно-молибденовых руд), в Австралии и Италии (свинцово-цинковые руды)</p> <p>В отсутствие реагентов-регуляторов ксантогенаты неселективны</p> <p>Дозируют в операцию перемешивания перед флотацией или непосредственно во флотацию</p> <p>В США наиболее широко применяют при флотации ширитных золотосодержащих руд (обычно в сочетании с аэрофлотом 208), реже — при флотации медных (часто в сочетании с минерком), медно-молибденовых и медно-свинцово-цинковых руд</p> <p>Флотация свинцово-цинковых (порядка 10% руд США) и медно-свинцово-цинковых (порядка 5—10% руд США) руд</p> <p>Флотация в основном свинцово-цинковых руд (порядка 40% руд США)</p>	<p>Получают взаимодействием сероуглерода, щелочи и спирта. Применяемый спирт определяет собирательные свойства ксантогенатов. Ксантогенаты высших спиртов (бутиловый, амиловый) по силе превосходят ксантогенаты, полученные на основе этилового спирта. Ксантогенаты на основе спиртов, содержащих более 6 атомов углерода в молекуле, менее эффективны, чем ксантогенаты на основе спиртов, содержащих 2—6 атомов углерода. Этиловый ксантогенат калия выпускают по ГОСТ 7927—56 двух сортов (активность реагента 1 сорта 87%, 2 сорта — 83%); бутиловый — по ГОСТ 7927—56 трех сортов (активность 88; 85 и 78,5%). Начато производство изопропилового ксантогената</p> <p>Реагенты компании Американ Сайанамид и Доу Кэмикл (США). Общее потребление в год в США порядка 50—300 т</p> <p>Реагенты компаний Американ Сайанамид и Доу Кэмикл (США). Общее потребление в год в США порядка 10—90 т</p> <p>Реагенты компании Американ Сайанамид и Доу Кэмикл (США). Общее потребление в год в США порядка 1—10 т</p>

Собиратель	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/г	Способ дозирования
R (Аэро)-325, Z-4 (этиловый ксантогенат натрия)	Твердые (в виде таблеток)	20—100	10-ный раствор
R (Аэро)-343, Z-11 (изопропиловый ксантогенат натрия)	То же	20—90	»
R (Аэро)-350, Z-6 (амиловый ксантогенат калия)	»	20—70	»
Z-8 (вторичный бутиловый ксантогенат калия)	»	20—70	»
Z-5 (вторичный амилловый ксантогенат калия) Z-10 (гексилловый ксантогенат калия)	»	—	»
Дитиофосфаты или аэрофлоты (технические диварил- и диваллдитиофосфорные кислоты и их соли общей формулы $\begin{array}{c} \text{R}-\text{O} \\ \diagdown \\ \text{P} \\ \diagup \\ \text{R}-\text{O} \end{array} \begin{array}{l} \text{S} \\ \text{SH}(\text{Me}) \end{array}$ где R — алифатический или ароматический радикал, Me—K, Na или NH ₄)	Твердые (спиртовые аэрофлоты); жидкие (фенольные аэрофлоты), плотность 1,13—1,15	40—100	5—10%-ный раствор (спиртовые аэрофлоты); в натуральном виде (фенольные аэрофлоты)
Гидролизованые аэрофлоты (реагенты ТФ). Смесь дивалдил- и диварилмонофосфатов с дивалдил- и диварилдифосфатами	Твердые (спиртовые аэрофлоты); жидкие (спиртовые и фенольные аэрофлоты)	20—150	5—10%-ный раствор (спиртовые аэрофлоты); в натуральном виде (фенольные аэрофлоты)
Аэрофлот 15 (крезиловый аэрофлот с суммарным содержанием фосфора и серы 15%)	Жидкий; цвет от темно-коричневого до черного, плотность 1,4; частично растворим в воде	20—90	В натуральном виде

Область флотационного применения	Примечания
<p>Флотация медно-цинково-спиритных (около 60% руд США), медно-молибденовых (15—20% руд США) и медно-свинцово-цинковых (15—20% руд США) руд</p>	<p>Реагенты компании Америкен Сайанамид и Доу Кэмикл (США). Общее потребление в год в США порядка 800—1000 т</p>
<p>Флотация медно-молибденовых, медно-цинково-спиритных и медно-свинцово-цинковых руд</p>	<p>Реагенты компании Америкен Сайанамид и Доу Кэмикл (США). Общее потребление в год в США порядка 1000—1400 т</p>
<p>Флотация медно-молибденовых (порядка 10% руд США), медно-свинцово-цинковых (порядка 30% руд США) и спиритных золотосодержащих руд</p>	<p>Реагенты компании Америкен Сайанамид и Доу Кэмикл (США). Общее потребление в год в США порядка 300 т</p>
<p>Флотация медно-цинково-спиритных (порядка 2—5% руд США) руд</p>	<p>Реагент компании Доу Кэмикл (США). Общее потребление в год в США порядка нескольких тонн</p>
<p>Бутиловый аэрофлот в СССР применяют при обогащении свинцово-цинковых, медно-цинковых и медно-никелевых руд</p>	<p>В СССР производят сухие спиртовые (изопропиловый и бутиловый, активность не менее 60%) аэрофлоты (Донецкий завод химреактивов). Аэрофлоты обладают пенообразующими свойствами и в ряде случаев их применяют и качестве пенообразователей</p>
<p>Крезоловый и ксиленоловый аэрофлоты применяют при флотации цементной меди</p>	<p>Получают нагреванием аэрофлота с водой или спиртом до превращения 40—60% дитиофосфорных кислот в монотиофосфорные</p>
<p>Все аэрофлоты малоактивны по отношению к спириту. Наиболее эффективны при низких значениях pH (не более 8,5—9)</p>	<p>Реагент компании Америкен Сайанамид (США). Является одновременно и собирателем, и пенообразователем. Общее потребление в год</p>
<p>На зарубежных фабриках из реагентов-собирателей аэрофлоты применяют на и более часто. Дозируют в измельчение, в операцию перемешивания перед флотацией и во флотацию</p>	
<p>Эффективные собиратели цементной меди, тонких частиц сульфидной меди и активированного сфалерита</p>	
<p>Собиратель сульфидов серебра, меди и свинца в щелочной среде. Малоактивен по отношению к спириту. Применяют при селективной флотации суль-</p>	

Собиратель	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/г	Способ дозирования
Аэрофлот 25 (крезиловый аэрофлот с суммарным содержанием фосфора и серы 25%)	Жидкий; цвет от темно-коричневого до черного, плотность 1,19; частично растворим в воде	20—90	В натуральном виде
Аэрофлот 31 (6%-ный раствор тиокарбанилида в аэрофлоте 25)	То же	20—90	»
Аэрофлот 33 (аналогичен аэрофлоту 31)	Жидкий; цвет от темно-коричневого до черного, плотность 1,19	20—90	»
Аэрофлот 208 (смесь 1:1 диэтил- и дибутилдитиофосфата натрия)	Твердый (порошкообразный или в виде таблеток)	5—50	5—10%-ный раствор
Аэрофлот 211 (аналогичен содовому или натриевому аэрофлоту)	То же	20—90	То же
Аэрофлот 238 (дибутилдитиофосфат натрия)	»	10—50	»

Область флотационного применения	Примечания
<p>фидов свинца и серебра из шпиритсодержащих руд и как пенообразователь при флотации золота (в комбинации с аэрофлотом 208 и бутыловым ксантогенатом). Дозируют в измельчение и в операцию перемешивания перед флотацией</p> <p>Эффективный собиратель сульфидов кобальта. Собиратель сульфидов серебра, меди, свинца и цинка. В щелочной среде малоактивен к шпириту. Дозируют в измельчение и в операцию перемешивания перед флотацией</p> <p>Эффективный собиратель галенита и сульфидов серебра. Широко применяют при флотации медно-свинцово-цинковых и свинцово-цинковых руд (США, Канада и др.). Дозируют в измельчение и в операцию перемешивания перед флотацией</p> <p>Эффективный собиратель галенита, а также металлической меди. Применяют при флотации медных руд. Дозируют в измельчение и в операцию перемешивания перед флотацией</p> <p>Эффективный собиратель борнита, халькозина, ковеллина, сульфидов серебра и свободного золота. Весьма эффективен в сочетании с ксантогенатами. Применяют при флотации свинцово-цинковых и медно-свинцово-цинковых руд. Дозируют в измельчение и во флотацию</p> <p>Эффективный собиратель шламистого сфалерита. Применяют при флотации свинцово-цинковых руд. Дозируют в измельчение и в операцию перемешивания перед флотацией</p> <p>Эффективный собиратель золота, сульфидов меди, цинка и серебра. Плохо флотирует галенит. Малоактивен к шпириту в щелочной среде. Широко применяют при флотации свинцово-цинковых, медных и медно-молибдено-</p>	<p>в США порядка 10—15 т</p> <p>Реагент компании Американ Сайанамид (США). Более сильный собиратель и менее сильный пенообразователь, чем аэрофлот 15</p> <p>Реагент компании Американ Сайанамид (США). Пенообразующие свойства аналогичны аэрофлоту 25 Годовое потребление в США около 100 т</p> <p>Реагент компании Американ Сайанамид (США). Пенообразующие свойства аналогичны аэрофлоту 31; собирательные — выражены более сильно. Общее годовое потребление в США 10—15 т</p> <p>Реагент компании Американ Сайанамид (США). Пенообразующими свойствами не обладает. Общее годовое потребление в США порядка 15—20 т</p> <p>Реагент компании Американ Сайанамид (США). Общее годовое потребление в США 75—100 т</p> <p>Реагент компании Американ Сайанамид (США). По флотационным свойствам во многом аналогичен аэрофлоту 208. Общее годовое потребление в США 100—150 т</p>

Собиратель	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/т	Способ дозирования
Аэрофлот 242 (аммиачный крециловый аэрофлот — воднорастворимая форма аэрофлота 31)	Жидкий; цвет от темно-коричневого до черного; плотность 1,13	10—70	5—10%-ный раствор (разбавленные растворы белого цвета); в натуральном виде
Аэрофлот 243 (аналогичен содовому или натриевому аэрофлоту)	Твердый (порошкообразный или в виде таблеток)	10—70	5—10%-ный раствор
Аэрофлот 249	То же	10—50	То же
Содовый (натриевый) аэрофлот (спиртовый этиловый аэрофлот)	»	20—90	»
R (Аэро)-404 (меркаптобензотиазол) 	Твердый (порошок); цвет зеленовато-желтый	10—100	1—5%-ный раствор
R (Аэро)-425 (производное меркаптобензотиазола)	Твердый (порошок); цвет от желтого до желто-зеленого	10—60	»
Диалкилдитиокарбаматы (щелочные соли ди-	Жидкие и твердые	20—100	2—10%-ный раствор

Область флотационного применения	Примечания
<p>ных руд. Дозируют в измельчение и во флотацию</p> <p>Эффективный собиратель минералов свинца и меди, а в сочетании с Аэро 404 — золота. Широко применяют при флотации медно-цинковых, медно-свинцово-цинковых и свинцово-цинковых руд. Дозируют в операцию перемешивания перед флотацией и непосредственно во флотацию</p> <p>Эффективный собиратель золота, сульфидов серебра, меди и цинка. Дозируют в измельчение и во флотацию. Применяют редко, преимущественно при флотации свинцово-цинковых руд</p> <p>Эффективный собиратель сульфидов меди. Применяют сравнительно редко (преимущественно при флотации медных руд)</p> <p>Эффективный собиратель сульфидов меди и цинка, золота и серебра. Плохо флотирует шпирит и галенит. Широко применяют при флотации медных, медно-молибденовых и свинцово-цинковых руд. Дозируют в измельчение и в операцию перемешивания перед флотацией</p> <p>Эффективный собиратель окисленных минералов свинца и меди (иногда без сульфидизации), свободного тонкого золота и сульфидов с измененной поверхностью. Применяют при флотации ванадийсодержащих руд и медных руд. Широко применяют в США при флотации медно-цинковых (в сочетании с этиловым аэрофлотом) и свинцово-цинковых, медных и медно-молибденовых руд</p> <p>Эффективный собиратель малахита и азурита (часто без сульфидизации), а также арсеноспирита и тетраэдрита. В сочетании с Аэро-404 широко применяют в США при флотации шпиритных золотосодержащих руд</p> <p>Флотация сульфидов тяжелых цветных металлов и золота (аналогично ксантогенатам)</p>	<p>Реагент компании Америкен Сай-анамид (США). Общее годовое потребление в США 30—100 т</p> <p>Реагент компании Америкен Сай-анамид (США). Общее годовое потребление в США не более 70 т</p> <p>Реагент компании Америкен Сай-анамид (США). Обладает слабыми пенообразующими свойствами. Общее годовое потребление в США не более 70 т</p> <p>Реагент компании Америкен Сай-анамид (США). Пенообразующими свойствами не обладает. Общее годовое потребление в США порядка 600—700 т</p> <p>Реагенты компании Америкен Сай-анамид (США). Общее потребление в год в США 50—200 т. Требуют более длительного перемешивания с пульпой, чем ксантогенаты (обычно дозируют в измельчение или в операцию перемешивания перед флотацией)</p> <p>Более эффективны в содовой среде или в сочетании с фосфатами, например, с широфосфатом</p> <p>Обладают небольшими пенообразующими свойствами</p> <p>Выпускают по ГОСТ 8864—71. Производят диэтилдитиокарбамат натрия</p>

Собиратель	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/т	Способ дозирования
<p>тиокарбамшиновой кислоты:</p> $\begin{array}{c} \text{R} \\ \diagdown \\ \text{N} - \text{C} \begin{array}{l} \diagup \text{S} \\ \diagdown \text{SMe} \end{array} \\ \diagup \\ \text{R}_1 \end{array}$ <p>где R и R₁—H—углеродородные радикалы, Me—K или Na)</p> <p>Тиокарбанилид (дифенилтиомочевина)</p> $\begin{array}{c} \text{H} \quad \text{H} \\ \quad \\ \text{C}_6\text{H}_5 - \text{N} - \text{C} - \text{N} - \text{C}_6\text{H}_5 \\ \\ \text{S} \end{array}$ <p>Диалкилтионокарбаматы</p> $\text{(R-O-C} \begin{array}{l} \diagup \text{S} \\ \diagdown \text{NHR}_1 \end{array}$ <p>где R—C₂H₅, C₃H₇, C₄H₉, R₁—CH₃, C₂H₅ и др.)</p> <p>Z-200 (изопропилэтилтионокарбамат)</p>	<p>Твердый (температура плавления 153—155 °C)</p> <p>Жидкие</p> <p>Жидкость; цвет желтый; плотность 1</p>	<p>20—80</p> <p>10—50</p> <p>10—15</p>	<p>В натуральном виде (в измельченном); в виде раствора в ортогалудине или в крезилевоом аэрофлоте</p> <p>В натуральном виде; 0,1%-ный раствор</p> <p>В натуральном виде; в виде эмульсии</p>
<p>Оксигидрильные</p> <p>Олеиновая кислота (технический олеин); смесь жирных кислот растительных масел и жиров; помимо олеиновой, содержит пальмитиновую, стеариновую, и другие кислоты</p>	<p>Жидкая; цвет от желтого до коричневого</p>	<p>100—2000</p>	<p>В виде раствора щелочных мыл (после омыления); в виде раствора в керосине (1:1; 1:2); в виде эмульсии (иногда стабилизированной алкилсульфатом и др.)</p>

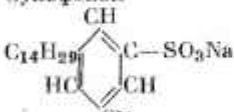
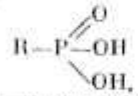
Область флотационного применения	Примечания
<p>Селективный собиратель сульфидов свинца (и меди)</p> <p>Эффективные собиратели сульфидов меди, молибдена и цинка в присутствии спирта (рН = 7 — 9)</p> <p>Флотация медных (около 40% руд в США), медно-молибденовых (около 25% руд в США) и медно-свинцово-цинковых (около 60% руд в США, часто в сочетании с аэрофлотами 208 и 238) руд. Малоактивен при флотации шрита</p> <p>Флотация окисленных минералов руд цветных и редких металлов (шеселит, повеллит, касситерит, ильменит, малахит, окислы кобальта, берилл, сподумен, пирохлор (и др.), горно-химического сырья (апатит, фосфорит, флюорит, барит, кальцит, окислы железа)</p> <p>Минералы, в решетках которых преобладает ионный характер связей (флюорит, шеселит, повеллит, кальцит, барит, доломит, магнетит, апатит, фосфориты), лучше флотировались олеиновой кислотой в щелочной среде. Многие окислы и силикаты (гематит, ильменит, касситерит, берилл, рутил и кварц) лучше флотировались в слабнокислой среде при рН = 5—7</p>	<p>в виде кристаллического порошка, растворимого в воде и спирте</p> <p>В США нашел применение при флотации медно-цинковых руд; общее годовое потребление реагента в США порядка 3—5 т. Растворяется в этиловом спирте и эфире</p> <p>Обладают довольно сильными пенообразующими свойствами</p> <p>Реагент компании Доу Кэмика (США). Общее потребление в год в США порядка 300 т. Обычно применяют в сочетании с низшими ксантогенатами и аэрофлотами</p> <p>Выпускают по ГОСТ 10475—63. Обладает пенообразующими свойствами. При флотации в пульпах с температурой 5—18 °С целесообразно дозировать в виде подогретого раствора мыла, полученного постепенным добавлением олеиновой кислоты в энергично перемешиваемый в течение 30—60 мин раствор соды в присутствии небольшого количества пенообразователя (расход соды около 20% от расхода олеиновой кислоты)</p>

Собирабель	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/г	Способ дозирования
Омыленные рыбы жиры (в основном содержат триглицериды высших карбоновых кислот)	Жидкие	100—2000	Водный раствор мыл
ИМ-21 (в основном содержит линолеовую и линоленовую кислоты)	Жидкий	100—2000	В натуральном виде; в виде раствора в керосине; в виде водных растворов (после омыления)
Сульфатное мыло сырое (в основном смесь натриевых солей карбоновых и смоляных кислот с примесью нейтральных веществ)	Жидкое	100—2000	1—10%-ный водный раствор (лучше подогретый до 60 °С)
Талловое масло сырое (в основном смесь карбоновых и смоляных кислот, а также нейтральных веществ; из карбоновых содержит олеиновую, линолеовую, линоленовую, стеариновую, пальмитиновую кислоты)	»	100—2000	1—20%-ный водный раствор (после омыления); растворы в керосине; эмульсии
Талловое масло дистиллированное (смесь карбоновых и смоляных кислот)	»	100—2000	1—15%-ный раствор щелочных мыл; в натуральном виде; эмульсии
Талловое масло ректифицированное (жирные кислоты таллового масла)	»	100—2000	1—15%-ный раствор щелочных мыл
Соапсток (смесь нейтрального жира, омыленных жирных кислот и др.)	Мазеобразное вещество темно-коричневого цвета	200—5000	5—10%-ный раствор (после омыления)
Мылонафт (смесь натриевых солей нафтеновых кислот, углеводов, воды и др.)	Мазеобразное вещество; цвет от соломенно-желтого до коричневого	100—1000	1—20%-ный раствор
Асидол (смесь нафтеновых кислот и углеводов)	Маслянистая жидкость; цвет коричневый	100—1000	1—20%-ный раствор (после омыления)

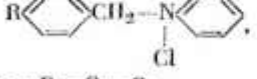
Область флотационного применения	Примечания
Флотация неметаллических полезных ископаемых и железных руд (совместно с талловым маслом)	Технические рыбьи жиры выпускают по ГОСТ 1304-60. Кислотное число 3-30; число омыления 125-255
Флотация руд редких металлов	Сохраняет эффективность при флотации руд в жесткой воде
Флотация руд черных металлов, касситерита, нефелинсодержащих продуктов	Отход сульфатно-целлюлозного производства. Обладает сильными пенообразующими свойствами
Заменитель олеиновой кислоты	Побочный продукт производства целлюлозы; число омыления 140-180
Флотация руд редких и черных металлов, барита, азатито-нефелиновых руд	Получают дистилляцией сырого таллового масла
Флотация руд редких металлов и барита	Получают вакуум-ректификацией сырого таллового масла. При низких температурах по эффективности превосходит олеиновую кислоту
Заменяет олеиновую кислоту и талловое масло. Эффективен при флотации окисленного молибдена, сподумена, эгирина	Отход рафинации масел
Флотация руд черных металлов и неметаллических полезных ископаемых. Можно применять в качестве пенообразователя (в том числе для сульфидных руд)	Продукт нефтеперерабатывающей промышленности
Флотация руд черных металлов и неметаллических полезных ископаемых. Заменяет олеиновую кислоту	Продукт нефтеперерабатывающей промышленности. Кислотное число 175-210

Собиратель	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/г	Способ дозирования
<p>Асидол-мылонафт (смесь нефтяных кислот, углеводов и минеральных солей)</p>	<p>Маслянистая жидкость</p>	<p>100—1000</p>	<p>1—20%-ный раствор (после омыления)</p>
<p>Синтетические жирные кислоты (смесь нормальных насыщенных кислот: фракции C₇—C₉, C₁₀—C₁₆, C₁₇—C₂₀, C₂₀ и выше)</p>	<p>Жидкие (фракция C₁₇—C₂₀ мазеобразная)</p>	<p>100—1000</p>	<p>1—10%-ный раствор (после омыления)</p>
<p>Окисленный керосин (смесь карбоновых кислот, углеводов, оксикислот и др.)</p>	<p>Маслообразная жидкость</p>	<p>1000—2000</p>	<p>В натуральном виде; эмульсия</p>
<p>Окисленный присайкл Ор-100 (смесь изокарбоновых кислот, углеводов, оксикислот и др.)</p>	<p>Жидкий</p>	<p>20—3000</p>	<p>То же</p>
<p>Окисленный петролатум (содержит приблизительно 35—40% карбоновых кислот, 40% оксикислот, 15% углеводов, 5—10% кислородных нейтральных соединений и др.)</p>	<p>Смолообразная масса (температура плавления 60—62 °С)</p>	<p>100—2000</p>	<p>1—10%-ный раствор (после омыления); в виде раствора в бензине (1 : 1)</p>
<p>Ветлужское масло (содержит олеиновую и пальмитиновую кислоты, 20—25% углеводов, около 40% многоатомных фенолов и их производных)</p>	<p>Жидкое</p>	<p>15—100</p>	<p>В натуральном виде; эмульсия</p>
<p>ОРС (смесь натриевых солей сульфотерифицированных спиртов, карбоновых кислот и оксикислот, а также содержат свыше 60% сульфата натрия и 10—12% углеводов)</p>	<p>Порошок желтого цвета, легко растворим в воде</p>	<p>100—300 (по активному)</p>	<p>1—5%-ный раствор</p>

Область флотационного применения	Примечания
<p>Флотация руд черных металлов и неметаллических полезных ископаемых</p> <p>Флотация неметаллических полезных ископаемых и железных руд. Фракция C₇-C₉ — пенообразователь (собирательные свойства выражены слабо)</p> <p>Флотация руд черных металлов и неметаллических полезных ископаемых. Может быть эффективен при флотации ферримолибдита</p> <p>Эффективен при флотации барита, окисленных молибденовых руд, ильменита и рутила в нейтральной и слабощелочной средах, пироклоровых руд (селективное отделение кальцита) и сподуменовых руд. По селективности обычно превосходит олеиновую кислоту</p> <p>Флотация апатито-нефелиновых руд, несulfидных минералов. Может заменять олеиновую кислоту при флотации ферримолибдита и оловянных руд. Может быть эффективен как дополнительный собиратель цементной меди (особенно в сочетании с керосином, как стабилизатор эмульсии)</p> <p>Эффективно при флотации окисленных минералов свинца и железных руд. Применяют при обогащении медно-свинцово-цинковых руд</p> <p>Флотация баритовых руд. Эффективен при флотации карбонатитовых пироклорсодержащих руд (собираатель апатита и кальцита)</p>	<p>Продукт нефтеперерабатывающей промышленности. Кислотное число 190—220</p> <p>Выпускают по ГОСТ 9975—62. Кислотное число фракций C₇-C₉ 370—410, фракций C₁₀-C₁₆ 245—260, фракций C₁₇-C₂₀ 180—205, фракций C₂₀ и выше 107</p> <p>Продукт окисления углеводородов. Кислотное число 45</p> <p>По сравнению с окисленными керосином и петролатумом имеет более стабильный состав. Обладает меньшими пенообразующими свойствами, чем олеиновая кислота и омыленный петролатум.</p> <p>Кислотное число 80—100</p> <p>Побочный продукт производства смазочных масел. Кислотное число 55—65</p> <p>Получают на Ветлужском лесохимическом комбинате</p> <p>Получают сульфированием окисленного рисайкла. Содержит 20—25% активного вещества. Обработывая (для удаления углеводородов) реагент ОРС-1 петролеиным эфиром, получают ОРС-2</p>

Собиратель	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/т	Способ дозирования
<p>Мощное средство «Новость» (смесь натриевых солей серноокислых эфиров жирных спиртов с сульфатом натрия) $\text{CH}_2(\text{CH}_2)_n\text{OSO}_3\text{Na}$, $n = 9-17$</p>	<p>Порошок цвета от белого до кремового или паста</p>	<p>100—200</p>	<p>1%-ный раствор</p>
<p>Сульфонат (смесь натриевых солей алифатических сульфоновых кислот RSO_2ONa, где R — алкильный радикал, содержит 12—18 атомов углерода)</p>	<p>Твердый, чешуйчатый</p>	<p>—</p>	<p>0,5—3%-ный раствор</p>
<p>Контакт Петрова (смесь нефтяных сульфокислот, углеводородов, воды, серной кислоты и ее солей)</p>	<p>Жидкость; цвет от темно-желтого до коричневого и черного</p>	<p>200—2000</p>	<p>В натуральном виде; 1—10%-ный раствор (после нейтрализации едким натром или содой)</p>
<p>Сульфированный керосин (смесь алкиларилсульфонатов и углеводородов)</p>	<p>Жидкость</p>	<p>—</p>	<p>В натуральном виде; эмульсия</p>
<p>Сульфаниол $\text{C}_{14}\text{H}_{29}$ </p>	<p>Твердый (порошкообразный)</p>	<p>—</p>	<p>0,1—1%-ный раствор (растворять при подогреве до 50 °С)</p>
<p>Алкилфосфоновые кислоты</p>	<p>Жидкость</p>	<p>200—600</p>	<p>В виде водных растворов; натриевых солей; в смеси с метанолом (1 : 1) с последующим приготовлением 5%-ного водного раствора</p>
<p>где R — алкил, алкилен, арил, алкиларил </p>	<p>Жидкость; цвет от темно-коричневого до черного; плотность 1,03</p>	<p>100—1000</p>	<p>5—10%-ный раствор</p>
<p>R (Аэро)-740 (натриевое мыло неочищенных карбоновых кислот) R (Аэро)-765 (очищенные карбоновые кислоты, в основном олеиновая и линолевая; содержится эмульгирующее вещество)</p>	<p>Жидкость; цвет коричневый; плотность 0,9</p>	<p>100—1000</p>	<p>5—10%-ный раствор; в натуральном виде</p>

Область флотационного применения	Примечания
<p>Эффективный собиратель при флотации барита в кислой среде из швельто-баритового концентрата; при $pH=6,8$ селективно флотировал флюорит от касситерита; при $pH=1,5-3$ избирательно флотировал циркон и шрохлор</p>	<p>Продукт переработки кашалотового жира или высокомолекулярных спиртов. Содержит около 40% алкилсульфата натрия</p>
<p>Флотация несulfидных руд</p>	<p>Выпускают по ГОСТ 12390-66. С согласия потребителей доставляется в виде пасты (содержание влаги 32%). Активность 90% (в случае пасты 60%)</p>
<p>Флотация несulfидных руд и угля</p>	<p>Получают sulfированием углеводородов нефти. Содержание сульфокислот 50-55%. Нечувствителен к ионам кальция и магния</p>
<p>Собиратель пенообразователь при флотации угля</p>	<p>Получают sulfированием керосиновой фракции с температурой кипения 150-315 °C</p>
<p>Дополнительный собиратель несulfидных минералов. Можно использовать для стабилизации эмульсии</p>	<p>Обладает довольно сильными пенообразующими свойствами</p>
<p>Эффективный собиратель-касситерита</p>	<p>Наиболее эффективны в нейтральной и слабокислой среде. Лучшим действием обладают кислоты, содержащие 6-8 атомов углерода в молекуле</p>
<p>Флотация неметаллических полезных ископаемых. Дополнительный собиратель при флотации руд цветных и драгоценных металлов. Часто применяют в комбинации с Аэро-765</p>	<p>Реагент компании Американ Сайанамид (США). Дозируют в операцию перемешивания перед флотацией и во флотацию</p>
<p>Флотация минерального сырья. Реагент эффективен при низких температурах при флотации в нейтральной и щелочной средах</p>	<p>Реагент компании Американ Сайанамид (США). Благодаря эмульгирующему веществу хорошо распределяется в воде</p>

Собиратель	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/т	Способ дозирования
<p>R (Аэро)-801 и 899 (содержат нефтяные сульфокислоты)</p>	<p>Жидкие; цвет коричневато-черный; плотность 1,12</p>	<p>200—2000</p>	<p>10—30%-ный раствор</p>
<p>Аэрозоль 18 (N-алкилсульфосукцинаматы)</p> $\text{RNHCO}-\underset{\text{SO}_3\text{Na}}{\text{CH}}-\text{CH}_2-\text{COONa}$ <p>R=C₁₂-C₂₂</p>	<p>Паста; цвет белый, светло-кремовый; молекулярный вес 495</p>	<p>10—100</p>	<p>Водная эмульсия, 1%-ный водный раствор (приготавливают медленным добавлением теплой воды к пасте при интенсивном перемешивании); совместно с эмульсией карбоновых кислот (стабилизатор)</p>
<p>Катионные</p>			
<p>Амины на основе карбоновых кислот (алифатические амины RNH₂, где R — радикал, содержит 7—9, 10—16, 17—21 атомов углерода)</p>	<p>Жидкие и твердые</p>	<p>50—250</p>	<p>0,5—5%-ный водный раствор (для приготовления необходима добавка HCl)</p>
<p>АПП (смесь хлоридратов первичных аминов RNH₂ · HCl, где R — радикал, содержит 14—15 атомов углерода)</p>	<p>Жидкость; цвет бурый, плотность 0,9—1</p>	<p>50—250</p>	<p>1—2%-ные растворы (для приготовления необходима добавка HCl)</p>
<p>Каташии К (в основном содержат алкилбензилпиридинийхлорид</p>	<p>Паста; цвет желтый</p>	<p>50—250</p>	<p>1—5%-ный раствор</p>
			
<p>где R=C₆-C₈</p>			
<p>R (Аэро)-3035</p>	<p>Жидкий; цвет коричневый; плотность 0,92</p>	<p>50—250</p>	<p>В натуральном виде, в виде раствора в керосине</p>
<p>R (Аэро)-3037</p>	<p>Паста; цвет коричневый; плотность 0,94</p>	<p>50—250</p>	<p>5%-ный водный раствор; раствор в керосине</p>

Область флотационного применения	Примечания
<p>Эффективны при флотации бедных железосодержащих руд после их обесшламливания. Используют при флотации кальцита, флюорита, барита, шеелита, вольфрамита, лепидолита, боксита и др. (без обесшламливания)</p> <p>Эффективные собиратели касситерита, окисленных железных руд рН=2—10, шеелита и барита</p>	<p>Реагенты компании Америкен Сайанамид (США). Обладают пенообразующими свойствами. При флотации железных руд обесшламливание снижает расход реагентов и улучшает селективность.</p> <p>Реагент компании Америкен Сайанамид (США).</p> <p>Содержит 35% активной части и 65% воды. Устойчив в растворах кислот и щелочей. Является собирателем барита</p>
<p>Собиратели кварца при флотации железных руд и фосфоритов. Эффективны при флотации окисленных минералов цинка и растворимых солей (сильвин)</p> <p>Собиратели кварца при флотации железных руд и фосфоритов, берилла и др.</p>	<p>В зависимости от фракций исходных кислот выпускают три марки аминов (с различной длиной анионной части). Активность не менее 90%</p> <p>Содержание хлоридратов—75%</p>
<p>Собиратель вольфрамита</p>	<p>Содержание основного вещества около 90%, влаги около 7%</p>
<p>Широко применяют на зарубежных фабриках при селекции сильвина от галита и силикатов от фосфоритов</p>	<p>Реагенты компании Америкен Сайанамид (США). Аэро 3035 переводят в водорастворимую форму с помощью соляной или ледяной уксусной кислоты (для нейтрализации 100 кг реагента требуется около 17 кг уксусной кислоты)</p>

Собиратель	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/г	Способ дозирования
<p>Неионогенные</p> <p>Диксантогениды (общая формула)</p> $\text{ROC}-\underset{\text{ }}{\text{S}}-\underset{\text{ }}{\text{S}}-\text{C}-\text{OR},$ <p>где R — алкильный радикал)</p> <p>СЦМ-2 ($\text{C}_9\text{H}_9\text{O}-\underset{\text{ }}{\text{C}}-\underset{\text{ }}{\text{S}}-\underset{\text{ }}{\text{C}}-\text{OCH}_3$)</p> <p>Аллиловые эфиры ксантогеновых кислот</p> $(\text{RO}-\underset{\text{ }}{\text{C}}=\underset{\text{ }}{\text{S}}\text{R}_1,$ <p>где R — алкильный, а R₁ — аллильный радикалы)</p> <p>Минералы (А, В и 27)</p>	<p>Жидкие</p> <p>Жидкий</p> <p>Жидкие</p> <p>*</p>	<p>20—100</p> <p>20—80</p> <p>10—80</p> <p>7—40</p>	<p>Эмульсия (лучше диспергировать ультразвуком)</p> <p>В натуральном виде</p> <p>Эмульсия</p> <p>В натуральном виде</p>
<p>Аполярные масла — керосин, солеровое масло, индустриальные масла 30 и 50, трансформаторное масло, вазелиновое масло МВП и др. (содержат углеводороды различных классов и часто примеси поверхностно-активных веществ)</p> <p>ИМ-5 (смесь различных углеводородов с преобладанием ароматических)</p>	<p>Жидкие; плотность 0,8—0,9</p> <p>Жидкость</p>	<p>20—1000 (чаще 50—250)</p> <p>50—500</p>	<p>Эмульсия; в натуральном виде</p> <p>То же</p>

Область флотационного применения	Примечания
<p>Дополнительные собиратели молибденита молибденовых и медно-молибденовых руд. Могут быть эффективны при флотации цементной меди</p>	<p>Диэтилдиоксантогенид получают на Доржмзаводе и в виде побочного продукта на Усть-Каменогорском свинцово-цинковом комбинате. В лаборатории можно получать окисленным соответствующих ксантогенатов, например иодом</p>
<p>Собиратель цементной меди. Может быть эффективным при флотации медно-молибденовых руд</p>	<p>Получается на основе бутилового ксантогената и метилхлорформата в водной или ацетоновой среде</p>
<p>Эффективные (обычно дополнительные) собиратели при флотации медно-молибденовых и медных руд; в отличие от ксантогенатов малоактивны к шпириту в слабощелочной среде</p>	<p>Аллиловый эфир амилксантогеновой кислоты (реагент 3302) применяют при флотации медно-молибденовых руд в США и Перу</p>
<p>Применяют в США при флотации медных (15—20% руд), обычно в сочетании с бутиловым ксантогенатом, медно-молибденовых (15—20% руд) и медно-свинцово-цинковых (7% руд) руд</p>	<p>Общее потребление в год в США порядка 400 т</p>
<p>Флотация молибденовых, медных, медно-молибденовых, железных, титановых оловянных и других руд (дополнительные собиратели), угля, серы, графита, фосфатного сырья. Особенно эффективны при флотации крупных сростков (грубый помол) и тонких шламов. При обогащении шламистых руд целесообразно дозировать в операцию перемешивания (перед флотацией); в случае грубого помола руд более эффективной может оказаться дозировка в середине основной флотации или в контрольные операции. Применяют для растворения некоторых анионных реагентов, например карбоксильных</p>	<p>Вязкость при 50 °С, составляет: керосин 2,5—4; соляровое масло 5—8; индустриальное масло 30 и 50 (машинное М и СУ) 27—38; трансформаторное масло не более 9,6; вазелиновое масло 6,3—8,5. Обладают пеногасящим действием (последнее возрастает с уменьшением вязкости), требуют применения сильных пенообразователей. Применение более вязких масел предпочтительно при флотации руд грубого помола</p>
<p>Флотация молибденовых, медных, медно-молибденовых и фосфоритных руд</p>	

§ 68. ХАРАКТЕРИСТИКА РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ

В табл. 252 приведена характеристика реагентов-собираателей и их применение.

Значительную часть реагентов-собираателей отечественного производства доставляют на обогатительные фабрики на железнодорожных цистернах и металлических барабанах весом до 350 кг (олеиновая кислота, омыленные рыбьи жиры, сульфатное мыло, талловое масло, вторичный масляный гидрон Казанского МЖК, соапсток, мылонафт, асидол, синтетические жирные кислоты, кубовый остаток Казанского СЖК, окисленный уайт-спирит, окисленный керосин, окисленный рсайкл, окисленный петролатум, ветдужское масло, адмил-сульфаты вторичных жирных спиртов, «Прогресс», контакт Петрова, сульфированный керосин, эмульсолы, АПП, аполярные масла, фенольные и гидролизанные аэрофлоты и др.).

В бумажных и крафт-целлюлозных мешках, а также в картонных коробках доставляют сульфонат, сульфидол, детергент «Новост», меркаптобензотриазол. Последний также доставляют в фанерных ящиках.

В металлических барабанах емкостью до 250 кг доставляют амины на основе жирных кислот и спиртовые аэрофлоты, а в барабанах из листовой кровельной стали емкостью до 100 кг — ксантогенаты.

Глава XXXII

ПЕНООБРАЗОВАТЕЛИ

§ 69. КЛАССИФИКАЦИЯ ПЕНООБРАЗОВАТЕЛЕЙ

Пенообразователи — поверхностно-активные органические вещества, адсорбирующиеся преимущественно на поверхности раздела жидкость — газ.

Назначение пенообразователей — образовывать в объеме пены водопузырьные пузырьки с определенными свойствами, а на поверхности пены — достаточно устойчивый пенный слой необходимого строения.

Молекулы пенообразователей являются полярно-аполярными (дифильными); полярная часть может быть представлена гидроксидом, карбонилем, сульфогруппой, аминогруппой и др.

Поверхностное натяжение чистых пенообразователей и их растворов значительно меньше поверхностного натяжения воды. Поверхностное натяжение воды на границе с воздухом при 18° С равно 72,8 дин/см, этилового спирта — 22 дин/см, ТЭВ-24,4 дин/см, 0,5%-ного раствора ДС-РАС — 35 дин/см, 0,5%-ного раствора Азолита А — 28 дин/см, 0,5%-ного раствора реагентов типа ОП-35 — 37 дин/см.

С повышением концентрации пенообразователя поверхностное натяжение раствора понижается (поверхностно-активное вещество переходит в поверхностный слой, уменьшая тем самым свободную энергию). В предельном случае при добавлении к воде поверхностно-активных веществ происходит полное удаление молекул воды с поверхности раздела газообразной и жидкой фаз и замещение их молекулами менее полярного вещества, например терпинеола. При этом сила межмолекулярного взаимодействия поверхностного слоя жидкости и воздуха увеличивается, поверхностное натяжение уменьшается.

При флотационных концентрациях пенообразователей понижение поверхностного натяжения составляет всего 1—3 дин/см, и адсорбционный слой на поверхности пузырьков в объеме пены является ненасыщенным. Концентрация пенообразователя в пенном слое значительно больше, чем в объеме пены (выше уровня пены пузырьки разрушаются и пена все время получает новые порции реагента).

Адсорбируясь на границе раздела вода — воздух, поверхностно-активные вещества ориентируются полярной группой в водную фазу. Взаимодействуя с полярными группами молекул пенообразователя, диполи воды гидратируют их, создавая каркас известной жесткости и способствуя упрочнению поверхностного адсорбционного слоя пузырька воздуха.

Чем больше гидратированы молекулы пенообразователя, тем медленнее стекает вода с поверхности пузырька в пенном слое, тем устойчивее пена¹. Слишком хрупкие и слишком устойчивые пены не являются оптимальными для флотации. В отсутствие пенообразователя пузырьки воздуха разрушаются практически сразу после достижения ими поверхности. Пена должна обладать свойствами, обеспечивающими вторичную концентрацию флотированного минерала. Структура флотационной пены зависит, при прочих равных условиях, от характера флотореагентов и от крупности минеральных зерен.

Различают три типа пен: пленочно-структурные, агрегатные и пленочные. Тип пены можно определить по характеру ее распада и по содержанию воды в продуктах распада.

Пленочно-структурная пена при флотации частиц обычной крупности встречается наиболее часто; она характеризуется значительной обводненностью, имеет относительно большую высоту и содержит повышенное количество увлеченных частиц пустой породы.

Агрегатными называют плотные минерализованные пены, содержащие относительно небольшое количество воды. Образованию агрегатных пен способствуют относительно крупные флотирующиеся частицы, а также добавки аполярных масел; агрегатные пены могут получаться также при распаде обычных пленочно-структурных пен. Этим пенам часто соответствует максимальная скорость флотации.

Пленочные пены аналогичны агрегатным, но имеют небольшую толщину; получаются при флотации крупных гидрофобных частиц небольшой плотности, например угля.

Аполярная группа пенообразователя, замещающая молекулы воды на поверхности раздела фаз и уменьшающая поверхностное натяжение, должна быть достаточно длинной, чтобы выталкиваться из воды. У пенообразователей полярная группа находится в определенной связи с размером углеводородного радикала. Например, спирты с числом атомов углерода в молекуле до четырех не являются пенообразователями, так же как и спирты, содержащие более восьми атомов углерода (в первом случае преобладает взаимодействие группы OH с водой над взаимодействием аполярного радикала с воздухом, во втором — наоборот).

Пенообразователи способствуют диспергированию воздуха во флотомашине, препятствуют коалесценции воздушных пузырьков, снижают скорость подъема пузырьков воздуха в пульсе (приблизительно в 2 раза), улучшая минерализацию, увеличивают силу прилипания пузырьков к флотирующимся минеральным частицам, способствуют образованию трехфазной флотационной пены определенных свойств и характера.

Пенообразующая способность реагентов зависит от их природы и концентрации. В ряду нормальных спиртов наибольшим пенообразующим действием обладает октиловый спирт, затем следуют гептиловый и гексилловый, в ряду низших фенолов — крезол, затем ксиленол и фенол. Наиболее сильными пенообразователями из применяемых в современной практике являются ТЭБ и ОПСБ. Чем сильнее пенообразователь, тем меньше его расход во флотации. Расход пенообразователя должен поддерживаться на минимально необходимом уровне во избежание снижения качества концентратов и увеличения объема флотированной пульпы (из-за повышенного выхода промпродукта).

Каждый пенообразователь индивидуально влияет на характер распределения воздушных пузырьков в пульсе по крупности. Наиболее флотоактивны пузырьки диаметром 0,6—1,2 мм. Крупные пузырьки обладают достаточной подъемной силой для извлечения крупных минеральных частиц и сростков, но вследствие больших скоростей подъема их время контакта с частицами невелико, и они малоэффективны. Тонкие и сверхтонкие пузырьки находятся в пульсе значительное время, способствуют прикреплению к частицам пузырьков более крупных размеров, но сами по себе плохо флотируют минеральные частицы даже средней крупности.

¹ Между количеством воды в пене и выходом концентрата существует прямая связь: объем воды в пене прямо пропорционален времени флотации.

С уменьшением размера воздушных пузырьков возрастает стабильность пены. Флотирующиеся минеральные частицы также стабилизируют пену. Наоборот, тонкие гидрофобные осадки, образующиеся в пульпе при взаимодействии собирателя с ионами тяжелых металлов, оказывают пеногасящее действие. Растворение гидрофобных осадков или их превращение в гидрофильные под действием регуляторов приводит к усилению пенообразования. Например, пенообразование увеличивает добавка хромпика в случае образования ксантогената свинца, сернистого натра в случае образования ксантогенатов тяжелых цветных металлов и др.; добавка сернистого натра при расходе 5—10 г/т в основную флотационно-сульфидной руды позволяет иногда сократить на 25—30% расход пенообразователя.

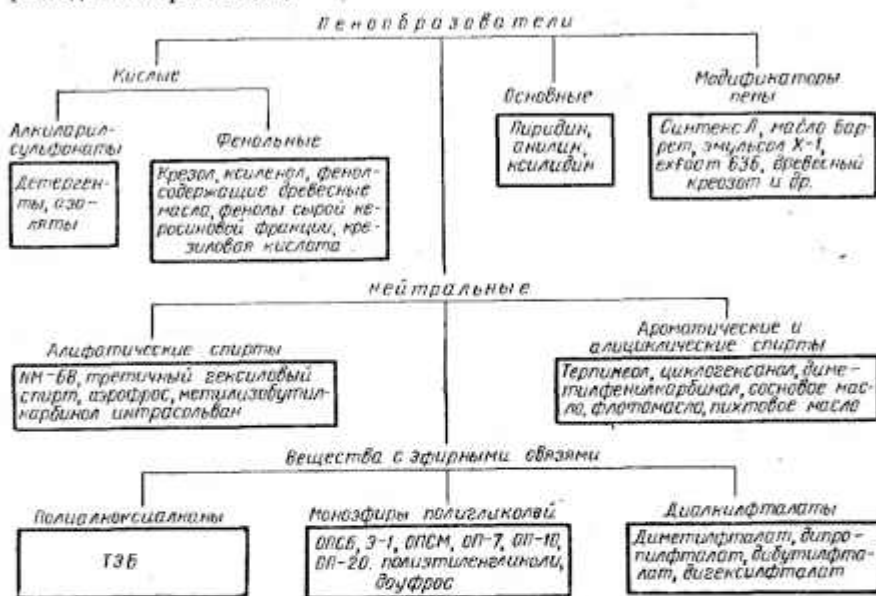


Рис. 70. Классификация реагентов-пенообразователей

Эффективность применения пенообразователей зависит от pH пульпы. Условно пенообразователи (по С. В. Дуленкову) можно разделить на три группы (рис. 70): кислые или фенольные, обладающие максимальным пенообразующим действием в кислой среде; основные, обладающие максимальным пенообразующим действием в щелочной среде; нейтральные, пенообразующее действие которых не зависит от величины pH. Практически по масштабам потребления наиболее важны нейтральные пенообразователи, которые, в свою очередь, делят на три подгруппы: реагенты, содержащие алифатические спирты; реагенты, содержащие ароматические и алициклические спирты; реагенты, содержащие вещества с эфирными связями. Кроме того, можно выделить группу реагентов, выполняющих при флотации роль модификаторов пены (используют для изменения устойчивости и структуры пены).

Выбор пенообразователя зависит от многих факторов и в первую очередь определяется характером руды и степенью ее измельчения.

В общем случае при флотации полиметаллических руд для достижения лучшей селективности необходимо применять слабые пенообразователи, а при флотации монометаллических руд — сильные, способствующие увеличению скорости флотации. Сильные пенообразователи рекомендуется также применять при более грубом рудном помоле, особенно при введении во флотацию углеводородных масел, оказывающих пеногасящее действие.

Хрупкую, сравнительно малоустойчивую пену обеспечивают синтетические спиртовые пенообразователи, в частности высшие алифатические спирты. Сравнительно устойчивую, но недостаточно подвижную пену образует крезол. Наиболее устойчивую пену, в которой удерживается чрезмерно большое количество пустой породы, образуют древесно-смоляные масла. В случае повышенной обводненности пены хорошие результаты может дать увеличение времени ее отстаивания за счет регулировки работы пеногона (уменьшение числа оборотов и допастей и т. п.).

В промышленных условиях флотации руд цветных металлов наиболее распространено применение следующих пенообразователей.

Медные руды. СССР — Т-66, флотомасло; США — доуфрос, сосновое масло, аэрофрос 65, метилизобутилкарбинол; Канада — сосновое масло, доуфрос, гексилловый спирт, фозокрезол В; Перу — сосновое масло.

Медно-молибденовые руды. СССР — Т-66, ОПСБ, терпинеол, сосновое масло, ИМ-68; США — сосновое масло, крезол, крезилловая кислота, доуфрос, метилизобутилкарбинол; Чили — сосновое масло, доуфрос.

Медно-никелевые руды. СССР — Т-66 и бутиловый аэрофлот; Канада и Финляндия — сосновое масло (реже доуфрос и метилизобутилкарбинол).

Медно-цинково-пиритные руды. СССР — Т-66, ИМ-68 и тяжелые масла (заменяли сосновое масло, флотомасло и пиридин); Канада — сосновое масло (реже метилизобутилкарбинол, доуфрос и ТЭБ); США — метилизобутилкарбинол, крезол, сосновое масло.

Медно-свинцово-цинково-пиритные руды. СССР — Э-1, Т-66, флотомасло, циклогексанол (заменял интрасольван и крезол); США — сосновое масло, крезилловая кислота, доуфрос, метил-амиловый спирт, метилизобутилкарбинол, масло Баррет; Австралия — сосновое масло, крезилловая кислота. Применение фенольных пенообразователей на фабриках сокращается.

Свинцово-цинковые руды. СССР — сосновое масло, терпинеол, диметилфталат; США — аэрофрос 77 и 65, крезол, метилизобутилкарбинол, доуфрос, гексилловый спирт, сосновое масло, крезилловая кислота; Канада — крезилловая кислота, доуфрос, метил-амиловый спирт; Италия — крезилловая кислота и сосновое масло; Австралия — метилизобутилкарбинол и крезол; Болгария — сосновое масло.

Таблица 253

Примеры промышленного использования сочетаний пенообразователей при флотации руд цветных металлов

Руда	Сочетание пенообразователей	Средний расход, г/т
Медная	Сосновое масло — гексанол	1 + 13
	Сосновое масло — доуфрос	35 + 25
	Гексилловый спирт — фозокрезол В	25 + 20
	ТЭБ — аэрофрос 70	60 + 60
	Доуфрос — метилизобутилкарбинол	20 (суммарно)
Медно-молибденовая	Доуфрос — сосновое масло	5 (суммарно)
	ОПСБ — терпинеол	12 + 25
	ОПСБ — флотомасло из сухоперегонного скипидара	30 + 40
Медно-цинково-пиритная	Крезол — метилизобутилкарбинол	75 (суммарно)
	ТЭБ — сосновое масло	35 + 20
	Крезол — метилизобутилкарбинол	15 + 5
	Крезол — доуфрос	10 + 80
Свинцово-цинковая	Крезилловая кислота — сосновое масло	25 + 30
	Крезилловая кислота — доуфрос	5 + 5
	Метил-амиловый спирт — доуфрос	10 + 5

Характеристика реагентов-пено

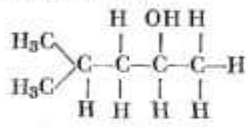
Пенообразователь	Состояние в обычных условиях	Плотность при 20 °С	Средний расход, г/т
<p>Алкиларилсульфонаты</p> <p>(соли ароматических сульфокислот, в ароматическом ядре которых имеется алкильный радикал)</p> <p>ДС (детергент советский)</p> $R-Ar-SO_3Na,$ <p>где R—алкильный остаток (5—11 атомов углерода); Ar—ароматическое ядро</p>	<p>Жидкость, цвет от светло- до темно-коричневого</p>	<p>1,06 (20% ДС в растворе); 1,17 (50% ДС в растворе)</p>	<p>200—800</p>
<p>ДС—РАС (ДС, очищенный от примесей)</p>	<p>Твердый в виде порошка</p>		<p>—</p>
<p>Фенольные (все токсичные)</p> <p>Крезол—трикрезол каменистоугольный (смесь орто-, мета- и паракрезолов C_6H_4OH, содержит примеси углеводородов и др.)</p>	<p>Маслянистая жидкость; цвет темно-коричневый</p>	<p>1,03—1,05</p>	<p>20—100</p>
<p>Кепленол $(CH_3)_2C_6H_3OH$</p>	<p>Маслянистая жидкость, цвет темно-коричневый</p>	<p>1,017—1,027</p>	<p>50—150 (руда), 500 (уголь)</p>

образователей и их применение

Способ дозирования	Область флотационного применения	Примечания
1—10%-ный водный раствор	Флотация свинцово-цинковых руд и угля	ДС натриевый содержит не менее 45% солей сульфокислот и не более 10% солей серной кислоты. ДС кальциевый — соответственно 55 и 1%. Получают при нейтрализации кислого гудрона. Хорошо растворим в воде
1—10%-ный водный раствор	Аналогична ДС	Реагент полностью растворим в воде; нетоксичен
В натуральном виде	Флотация свинцово-цинковых и медно-свинцово-цинковых руд, а также окисленных медных и свинцовых руд (вследствие токсичности применение ограничено)	Получают ректификацией сырых фенолов. В зависимости от исходного сырья в промышленности получают в соответствии с ГОСТ 2264—54 три марки крезолов: А, Б и В, в основном отличающиеся содержанием метакрезолов (соответственно 43—49, 37—43 и более 45%). Для флотации руд цветных металлов применялся крезол марки В
То же	Флотация медных, молибденовых и медно-никелевых руд, руд редких металлов и угля (вследствие токсичности не применяется)	Выпускают по ГОСТ 11314—65. Технический ксиленол содержит до 95% изомеров ксиленола и крезолов и не более 1,5% воды. Ксиленол полностью растворяется в 10%-ном растворе едкого натра

Пенообразователь	Состояние в обычных условиях	Плотность при 20 °С	Средний расход, г/т
<p>Фракция фенольно-крезольная (состоит преимущественно из собственно фенолов и крезолов)</p>	<p>Жидкость; цвет желто-коричневый</p>	<p>—</p>	<p>100—200 (руда), 600 (уголь)</p>
<p>Фенолы сырой керосиновой фракции (содержат не более 13% нейтральных масел по отношению к водному продукту и не более 10% воды)</p>	<p>Жидкость; цвет от темно-бурого до черного</p>	<p>1,06</p>	<p>100—200</p>
<p>Древесно-смоляное легкое флотационное масло (содержит фенолы — не менее 15%, воды — не более 4%)</p>	<p>Маслянистая жидкость; цвет темный</p>	<p>0,95—1</p>	<p>150—250</p>
<p>Древесно-смоляное тяжелое флотационное масло (содержит фенолы — не менее 60%, воды — не более 8%)</p>	<p>Жидкость; цвет темный</p>	<p>1,04—1,11</p>	<p>150—250</p>
<p>Крезольная кислота (техническое название; содержит ксиленол, крезол и др.)</p>	<p>Жидкость; цвет от соломенно-желтого до темно-коричневого</p>	<p>1,01—1,04</p>	<p>20—90</p>
<p>Алифатические спирты ИМ-68 (смесь первичных спиртов с 6—8 атомами углерода в молекуле)</p>	<p>Жидкость; цвет светло-желтый</p>	<p>0,838</p>	<p>20—60</p>

Способ дозирования	Область флотационного применения	Примечания
В натуральном виде	Флотация руд цветных металлов и угля	Реагент содержит не менее 97% фенол-крезолов, не более 40% бензофенолов, не менее 20% фенолов, не более 0,3% шридиновых оснований, не более 5% воды. Растворяется в 10%-ном растворе едкого натра
То же	Флотация руд цветных металлов и угля	Выделяют из керосиновой и бензино-лигроиновой фракций при переработке нефти
В натуральном виде	Флотация монометаллических сульфидных и свинцово-цинковых руд	Выделяют при сухой перегонке древесины лиственных пород. Кислотное число масла 45
То же	То же	Производят перегонкой древесной смолы. Кислотное число масла не более 60
»	Флотация медных, свинцово-цинковых, медно-свинцово-цинковых и медно-молибденовых (около 50% руд в США) руд и минерального сырья. При флотации медных и медно-молибденовых руд в США применяют исключительно в сочетании с креозотом (суммарный расход 20—30 г/т)	Получают при переработке каменноугольной смолы, а также обработкой дистиллятов, полученных при крекинге нефти. Производится компанией Американ Сайанамид (США). Общее потребление реагента в год в США — 1200—1400 т. Обладает собирательными свойствами на сульфиды меди и свинца
В натуральном виде, в виде эмульсии и 0,1%-ного раствора	Флотация медно-молибденовых, медно-свинцово-цинковых и других руд	Содержание альдегидов не более 2%; кислотное число не более 2; начало кипения не выше 140° С. Получают из крекинг-бензина

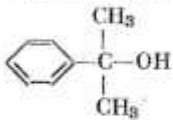
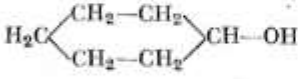
Производитель	Состояние в обычных условиях	Плотность при 20 °С	Средний расход, г/т	Способ дозирования	Область флотационного применения	Примечания
Третичный гексилвый спирт ТГС $C_6H_{13}OH$	Жидкость; бесцветная	0,81—0,82	10—50	В натуральном виде	Флотация медно-цинково-цинковых руд	Технический ТГС содержит 98,5% основного вещества. Растворимость в воде около 2 г/л. Температура кипения 121° С
Амиловые спирты (пентазол) $C_6H_{11}OH$ (изомеры)	Жидкость	0,811—0,822	20—80	То же	Селективная флотация руд цветных металлов	Применяют как в качестве основного пенообразователя, так и в качестве модификатора пены (особенно за рубежом). Температура кипения 100—140° С. Реагент токсичный
Метилэтилкарбинол (изо-гексилвый спирт) 	*	0,81—0,82	10—40	*	Флотация медных (около 30% руд США), медно-молибденовых (более 35% руд США), медно-цинковых (около 70% руд США), медно-цинково-цинковых (более 50% руд США) и свинцово-цинковых руд	Общее потребление в США составляет около 900 т/год. При флотации медно-цинковых руд метилэтилкарбинол весьма эффективен в сочетании с крезолом (суммарный расход 75 г/т)
Нитрасольван NS (фракция высших спиртов изобутанола с температурой кипения 138—175 °С, в основном смесь первичного гексилвого и гептилового спиртов)	*	0,828—0,837	10—90	В натуральном виде; 0,5%-ная эмульсия в растворе алкилсульфата (порошок «Новость»)	Флотация медно-цинково-цинковых (медно-свинцовой цикл), медно-никелевых (вместо крезилового аэрофлота) и окисленных руд цветных металлов	Реагент можно получать в качестве побочного продукта в процессе синтеза изобутилового спирта из окиси углерода и водорода, например на Ливичанском химическом комбинате
Тяжелые масла Уфимского завода (смесь высших спиртов с температурой кипения 120—178 °С)	Маслянистая жидкость; цвет от темно-желтого до светло-коричневого	0,83—0,865	10—30	В натуральном виде	Флотация медно-цинково-цинковых и медно-цинковых руд	Отход производства бутанола. По сравнению с крезолом обеспечивает равноценные показатели при меньшем расходе
Сивушное масло (в основном смесь пропилового, изобутилового и псамилового спиртов)	Маслянистая жидкость; цвет от темно-желтого до светло-малинового	—	30—100	То же	Флотация медно-цинковых и свинцово-цинковых руд	Побочный продукт на целлюлозно-бумажных заводах

Пенообразователь	Состояние в обычных условиях	Плотность при 20 °С	Средний расход, г/т
Сульфатное масло	Жидкость	0,856—0,948	30—100
Спиртовой пенообразователь ПНИСС (в основном смесь вторичных и третичных гексилловых и гептиловых спиртов)	Жидкость; бесцветная	0,834	20—80
Пеноредгент (в основном смесь высших спиртов с 4—8 атомами углерода в молекуле)	Жидкость	0,85—0,95	20—80
Метил-амиловый спирт (гексанол) $C_6H_{13}OH$	»	0,81—0,82	30
ВСКУ (кубовые остатки ректификаций синтетического бутанола)	»	—	10—50
Аэрофрос 65 (дает менее хрупкую пену, чем другие пенообразователи Аэрофрос) (синтетический продукт; состав не расшифровывается);	Жидкость; цвет водянисто-белый	1,01	5—90 (для медных руд 5—10)
Аэрофрос 70 [высший алифатический спирт (6 атомов углерода в молекуле) с разветвленной цепью]	Жидкость; цвет водянисто-белый	0,81	15—90

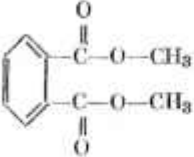
Способ дозирования	Область флотационного применения	Примечания
В натуральном виде	Флотация медно-свинцовых и свинцово-цинковых руд	Продукт переработки свиного масла. Сырое масло содержит 19% этилового спирта, 44% амлового, 24,5% высших спиртов (C ₆ —C ₉) и 9% воды. Разогнанное масло содержит 100% высших спиртов (C ₆ —C ₉)
То же	Флотация медно-молибденовых, медно-никелевых, медно-свинцово-цинковых и свинцово-цинковых руд	Плохо растворим в воде. Содержит 85,5% спиртов, 6,1% кетонов, 6,7% эфиров. Кислотное число 3,4
»	Флотация угля	Побочный продукт при производстве СК. Содержит 45% спиртов (в пересчете на гексилоний спирт). Кислотное число 1,02
»	Флотация медно-свинцово-цинковых руд (около 40% руд США)	Применяют на зарубежных фабриках. Общее потребление реагента в год в США около 1500 т
»	Флотация сульфидных полиметаллических руд	Выпускает Уфимский завод синтетического спирта
В натуральном виде; 5—25%-ный раствор	Флотация медных сульфидных руд (около 30% медных руд США) и минерального сырья; реже — свинцово-цинковых руд. Рекомендуется для никельсодержащих руд	Производится компанией Американ Сайанамид (США). Общее потребление реагента в год в США 100—300 т
В натуральном виде	Флотация сульфидных руд цветных металлов и минерального сырья. Эффективен при флотации шламистых руд	Производится компанией Американ Сайанамид (США). Общее годовое потребление в США порядка 3—5 т

Пенообразователь	Состояние в обычных условиях	Плотность при 20 °С	Средний расход, г/т
Аэрофрос 73 (высший алифатический спирт)	Жидкость; цвет янтарный	0,82	20—230
Аэрофрос 77 (высший алифатический спирт с прямой цепью; 7 атомов углерода в молекуле)	Жидкость; цвет водянисто-белый	0,82	15—90
Ароматические и алициклические спирты			
Сосновое масло флотационное (содержит терпинеол $C_{16}H_{17}OH$ около 40%, борнеол, камфору, углеводороды и др. Содержание спиртов в пересчете на терпинеол 50—65% соответственно марки СМЭФ-2 и СМЭФ-1)	Жидкость; цвет от светло- до темно-желтого	0,91—0,94	20—90
Сосновое масло из очищенных сухоперегонных скиндаоров (содержит не менее 44% терпеновых спиртов и не более 7% фенолов)	Жидкость; цвет от светло-желтого до бурого	0,915—0,94	50—120
Флотомасло ИМ (содержит не менее 60% терпеновых спиртов в пересчете на терпинеол)	Жидкость; цвет красновато-бурый	0,985	40—100
Желтое флотомасло (содержит 68% терпеновых спиртов в пересчете на терпинеол)	Жидкость; цвет светло-желтый	0,927	20—80

Способ дозирования	Область флотационного применения	Примечания
В натуральном виде	Флотация сульфидных руд цветных металлов, минерального сырья (особенно талька, графита, серы, угли). Эффективен при флотации шламистых руд	Производится компанией Америкен Сайанамид (США). Общее годовое потребление в США порядка 3—5 т
То же	Флотация свинцово-цинковых и медно-молибденовых, впитных, золото-серебряных руд и минерального сырья. Эффективен при флотации шламистых руд	Производится компанией Америкен Сайанамид (США). Общее потребление реагента в год в США 100—200 т
»	Флотация медных, медно-молибденовых, медно-цинковых, медно-никелевых, свинцово-цинковых и медно-свинцово-цинковых руд, минерального сырья (апатит, графит, гипс, сера, тальк и др.) и окисленных руд цветных и редких металлов	В СССР производится заводом «Вахтанг» из пневого осмола по ГОСТ 6792—61. Обладает недостаточной селективностью. При флотации медно-цинковых, медно-свинцово-цинковых и свинцово-цинковых руд вытесняется более селективными пенообразователями
»	Флотация медных, медно-цинковых и других руд	Производит Борисовский лесохимический завод. Получают окислением очищенного скинцидара, выделенного при сухой перегонке древесины. Растворимость в воде 20—25 мг/л при 20° С
»	Флотация медных, медно-цинковых, свинцово-цинковых руд	Получают окислением сульфатного скинцидара (побочный продукт при производстве целлюлозы), в виде кубового остатка
»	Может заменить сосновое масло завода «Вахтанг»	Получают ректификацией флотомасла ИМ. Технология производства разработана в Архангельском лесотехническом институте

Пенообразователь	Состояние в обычных условиях	Плотность при 20 °С	Средний расхл., г/т
Терпиноленовое флотомасло (в пересчете на терпинол сорт А содержит не менее 60% терпеновых спиртов, сорт Б—не менее 50%, сорт В—не менее 40%)	Жидкость; цвет от желтого до желто-коричневого	0,886	40—100
Нихтовое масло [содержит 30—45% борнилацетата (уксуснокислый эфир борнеола), 5% борнеола, 18—25% камфена и др.]	Жидкость; бесцветная или желтовато-зеленоватая	0,9—0,925	20—100
Диметилфенилкарбинол ДМФК 	Маслянистая жидкость; технический продукт; температура плавления 23 °С	—	20—80
Циклогексанол (циклогексильный спирт) 	Маслянистая жидкость; бесцветная	0,94—0,96	50—150
Т-66 (содержит одно- и двухатомные спирты диоксанового и пиранового ряда)	Жидкость; цвет от желтого до темно-коричневого	1,02—1,06	30—100
Вещества с эфирными связями ТЭБ (1, 1, 3-тривоксипутан) $(C_2H_5O)_2CH-CH_2-\underset{\substack{ \\ OC_2H_5}}{CH}-CH_3$	Чистый ТЭБ — жидкость; бесцветная или слегка желтоватая; технический ТЭБ — жидкость; красно-коричневая	0,88	5—30

Способ позирования	Область флотационного применения	Примечания
В натуральном виде	Флотация медных, медно-молибденовых, никельсодержащих и других руд	Получают при переработке скиншадара. Реагент малоселективный
То же	Может заменить сосновое и другие древесные флотомасла	Получают перегонкой с водяным паром хвой молодых веток сибирской пихты. Растворимость в воде 0,02%, в спирте 8—10%
»	Флотация свинцово-цинковых и медно-свинцово-цинковых руд	Получают в качестве промежуточного продукта при производстве СК
3,6%-ный раствор; в натуральном виде	Флотация медно-свинцово-цинковых (медно-свинцовой и свинцовой циклы) и свинцово-цинковых руд и руд редких металлов	Получают гидрированием фенола в присутствии катализатора. Реагент токсичный
В натуральном виде; в виде эмульсии	Флотация медных, медно-молибденовых, медно-никелевых и других руд	Побочный продукт производства СК. Температура вспышки не менее 85° С. Растворимость в воде порядка 3%
В натуральном виде; 0,1—1%-ный водный раствор	Флотация медных (особенно для вторичных сульфидов), медно-цинковых и медно-свинцово-цинковых руд. Эффективно заменяет фенол, сосновое масло и тяжелый пиридин	За рубежом производится компанией Нейшил Кемикл Пролекте Лимитед (ЮАР). Получают взаимодействием кротонового альдегида с этиловым спиртом. Растворимость в воде около 0,8 г/л при 20° С. Дает легкую объемистую пену. Применяют в Канаде, Финляндии, Замбии и других странах. В СССР изготовитель — Уфимский завод синтетического спирта

Пенообразователь	Состояние в обычных условиях	Плотность при 20 °С	Средний расход, г/т
<p>Диметилфталат (слизистый эфир метилового спирта и ортофталевой кислоты) Д-3</p> 	Маслянистая жидкость; прозрачная	1,189	20—60
<p>ОПСБ (смесь монобутиловых эфиров полипропиленгликолей)</p> $C_4H_9(-O-CH_2-CH-)_nOH$ $ $ CH_3 <p>(n = 2, 3, 4, 5 и более)</p>	Маслянистая жидкость; цвет темно-коричневый	0,94—0,97	10—30
<p>ОПСМ (смесь монометилловых эфиров полипропиленгликолей)</p> $CH_3(-O-CH_2-CH-)_nOH$ $ $ CH_3 <p>(n = 2, 3, 4, 5 и более)</p>	Маслянистая жидкость; цвет светло-коричневый	0,97—0,98	15—50
<p>Э-1 (смесь монобутиловых эфиров нижних полиэтиленгликолей)</p> $C_4H_9(-O-CH_2-CH_2-)_nOH$ <p>(в основном n = 2, 3, 4)</p>	Вязкая жидкость; цвет коричневый	—	20—60
<p>Полиэтиленгликоли (смесь полиэтиленгликолей состава</p> $H-(OCH_2CH_2)_n-OH;$ <p>n = 4, 5, . . .)</p>	Густая жидкость; цвет темный бурый	—	50—150

Способ дозирования	Область флотационного применения	Примечания
В натуральном виде	Флотация свинцово-цинковых, медно-молибденовых, баритовых и других руд. Эффективно заменяет крезол, тяжелый пиридин, сосновое масло	Согласно ГОСТ 8728—66 реагент должен содержать основного вещества не менее 99%. Изготавливается — Кузковский завод (Москва)
0,1—3,6%-ый раствор; в натуральном виде	Флотация медных, молибденовых, медно-молибденовых и других руд. Наиболее эффективен при флотации руд грубого помола, особенно при введении в пульпу аполярных масел. Перспективно применение в смеси с другими пенообразователями, например с терпинолом, диметилфталатом	Получают взаимодействием окиси пропилена и бутилового спирта на Кемеровском азототурковском заводе
Водный раствор	Флотация медно-свинцово-цинковых (эффективный заменитель крезола), медно-цинковых и других руд	Получают взаимодействием окиси пропилена и метилового спирта. Смешивается с водой в любых пропорциях
0,1—4%-ый раствор; в натуральном виде	Флотация медных, медно-молибденовых, медно-свинцово-цинковых и медно-цинковых руд (как в коллективном цикле, так и в цикле селекции)	Получают взаимодействием окиси этилена и бутилового спирта на Кемеровском азототурковском заводе. Несколько уступает по технологическим свойствам ОПСБ
Водный раствор	Флотация медно-свинцово-цинковых и медно-цинковых руд (заменитель соснового масла и крезола)	Отход производства триэтиленгликоли. Полностью растворимы в воде

Пенообразователь	Состояние в обычных условиях	Плотность при 20 °С	Средний расход, г/т
<p>Реагенты типа ОП (ОП-7, ОП-10, ОП-20)</p> $\text{R} \begin{array}{c} \text{R}_1 \\ \diagup \quad \diagdown \\ \text{C}_6\text{H}_4 \\ \diagdown \quad \diagup \end{array} \text{O}(\text{CH}_2\text{CH}_2\text{O})_n\text{CH}_2\text{CH}_2\text{OH}$ <p>где R — алкильный остаток, содержит 9—10 атомов углерода: R = R₁ или H. n = 7, 10 и 20 соответственно для ОП-7, ОП-10 и ОП-20</p>	<p>Маслянистые жидкости или легкоплавкие пласти; цвет от светло-желтого до светло-коричневого</p>	<p>—</p>	<p>100—250</p>
<p>Доуфрос (смесь монометиловых эфиров полипропиленгликолей; аналогично реагенту ОПСМ)</p>	<p>Жидкость</p>	<p>0,96—0,97</p>	<p>10—30</p>
<p>Основные</p>			
<p>Тяжелый пиридин (ГОСТ 7922—61) называется «пиридиновые основания тяжелые» (в виде примесей содержит хинолин, ароматические амины, смолистые вещества и др.)</p>	<p>Маслянистая жидкость; темного цвета</p>	<p>1,05</p>	<p>100—150</p>
<p>ВВ-2 (кубовые остатки производства тетрагидрофурурилового спирта; ТГФС, смесь пентандиолов и пентан-триолов)</p>	<p>Жидкость; зеленовато-коричневый цвет</p>	<p>1,16</p>	<p>200—400</p>

Способ дозирования	Область флотационного применения	Примечания
<p>Водный раствор, приготовленный в теплой воде (30—40° С)</p> <p>В натуральном виде; водный раствор</p>	<p>Флотация сульфидных руд, содержащих углестые минералы. ОП-10 заменяет сланцевую смолу при флотации ртутно-сурьмяных руд. При чрезмерно обильной пене целесообразно добавлять в процесс нефть с керосином в соотношении 1:1. Малоэффективны при флотации руд с ксантогенатами и аэрофлотатами</p>	<p>ОП-7 и ОП-10 выпускают по ГОСТ 8433—57. Реагенты синтезируют на основе алкилфенолов на Дзержинском химическом комбинате. Образуют обильную, но хрупкую пену. Реагенты ОП весьма устойчивы по отношению к кислотам, щелочам и неорганическим солям. Обладают собирательными свойствами</p>
<p>В натуральном виде</p>	<p>Флотация медных (около 35% руд США), медно-молибденовых (около 15% руд США), свинцово-цинковых (около 10% руд США), шпиритных золотосодержащих (около 50% руд США) руд</p>	<p>Производится компанией Доу Кемикл (США). Общее потребление реагента в год в США 400—500 т. Наиболее распространен доуфрос 250 (назван по среднему молекулярному весу $M = 250$), реже применяют доуфрос 200. Образует хрупкие пены. При флотации минералов свинца полезна добавка легких топливных масел</p>
<p>В натуральном виде</p>	<p>Флотация сульфидных руд, особенно медных и минерального сырья (вследствие токсичности не применяется)</p>	<p>Технический продукт коксохимии. Для флотации целесообразно применение реагента марки ФР (содержание пиридиновых оснований 80%; смолистых веществ — не более 3%). Реагент токсичен</p>
<p>В натуральном виде; 20—25%-ный водный раствор</p>	<p>Флотация медно-свинцово-цинковых руд (медно-свинцовый и свинцовый циклы флотации). По эффективности равноценен крезолу, но превосходит древесно-смоляные флотомасла (более селективен)</p>	<p>Фенолов не содержит. Не токсичен</p>

Пенообразователь	Состояние в обычных условиях	Плотность при 20 °С	Средний расход, г/г
Модификаторы пены	Жидкость	—	20
Арктик Синтекс Л (сульфированный моноглицерид жирных кислот кокосового масла)	»	—	15—40
Масло Баррет (креозот каменноугольный — пенообразователь фенольного типа)	»	—	10—30
Древесный креозот (пенообразователь фенольного типа)	»	—	10—30
Анолирное масло (углеводороды)	Маслянистая жидкость	0,7—0,8	1—5
Эксфоум 636 (полигликоли и керосин в соотношении 1:1)	Жидкость	—	5—20
Аэрозоль ОТ [моноватриевая соль ди (2-этилгексил) сульфолитарной кислоты; (молекулярный вес 444)]	—	—	10—100

Способ диспергирования	Область флотационного применения	Примечания
Совместно с эмульсией алолярного масла (стабилизатор)	Флотация молибденовых руд	Применяют на фабриках США и Канады
В натуральном виде	Флотация медно-цинково-цинковых и свинцово-цинковых руд. Повышает извлечение свинцовых минералов (особенно из руд, затронутых окислением)	Применяют на фабриках США; годовое потребление около 400 т. Способствует образованию пены повышенной вязкости. Можно использовать в качестве самостоятельного пенообразователя
То же	Флотация медных, медно-молибденовых, медно-цинковых и свинцово-цинковых руд	Широко применяют на фабриках в США, обычно как добавку к другому основному пенообразователю (метилэтилкарбинолу, крезилловой кислоте и др.). Годовое потребление в США около 600 т
В натуральном виде; эмульсия	Флотация медно-цинково-цинковых руд (свыше 20% руд США)	Предпочтительнее более легкие масла
В натуральном виде	Флотация медно-молибденовых руд (подают в перештетки молибденового концентрата)	Применяют в США
1%-ный водный раствор; совместно с эмульсией карбоновых кислот (стабилизатор)	Флотация шеелита (одновременно является дополнительным собирателем) и касситерита	Реагент компании Америкен Сайанамид (США). В сильнощелочных средах неэффективен. Применяют также при фильтровании сульфидных концентратов (30 г/т)

Молибденовые руды. СССР — ОПСБ, терпинсол, ксиленол, сосновое масло; США и Канада — сосновое масло, Арктик Спитекс Л.

Более точное ведение технологического процесса и повышение его показателей может обеспечить применение комбинации двух пенообразователей, осуществляемое либо сочетанием двух различных пенообразователей в одном цикле, либо использованием разных пенообразователей в разных циклах флотации (табл. 253).

Дозируют пенообразователи обычно непосредственно во флотацию или в операцию перемешивания перед флотацией, причем в голову операции должно подаваться не менее 70% общего расхода реагента.

§ 70. ХАРАКТЕРИСТИКА РЕАГЕНТОВ-ПЕНООБРАЗОВАТЕЛЕЙ

Характеристика реагентов-пенообразователей приведена в табл. 254.

Пенообразователи отечественного производства доставляют на обогатительные фабрики в железнодорожных цистернах или в металлических бочках емкостью до 350 кг.

Сосновое масло (флотационное и из очищенных сухоперегонных скиншдамов) и желтое флотомасло доставляют также в деревянных бочках.

Глава XXXIII

РЕГУЛЯТОРЫ

§ 71. КЛАССИФИКАЦИЯ РЕАГЕНТОВ-РЕГУЛЯТОРОВ

Регуляторами называют флотационные реагенты, применяемые в дополнение к собирателям и пенообразователям для повышения селективности флотации или извлечения минералов. Регуляторами флотации могут быть как неорганические, так и органические вещества (рис. 71). В определенных условиях один и тот же регулятор может выполнять различные функции.

В зависимости от целевого назначения при флотации в каждом конкретном случае различают регуляторы активирующего действия, регуляторы депрессирующего, или подавляющего, действия и регуляторы среды.

Регуляторы активирующего действия (активаторы) применяют при флотации минералов, извлечение которых одним собирателем и пенообразователем затруднено.

Регуляторы депрессирующего действия (депрессоры, или подаватели) применяют при флотационном разделении минералов, когда их флотиремость мало или недостаточно отличается друг от друга с данным собирателем.

Регуляторы среды контролируют величину pH пульпы и нейтрализуют вредное влияние шламов, коаглоидов и растворимых солей.

Активирующее действие регуляторов флотации, способствующее улучшению флотиремости минералов, может быть связано:

с очисткой поверхности минерала (удалением окисленных пленок и шламовых покрытий), а также с изменением химического состава поверхностного слоя (например, кислотная обработка ильменита, корунда, топаза, турмалина, вольфрамит, флюорита, берилла, окисленной поверхности шпирита и халькопирита);

с адсорбцией ионов, способствующих последующему взаимодействию минерала с собирателем (например, адсорбция катионов меди, свинца, серебра и ртути на сфалерите, иона меди на молибдените, ионов двухвалентного железа и марганца на вольфрамите, ионов тяжелых металлов на сингкатах и оксидах, сульфид-иона на окисленных минералах тяжелых цветных металлов);

с осаждением или связыванием в комплексные соединения ионов, затрудняющих закрепление собирателя на поверхности минерала (например, осаждение избытка сернистых и гидросернистых ионов добавками солей тяжелых металлов, связывание ионов циана в малодиссоциированную синильную кислоту снижением pH и др.);

с улучшением пенообразующей способности флотационной суспензии (например, добавка сернистого натрия при наличии в пульпе толстых гидрофобных осадков ксантогенатов тяжелых цветных металлов, добавка конденсированных фосфатов для связывания поливалентных катионов при мыльной флотации и др.);

с изменением электростатического состояния поверхности минерала и строения двойного электрического слоя, уменьшающих гидратацию минеральной поверхности и способствующих закреплению собирателя;

с изменением pH пульпы.

Депрессирующее действие регуляторов, способствующее селективной флотации минералов, может быть связано:

с вытеснением иона собирателя, снижением или предотвращением закреплению собирателя на минеральной поверхности (например, действие гидроксильных ионов, цианида и сернистого натрия при флотации полиметаллических руд);

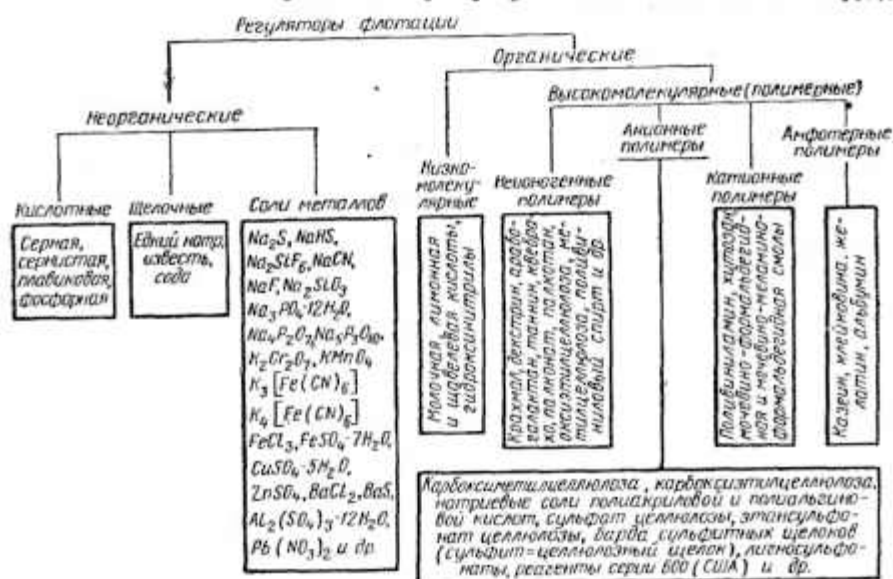


Рис. 71. Классификация реагентов-регуляторов флотации (подавители, активаторы, сульфидизаторы, пенитизаторы, регуляторы среды)

со связыванием активирующих ионов на поверхности минерала и в объеме пульпы (например, предотвращение активации кварца ионами двухвалентного железа и кальция за счет их осаждения добавками соды, жидкого стекла и других, предотвращение активации сфалерита связыванием ионов меди сернистым натром, цианидом, сульфитом натрия, ионитами);

с переводом собирателя в труднорастворимые соединения в объеме пульпы (например, образование осадков при взаимодействии анионов ксантогенатов и карбоновых кислот с ионами кальция, магния и катионами тяжелых металлов, перевод ксантогенатов в диксантогениды с помощью перекиси водорода и др.);

с образованием на минерале покрытий, препятствующих прилипанию к пузырьку воздуха (шламы, мицеллы жидкого стекла, крахмал и др.);

с удалением активирующих ионов и молекул собирателя в результате растворения минеральной поверхности (действие кислот и щелочей на некоторые несulfидные минералы);

с пенитизацией шламов пустой породы (например, действие жидкого стекла, конденсированных фосфатов и др.);

с изменением pH пульпы.

Характеристика реагентов-ре

Реагент	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/г	Способ дозирования
Неорганические кислоты Серная кислота H_2SO_4 (ГОСТ 2184—67)	Жидкая	200—2500	10%-ный раствор; в натуральном виде
Сернистая кислота в виде SO_2	Газ	200—4500	3%-ный раствор
Плавиковая (фтористоводородная) кислота HF (ГОСТ 2567—54)	Жидкая; бесцветная, с резким запахом	200—2000	5—10%-ный раствор; в натуральном виде
Фосфорная кислота H_3PO_4 , ГОСТ 10678—63	Жидкая; бесцветная	200—2000	10%-ный раствор
Неорганические щелочи Едкий натр $NaOH$ (ГОСТ 11078—71 и ГОСТ 2263—71)	Твердый	200—2000	5—10%-ный раствор

Характеристика действия и применение		
Сульфиды	Драгоценные металлы	Несульфидные минералы и неметаллическое сырье
<p>Регулятор среды; улучшает флотированность сульфидов железа, особенно после их подавления известью или цианидом. При $pH = 3,2-4,5$ способствует селективной флотации сульфидов меди от висмута</p> <p>Регулятор среды; подавляет сульфиды цинка и железа. В сочетании с цианидом подавляет сульфиды меди. Способствует селективной флотации сульфидов меди от сульфидов свинца, усиливает действие органических регуляторов типа декстрина, $R = 615$, $R = 620$</p> <p>Регулятор среды. В сочетании с сульфатом меди активизирует арсеницит, подавляет галенит и стибнит. Регулирует</p>	<p>Регулятор среды. Повышает извлечение золота при флотации в разбавленных пульпах</p> <p>Регулятор среды; способствует извлечению свободного золота</p>	<p>Регулятор среды; подавляет кварц при мыльной флотации. Способствует повышению извлечения железосодержащих минералов при флотации с алкилсульфонатами, $R = 801$, $R = 825$, $R = 899$. Подавляет турмалин при флотации касситерита ($pH = 2,8-4,8$)</p> <p>Подавляет слюду. Повышает извлечение полевого шпата при флотации с катионным собирателем. Улучшает флотированность берилла, ильменита и хромита. Селективно подавляет шрохлор в присутствии циркона</p> <p>Улучшает флотированность окисленных минералов свинца с меркаптобензотриазолом</p> <p>Регулятор среды при флотации шпелита, анатита и боксита. Полезен при промывке руд. Используют для омывания</p>

Регулятор	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/г	Способ дозирования
Известь CaO (ГОСТ 9179—70)	Порошок	200—5000	Известковое молоко (водная суспензия, содержащая 5—20% извести); в сухом виде
Сода кальцинированная Na ₂ CO ₃ (ГОСТ 10689—70)	»	200—2000	5%-ный раствор; в натуральном виде
<p>Неорганические — соли металлов</p> <p>Сульфид и гидросульфид натрия Na₂S и NaHS. Гидросульфид содержит не менее 22% NaHS и не более 3% Na₂S. Сернистый натрий плавленый технический (ГОСТ 596—70)</p>	Твердые (отечественный гидросульфид выпускают в виде раствора)	20—2500	5%-ный раствор (дробная подача по камерам или дозировка основного количества реагента в операцию перемешивания перед флотацией)
Кремнефтористый натрий Na ₂ SiF ₆ (ГОСТ 87—66)	Порошок	200—2000	0,5%-ный раствор

Характеристика действия и применение		
Сульфиды	Драгоценные металлы	Несульфидные минералы и неметаллическое сырье
<p>флотацию шламов породы. Продукт взаимодействия одного натрия и пентасернистого фосфора подавляет сульфиды меди и железа (реагент Ноукс)</p> <p>Регулятор среды; подавляет сульфиды железа, а при больших расходах — галенит, марматит и некоторые минералы меди. Подавляет пентландит (иногда в сочетании с декстрином)</p> <p>Регулятор среды; способствует селективному разделению сульфидов, подавляя флотацию шламов породы. В сочетании с сульфатом меди способствует повышению извлечения арсениопирита; активирует пирит; смягчает жесткую воду. Часто применяют при флотации свинцовых руд</p> <p>Активируют флотацию сульфидов с измененной поверхностью. При больших расходах подавляют флотацию всех сульфидов, кроме молибденита. Десорбируют с минеральной поверхности закрепившийся собиратель. Избирательно подавляют галенит в цикле флюоритовой флотации</p> <p>Активирует пирит; может быть эффективным в сочетании с жидким стеклом. Эффективен при флотации медно-никелевых руд</p>	<p>Регулятор среды; подавляет золото, в небольшой степени — сульфиды серебра</p> <p>Регулятор среды; улучшает флотиремость драгоценных металлов и сульфидов, применяют при флотации золотосодержащих руд</p> <p>Подавляют золото, сульфиды и хлориды серебра</p> <p>Активирует золото; способствует повышению извлечения платиноидов</p>	<p>карбонатов кислот, подавляет бруксит</p> <p>Регулятор среды. Препятствует флотации силикатов катионным собирателем и сульфидизации сернистым натром. Флокулирует шламы породы</p> <p>Регулятор среды. Способствует флотации шеддита, родохрозита и др. Умягчает жесткую воду. Подавляет шламы породы</p> <p>Активируют карбонаты свинца и меди и, при подогреве, каламин и смитсонит. Улучшают флотиремость окисленных минералов кобальта, ванадия, висмута и др. Избирательно подавляют кварц и полевой шпат при флотации бериллиевых руд. Подавляют ильменит</p> <p>Подавляет гидрохлор (рН 6,3) при флотации гидрохлор-цирконового комплекса алкилсульфатами и сподумен. Эффективен при обогаще-</p>

Регулятор	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/т	Способ дозирования
<p>Щелочные цианиды NaCN, KCN, цианид кальция Ca(CN)₂. Цианистый натрий (ГОСТ 8464—69), цианистый калий (ГОСТ 8465—69)</p>	<p>Твердые (зернистые или хлопьевидные)</p>	<p>5—250</p>	<p>2—10%-ный раствор</p>
<p>Ферро- и феррицианиды K₄[Fe(CN)₆], K₃[Fe(CN)₆] (ГОСТ 6816—54 и ГОСТ 6817—54)</p>	<p>Твердые прозрачные кристаллы оранжево-желтого и желтого цвета</p>	<p>50—1000</p>	<p>5%-ный раствор</p>
<p>Комплекс цианида цинка K₂Zn(CN)₄</p>	<p>Жидкий</p>	<p>100—200</p>	<p>Водный раствор (способ приготовления: в чан с быстротходной мешалкой на 1 м³ холодной воды дозируют 160 л цинкового купороса в виде 36%-ного раствора, затем подают известь до pH-7, после чего медленно добавляют 178,8 кг цианида). Вместо сульфата цинка и извести можно применять гидроксид цинка 71,5 кг на 1 м³ воды</p>

Характеристика действия и применение

Сульфиды	Драгоценные металлы	Несульфидные материалы и неметаллическое сырье
<p>Подавляют сульфиды цинка и железа, стибнит и сульфиды никеля, а при больших расходах и сульфиды меди; способствуют селекции галенита от сфалерита и пирита, а также от сульфидов меди, а последних — от пирита и сульфидов никеля</p> <p>Избирательно подавляют сульфиды железа в присутствии сульфидов никеля и кобальта. Способствуют селекции сульфидов меди и цинка, сульфидов меди и молибдена. Ферроцианид подавляет труднофлотлируемые разновидности борнита</p> <p>Подавляет сульфиды меди при селекции медно-свинцовых концентратов, повышая извлечение золота. Оказывает подавляющее действие на сульфиды меди при селекции медно-молибденового концентрата. Поддерживает постоянную концентрацию (рН не менее 6) сильной кислоты в пульпе (буфер)</p>	<p>Растворяют золото и серебро. При флотации свинцово-цинково-серебряных руд часто дозируют в перочистку для подавления пирита</p> <p>В отличие от цианида не оказывает растворяющего действия на золото</p>	<p>внн вольфрамита и касситеритовых шламов (подавляет турмалин)</p> <p>Подавляют кварц при флотации окисленных руд карбонатными кислотами</p>

Регулятор	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/т	Способ дозирования
Цианцианидный аммонийный комплекс	Жидкий	100—200	Водный раствор (смесь гидроксида аммония, растворимого цианида и цинковой соли)
Щелочные силикаты (жидкое стекло) $\text{Na}_2\text{O} \cdot m\text{SiO}_2$ (ГОСТ 13078—67 и ГОСТ 13079—67)	Жидкость или порошок. Жидкие (цвет от желтого до коричневого) или твердые (зеленоватые, желтоватые, голубоватые)	20—1500	5—10%-ный раствор
Щелочные и конденсированные фосфаты (тринатрийфосфат $\text{Na}_3\text{PO}_4 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$; гексаметафосфат $\text{Na}_6\text{P}_6\text{O}_{18}$; пирофосфат $\text{Na}_4\text{P}_2\text{O}_7$; триполифосфат $\text{Na}_5\text{P}_5\text{O}_{10}$) (ГОСТ 201—58)	Твердые	20—1000	То же
Сульфит натрия Na_2SO_3 (ГОСТ 903—66 и ГОСТ 5644—66)	Твердый (порошок белого или желтоватого цвета)	200—2000	5%-ный раствор

Характеристика действия и применение

Сульфиды	Драгоценные металлы	Несульфидные минералы и неметаллическое сырье
<p>Подавляет сульфиды цинка и железа при флотации медно-цинковых и свинцово-цинковых руд</p> <p>Пептизируют шламы породы, повышают извлечение сульфидов и улучшают качество концентрата. Подавляют кварц и силикаты. Способствуют образованию хрупкой пены</p> <p>Пептизируют шламы породы, способствуют улучшению качества концентрата. Особенно эффективны при флотации руд, содержащих шламы окисленных минералов железа. Тринатрийфосфат снижает расход КМЦ при флотации медно-никелевых руд с одновременным улучшением показателей. Активно связывают polyvalentные катионы в пульпе. Конденсированные фосфаты эффективны при флотации цементной меди</p> <p>Подавляет сульфиды цинка и железа (часто в сочетании с малыми дозировками пшанида в</p>	<p>Не оказывает растворяющего действия на золото</p> <p>При определенном расходе улучшают качество концентратов. При флотации серебряносодержащих руд обычно подают в перечистки</p> <p>Повышают извлечение драгоценных металлов при флотации шламистых руд</p>	<p>—</p> <p>Способствуют мыльной флотации барита, брукзита, гипса, карнотита, касситерита, малахита, моноцита, пиролюзита и др. Предотвращают осаждение кальциевых мыл в жесткой воде. Подавляют кварц и силикаты. Способствуют селективному разделению шельита и кальцита (метод Петрова), особенно в присутствии ионов тяжелых цветных металлов</p> <p>Повышают извлечение и улучшают качество концентрата при флотации окисленных свинцовых руд. Повышают извлечение неметаллического сырья при мыльной флотации. Умягчают жесткую воду. Пиррофосфат натрия подавляет кальцит и апатит</p>

Регулятор	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/т	Способ дозирования
Фтористый натрий NaF (ГОСТ 2871—67)	Порошок (цвет белый или светло-серый)		1—3%-ный раствор
Хлористый барий $\text{BaCl}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ (ГОСТ 742—67)	Твердый		5—20%-ный раствор
Сульфат меди (медный купорос) $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ (ГОСТ 2142—67)	Твердый (кристаллы светлого или голубого цвета)	50—2500	Раствор (до насыщенного 17,4% медного купороса при 20 °С)
Сульфат цинка (цинковый купорос) $\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ (ГОСТ 8723—58)	Твердый	50—1500	10%-ный раствор
Сульфаты окиси $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ и закиси (железный купорос) $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ железа. Железный купорос (ГОСТ 6981—54)	»	50—2000	То же

Характеристика действия и применение

Сульфиды	Драгоценные металлы	Несульфидные минералы и неметаллическое сырье
<p>содовой среде при аэрации пульпы). В сочетании с железным купоросом в серно-кислой среде (рН = 5,6—5,8) подавляет галенит. В сочетании с медным купоросом подавляет сульфиды меди, висмута, свинца, цинка и железа</p> <p>Активирует сульфиды цинка (иногда лучше при рН = 6,7—7, до подачи извести). Улучшает флотлируемость арсениопирита, сульфидов железа, стибнита, глаукодота и шмальтига. Восстанавливает флотационную способность минералов, депрессированных цианидом (особенно сфалерита, халькопирита, пирита)</p> <p>Подавляет сульфиды цинка (обычно в сочетании с цианидом)</p> <p>Железный купорос подавляет сульфиды; соли окиси железа менее вредны, чем закиси. Железный купорос в сочетании с сульфатом или тиосульфатом натрия подавляет галенит (сернокислая среда, рН = 5,6—5,8), сфалерит и пирит;</p>	<p>Может повысить извлечение свободного золота</p> <p>Подавляет свободное золото</p>	<p>Эффективен при флотации ильменита и флюорита</p> <p>Активирует барит, буну, колеманит. Оказывает подавляющее действие на касситерит и флюорит</p> <p>В сочетании с щелочными сульфидными повышает извлечение церусита</p> <p>Проявляют активизирующее действие на кварц. Затрудняют селективную флотацию неметаллического сырья. Железный купорос оказывает подавляющее действие на барит и вольфрамит</p>

Регулятор	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/г	Способ дозирования
Сернокислый и хлористый алюминий $Al_2(SO_4)_3 \cdot 12H_2O$ или $AlCl_3$ (ГОСТ 12986—67 и ГОСТ 4452—66)	Твердый (цвет белый или слабо-желтый)	50—1000	5%-ный раствор
Хроматы и бихроматы $K_2Cr_2O_7$ и $K_2Cr_2O_7$ (бихроматы — ГОСТ 2651—70 и ГОСТ 2652—71)	Твердые	50—2000	5—10%-ный раствор
Манганаты и перманганаты K_2MnO_4 и $KMnO_4$. Перманганат калия (ГОСТ 5777—71)	•	50—1000	5%-ный раствор
Нитрат или ацетат свинца $Pb(NO_3)_2$ или $Pb(CH_3COO)_4$ (ГОСТ 4236—67 и ГОСТ 5156—49)	Твердый (кристаллы белого или кремового цвета)	50—1000	5—10%-ный раствор
Нитрат ртути $Hg_2(NO_3)_2 \cdot 2H_2O$; $Hg(NO_3)_2 \cdot H_2O$ (ГОСТ 4521—68 и ГОСТ 4520—68)	Твердый (бесцветные кристаллы)	50—1000	10%-ный раствор

Характеристика действия и применение

Сульфиды	Драгоценные металлы	Несульфидные минералы и неметаллическое сырье
<p>сульфат окиси железа в сочетании с декстрином подавляет сфалерит, способствует повышению извлечения галенита, депрессированного бихроматом</p> <p>В сочетании с сульфидом натрия подавляет сфалерит, в сочетании с тиосульфатом натрия — галенит, пирит и сфалерит</p> <p>Подавляют галенит (при флотации сульфидов меди и цинка); при больших расходах подавляют сульфиды меди и железа. Бихромат при pH = 3—6 подавляет флотацию висмутита</p> <p>Селективно подавляют пирротин и арсенопирит в присутствии пирита (pH = 7,5—9); подавляют висмутит в кислой среде. Оказывают подавляющее действие на сфалерит и сульфиды меди в присутствии галенита</p> <p>Активирует стибнит и сульфиды меди, депрессированные цианидом</p>	<p>Подавляют арсенопирит при флотации золота</p> <p>Способствует повышению извлечения свободного золота</p> <p>Улучшают флотиремость золота</p>	<p>Улучшает флотиремость слюды с катионным собирателем. Оказывает подавляющее действие на кальцит и флюорит. Активирует кварц. Хлорид алюминия подавляет барит</p> <p>Подавляют кальцит. Бихромат и растворимый сульфид могут улучшить флотиремость смитсонита</p> <p>Оказывают подавляющее действие на барит</p> <p>Способствует мыльной флотации силикатов и карбонатов, а также селекции галита от сильвина. Активирует алуинит, буру, мусковит и др.</p>

Регулятор	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/ч	Способ дозирования
Хлорное железо FeCl_3 (ГОСТ 11459—65)	Твердый (кристаллы фиолетового цвета с темно-зеленым оттенком)	100—1500	5—10%-ный раствор
Сульфат аммония $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ (ГОСТ 10873—64)	Твердый (кристаллы от белого до слабо-желтого цвета)	50—150	5—15%-ный раствор
Сульфиды кальция или бария CaS или BaS	Твердые	100—3000	0,01%-ный раствор
Гипохлорит натрия NaClO (ГОСТ 11086—64)	Жидкий (цвет зеленовато-желтый)	50—500	Пропускание газообразного хлора через слабые растворы едкого натра (непосредственно в щелочную пульпу)
Хлорная известь (главная составная часть — гипохлорит кальция $\text{Ca}(\text{ClO})_2$ (ГОСТ 1692—58)	Порошок (цвет белый)	—	Водный раствор
Квасцы $\text{KAl}(\text{SO}_4)_2 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$	Твердые	—	5%-ный раствор
Реагент Ноукс $\text{P}_2\text{S}_5 + \text{NaOH}$	•	200—800	1%-ный раствор

Характеристика действия и применение

Сульфиды	Драгоценные металлы	Несульфидные минералы и неметаллическое сырье
<p>Может быть эффективным в цинковом цикле при флотации медно-цинковых руд и в свинцовом цикле при флотации свинцово-цинковых руд</p> <p>Могут быть заменителями сульфида натрия</p> <p>Оказывает подавляющее действие на пирит и сфалерит. В сочетании с ферроцианидом подавляет халькопирит при селекции медно-молибденового концентрата</p> <p>Подавляет теннантит, халькозин и борнит (обессвинцевание медного концентрата). Подавляет халькопирит при флотации медно-свинцового концентрата</p> <p>Подавляет сульфиды меди и железа при селекции медно-молибденового концентрата (рН = 8—11)</p>		<p>Подавляет барит. Активирует настуран</p> <p>Оказывает подавляющее действие на колумбит</p> <p>Сульфид бария улучшает флотированность окисленных минералов кобальта (при нагревании нулями) ₄</p> <p>Улучшает селективность процесса при флотации магнезита. Подавляет доломит</p> <p>Подавляют доломит и тальк. Улучшают селективность процесса при флотации гипса, магнезита, графита</p>

Регулятор	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/т	Способ дозирования
Нитрат серебра AgNO_3 (ГОСТ 1277—63)	Твердый	20	1%-ный раствор
ЭКОФ Р-82 (натрий-цинк-широ-сульфит)	—	5—20	—
Органические низкомолекулярные			
Молочная кислота	Жидкая	200—1000	10%-ный раствор
Лимонная кислота	Твердая	200—1000	То же
Щавелевая кислота $\text{H}_2\text{C}_2\text{O}_4$	»	До 1500	5%-ный раствор
Гидроксинитрилы (гликонитрил <div data-bbox="205 1123 308 1219" style="text-align: center;"> $\begin{array}{c} \text{H} \quad \text{OH} \\ \diagdown \quad / \\ \text{C} \\ / \quad \diagdown \\ \text{H} \quad \text{CN} \end{array}$ </div>	Жидкие	100—500	В натуральном виде
ацетонциангидрин и др.) <div data-bbox="205 1283 308 1378" style="text-align: center;"> $\begin{array}{c} \text{CH}_3 \quad \text{OH} \\ \diagdown \quad / \\ \text{C} \\ / \quad \diagdown \\ \text{CH}_3 \quad \text{CN} \end{array}$ </div>			

Характеристика действия и применение

Сульфиды	Драгоценные металлы	Несульфидные минералы и неметаллическое сырье
<p>Активирует халькопирит при флотации медно-пиритных и медно-цинково-пиритных руд в известковой среде; повышает извлечение меди и ее содержание в концентрате</p> <p>Подавляет сфалерит при селективной флотации свинцово-цинковых руд. Иногда применяют в сочетании с цианидом</p> <p>Подавляет слюду при флотации сульфидов железа</p> <p>Подавляют пирит при флотации свинцово-цинковых руд, способствуют повышению извлечения свинца и цинка. Могут оказывать подавляющее действие на сульфиды меди</p>		<p>Подавляет слюду и апатит</p> <p>Подавляет кварц, флюорит, слюду, илавиновый шпат, карбонаты и окислы железа (при флотации барита)</p> <p>Подавляет железосодержащие минералы (рН = 3) при флотации касситерита ИМ-50. Подавляет пирохлор (рН = 2) при флотации циркона алкилсульфатом натрия</p>

Регулятор	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/г	Способ дозирования
<p>Органические неионогенные полимеры</p>			
<p>Крахмал ($C_6H_{10}O_5$)_n</p>	<p>Порошок</p>	<p>50—500</p>	<p>2—5%-ный раствор (для приготовления раствора замешивают в холодной воде кашеобразную массу из крахмала и едкого натра, разбавляют водой в 20 раз, нагревают до кипения и затем охлаждают; на 4 части крахмала расходуют 1 часть едкого натра)</p>
<p>Декстрин ($C_6H_{10}O_5$)_n</p>	<p>Твердый</p>	<p>50—500</p>	<p>2—10%-ный раствор (хранить не более суток)</p>
<p>Танин (дубильная кислота), Квебрахо (дубильный экстракт)</p>	<p>Твердый (порошок)</p>	<p>50—250</p>	<p>5%-ный раствор</p>
<p>Экстракты коры красного дерева: палконат (натриевая соль галловых кислот), палкотан (натриевая соль сульфированных кислот)</p>	<p>Порошок</p>	<p>50—250</p>	<p>То же</p>
<p>Эфиры целлюлозы (оксиметил- и метилцеллюлоза)</p>	<p>Твердые</p>	<p>—</p>	<p>Водный раствор (метилцеллюлоза)</p>

Характеристика действия и применение		
Сульфиды	Драгоценные металлы	Несульфидные минералы и неметаллическое сырье
<p>Подавляет молибденит, а при больших расходах — и другие сульфиды (особенно свинца и серебра)</p>	<p>Способствует повышению извлечения золота при флотации руд, содержащих глинистые шламы. При больших расходах наряду с глинистыми шламами подавляет и золото</p>	<p>Весьма эффективно подавляет тальк и графит</p>
<p>Подавляет молибденит</p>	<p>Подавляет углистую породу, тальк и серицит при флотации золота</p>	<p>Селективно подавляет барит в присутствии флюорита (флотация с олеиновой кислотой). Подавляет сподумен и окислы железа при флотации кварца, слюды и полевого шпата катионным собирателем</p>
<p>Подавляет сфалерит и углистую породу при флотации галенита сульфидрильными собирателями. При больших расходах подавляют все сульфиды</p>	<p>При больших расходах подавляют золото и сульфиды серебра</p>	<p>Весьма эффективно подавляют кальцит и доломит при флотации флюорита или шеелита карбоновыми кислотами. Подавляет гематит, гипс, касситерит, пиролюзит и др.</p>
<p>При больших расходах подавляют все сульфиды</p>	<p>То же</p>	<p>Весьма эффективно подавляют кальцит и доломит при флотации шеелита и флюорита</p>
<p>Подавляют галенит, халькопирит, борнит, сфалерит, пирит</p>		

Регулятор	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/г	Способ дозирования
<p align="center">Органические анионные полимеры</p> <p>Карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ) $[C_6H_7O_2(OH)_2OCH_2COONa]_n$</p>	Твердая	50—700	0,1—1,5%-ный раствор в холодной воде
<p>Карбоксизтилцеллюлоза (КЭЦ) $[C_6H_7O_2(OH)_2OCH_2CH_2COONa]_n$</p>	»	—	—
<p>Натриевые соли полиакриловой и поливинилпирролидонной кислот и фталевого эфира целлюлозы</p>	»	—	—
<p>Сульфат целлюлозы, этансульфонат целлюлозы</p>	»	10—500	0,1—1%-ный раствор
<p>Барда сульфитных щелоков</p>	»	500—2000	То же
<p>R = 610, R = 615, R = 620, R = 633 (фирменные названия реагентов компании Американ Сайанамид, США; представляют собой декстриносодержащие продукты)</p>	Твердые (порошок)	5—500	2—5%-ный раствор (хранить не более суток). Основное количество дозируют в голову, перед

Характеристика действия и применение

Сульфиды	Драгоценные металлы	Несульфидные минералы и неметаллическое сырье
<p>Оксиметилцеллюлоза более эффективна, чем метилцеллюлоза</p> <p>Эффективна при флотации медно-никелевых руд (подавляет флотоактивную породу). Сульфиды не подавляет даже при расходах до 4 кг/т</p> <p>Флотационное действие аналогично КМЦ; при больших расходах может оказывать подавляющее действие на сульфиды</p> <p>Флотационное действие аналогично действию КМЦ и КЭЦ</p> <p>Могут быть эффективны при флотации цементной меди. Улучшают качество концентрата при флотации медно-никелевых руд</p> <p>При расходах до 1 кг/т подавляет сфалерит при отделении его от галенита ($pH = 9-10$). При расходах до 2 кг/т подавляет галенит при отделении его от халькопирита</p> <p>Повышают извлечение и улучшают качество концентрата при флотации сульфидов меди (подавляют шпирит и шламистую породу). Могут быть эффективны в цикловом цикле флотации.</p>	<p>При больших расходах оказывают подавляющее действие на золото</p>	<p>Активно подавляет тальк, флотоактивные силикаты и др. Может быть эффективна при флотации окисленных руд цветных металлов</p> <p>Активно подавляет тальк, флотоактивные силикаты и др.</p> <p>Подавляют тальк, силикаты и глины</p> <p>Подавляет глаукофан при отделении его от рутила, граната и др. Подавляет сланцы</p> <p>Пентизируют шламы. Подавляют карбонаты, тальк, серицит, барит, вермикулит, графит и лепидолит. Иногда лучшее результаты дает сочетание $R = 640$ и $R = 633$</p>

Регулятор	Состояние в обычных условиях	Средний расход, г/т	Способ дозирования
Аэрофлок, суперфлок (активные составные части гидролизованый полиакрилонитрил и полиакриламид)	Порошок	5—250	подачей собирателя и пенообразователя. Рекомендуется интенсивное перемешивание пульпы. Реагенты обладают слабыми пенообразующими свойствами
Органические амфотерные полимеры	*	50—250	0,1—1%-ный раствор
Клей (столярный)	*	50—250	5%-ный раствор
Желатин	Твердый	50—200	0,1%-ный раствор

Действие регуляторов среды связано с изменением величины pH пульпы, оказывающей сложное влияние на состояние растворенных в пульпе веществ и на межфазовые поверхности. При изменении pH пульпы меняются свойства и растворимость как флотореагентов, так и минералов. В зависимости от реагентного режима и минерального состава рудной пульпы изменение pH может оказывать как активизирующее, так и депрессирующее действие на флотацию. Особенно чувствительны к изменению pH те минералы, для которых ионы водорода и гидроксиды являются потенциал-определяющими (кварц, силикаты, гидроксиды).

При флотации сульфидов тяжелых цветных металлов с сульфгидрильными собирателями для каждого минерала характерно критическое значение pH, определяющее границу флотиремости. Регулируя величину pH, можно поддерживать определенную концентрацию ионной и молекулярной форм собирателя и подавителя и тем самым регулировать селективность флотации. Щелочные регуляторы предотвращают также отрицательное действие ионов тяжелых металлов на флотацию, переводя их в осадок в виде гидратов. Пентизирул или флокулирул шламы и коллоиды, регуляторы снижают их способность поглощать реагенты и образовывать покрытия на минералах флотационной крупности.

В практике флотации руд цветных металлов из регуляторов активизирующего действия наиболее распространены медный купорос (активирует сфалерит, марматит и в ряде случаев — сульфиды железа и арсенопирит) и сернистый натр (активирует карбонаты и сульфаты свинца, карбонаты меди и др.), реже приме-

Характеристика действия и применение

Сульфиды	Драгоценные металлы	Несульфидные минералы и неметаллическое сырье
<p>Часто снижают расход реагентов других классов. При больших расходах подавляют сфалерит, кобальтин, никелин и реальгар. Повышают эффективность разделения пульпы на пески и шламы (пептизация)</p> <p>Повышают селективность сульфидной флотации, способствуют снижению расхода реагентов других классов</p> <p>Регулирует флотацию шламов породы</p>		<p>Подавляют породу, регулируют флотацию шламов, повышают селективность флотации</p> <p>Подавляет минералы слюды</p> <p>Подавляет гипс и циркон</p>

няют нитрат свинца (активирует стибнит, а также сульфиды меди, депрессированные цианидом), сульфат аммония (активирует сфалерит) и некоторые другие.

Ассортимент регуляторов депрессирующего действия, используемых в практике флотации руд цветных и сопутствующих им редких металлов, велик. Наиболее часто применяют цианиды, сернистый натр, цинковый купорос, железный купорос, сульфоксидные соединения, ферро- и феррицианиды, жидкое стекло, конденсированные фосфаты, бихроматы, известь, различные окислители, декстрин и др.

В качестве регуляторов среды чаще всего применяют известь, соду, едкий натр, серную и сернистую кислоты. Многие реагенты активирующего и депрессирующего действия одновременно являются и регуляторами среды (медный купорос, сернистый натр и др.).

Расход реагентов-регуляторов во избежание ухудшения результатов флотации и увеличения расхода флотореагентов других классов поддерживают на минимально необходимом уровне.

§ 72. ХАРАКТЕРИСТИКА РЕАГЕНТОВ-РЕГУЛЯТОРОВ

В табл. 255 приведены характеристика реагентов-регуляторов и их применение.

Реагенты-регуляторы отечественного производства могут доставляться на обогатительные фабрики в металлических барабанах, емкостью 150—200 кг (сульфид натрия, цианплав, хромник, сульфид бария, фтористый натрий, жидкое стекло и едкий натрий).

В железнодорожных цистернах доставляют гидросульфид натрия, едкий натрий, серную кислоту, барду сульфитных щелоков.

В деревянных бочках емкостью 50—200 кг или фанерных барабанах до 75 кг доставляют сульфит натрия, тиосульфат натрия, кремнефтористый натрий, ферро- и феррицианиды, железный купорос, цинковый купорос, медный купорос, а также жидкое стекло и фтористый натрий.

В бумажных мешках емкостью 30—50 кг доставляют тринатрийфосфат и соду.

В крафт-целлюлозных мешках до 400 кг доставляют сульфид кальция и конденсированные фосфаты.

Навалом доставляют сульфат алюминия, известь и железный купорос.

Плавиковую кислоту доставляют в эбонитовых бочках емкостью до 20 кг, помещенных в деревянную обрешетку.

Цианид натрия и цианид калия доставляют в стальных барабанах емкостью до 100 кг и стальных банках емкостью до 10 кг, упакованных в фанерные барабаны.

Глава XXXIV

ФЛОКУЛЯНТЫ

§ 73. КЛАССИФИКАЦИЯ РЕАГЕНТОВ-ФЛОКУЛЯНТОВ

Процессы обезвоживания продуктов обогащения можно интенсифицировать применением реагентов-флокулянтов, способствующих увеличению скорости сгущения и фильтрования (повышение производительности сгустителей и фильтров), а также получению более чистых сливок и менее влажных кеков; эти же реагенты можно использовать для осветления промышленных стоков.

Класс реагентов-флокулянтов (рис. 72) включает неорганические электролиты и высокомолекулярные органические вещества (природные и синтетические). В свою очередь, синтетические высокомолекулярные флокулянты в зависимости от способности диссоциировать в воде условно делят на анионные полиэлектролиты (при диссоциации образуют сложный полимерный органический анион и простой катион, например, Na^+ , K^+ , NH_4^+), катионные полиэлектролиты (при диссоциации образуют полимерный органический катион и простой анион, например, Cl^- , SO_4^{2-} , CH_3COO^-), амфотерные (катионо-анионные) полиэлектролиты (содержат функциональные группы кислого и основного характера, например, COOH^- и NR_3^+) и неионные полимеры (не диссоциируют на ионы).

При введении в пульпу неорганических электролитов увеличение скорости осаждения суспензии связано с коагуляцией твердых частиц вследствие снижения электрокинетического потенциала (электростатическое отталкивание одноименно заряженных частиц затрудняет их слипание). Поскольку дзета-потенциал не связан однозначно с гидратированностью поверхности, противодействующей слипанию, добавление неорганических электролитов не всегда приводит к коагуляции суспензии.

При введении в пульпу органических высокомолекулярных флокулянтов увеличение скорости осаждения суспензии объясняется образованием крупных флокул вследствие связывания частиц суспензии в агрегаты при закреплении на них клубков молекул реагента (последние играют роль своеобразных «мостов»). При этом органические флокулянты-полиэлектролиты также могут менять величину и знак заряда частиц (аналогично неорганическим электролитам).

Высокомолекулярные флокулянты по эффективности значительно превосходят неорганические электролиты; иногда лучших результатов достигают при совместном применении органических и неорганических флокулянтов.

В практике обезвоживания продуктов обогащения руд тяжелых цветных металлов из неорганических электролитов наиболее широко применяют гашеную известь, серную и соляную кислоты, квасцы, поваренную соль и другие, а из высокомолекулярных флокулянтов — полиакриламид, сепаран, суперфлок,



Рис. 72. Классификация реагентов-флокулянтов

Таблица 256

Потребление флокулянтов при обезвоживании концентратов на обогатительных фабриках США

Флокулянт	Руда		Расход флокулянта	
	Тип	Доля тоннажа, переработанная с применением флокулянта, %	средний удельный, г/т	среднегодовой, т
Аэрофлок 550	Медная	0,3	58,5	—
Сепаран		40,7	1,5	30
Другие		10,4	1350	—
Сепаран, суперфлок	Медно-молибденовая	32,7	2	65
Квасцы-гуартек	Медно-цинково-пиритная	65,5	14	24—25
Сепаран		30,8	1,4	0,9—1,2
Аэрофлок 3171	Медно-цинково-цинковая	1,4	10	0,8—1
Суперфлок 16		34,5	1,8	3,5—4
Сепаран	Свинцово-цинковая	1,2	45	4,8—5
Суперфлок 16		18,3	1,8	2,9—3,2
Аэрофлок 550	Гуартек	12	225	25
Гуартек		43	15,7	6,1—6,5
Сепаран				

Примечание. В 1965 г. общее потребление флокулянтов при обогащении полезных ископаемых в США составило: сепаран — около 155 т, аэрофлок 550 — около 35 т, суперфлок — 70 т, Налко — 150 т, гуартек — 315 т.

Характеристика реагентов-флокулянтов и их применение

Флокулянт	Средний расход, г/т	Способ дозирования	Примечания
<p>Полнакриламид, суперфлок 16, аэрофлок 3000 и 3171, сепаран 2610, NP-10, NP-20 и др. (активная составная часть — полиакриламид)</p> $\left(\begin{array}{c} -\text{CH}_2-\text{CH}- \\ \\ \text{CONH}_2 \end{array} \right)_n$ <p>ПАНГ, аэрофлок 550 (активная составная часть — гидролизванный полиакрилонитрил — полинак)</p> $\left(\begin{array}{c} -\text{CH}_2-\text{CH}-\text{CH}_2-\text{CH}- \\ \qquad \qquad \\ \text{CONH}_2 \qquad \text{COOH} \end{array} \right)_n$	<p>2—50 (редко — до 250)</p> <p>2—60 (редко — до 250)</p>	<p>0,1—0,01%-ный раствор</p> <p>1—0,1%-ный раствор</p>	<p>Весьма эффективны при сгущении медных, свинцовых, цинковых, молибденовых, пиритных, шеелитовых и других концентратов в широком диапазоне pH (от 3 до 10). Аэрофлок 3171 весьма эффективен при сгущении щелочных урановых пульп, а суперфлок 16 — кислых урановых пульп.</p> <p>Эффективны при очистке промышленных стоков; связывают ионы кальция.</p> <p>В случае большого отрицательного заряда на частицах суспензии целесообразно флокулянты полиакриламидного типа применять совместно с неорганическими электролитами (известь, квасцы и др.) или с поликатионными флокулянтами (ПВП, ПВПН)</p> <p>Эффективны при сгущении, а также при фильтровании медных, свинцовых, цинковых и других концентратов в широком диапазоне pH (от 5 до 12). Эффективны при очистке промышленных стоков; связывают ионы кальция. Получение</p>
<p>Налко 600 (катионный полиэлектролит неизвестного состава. Выпускается в США в виде жидкости)</p> <p>ПВП, ПВПН (галогидролизаты поли-2-метил-5-винилпиридина — катионные полиэлектролиты)</p> $\left(\begin{array}{c} -\text{CH}-\text{CH}_2- \\ \\ \text{NRCI}^+ \\ \\ \text{CH}_3 \end{array} \right)_n$	<p>30</p> <p>5—50</p>	<p>Смесь с водой 1:1</p> <p>—</p>	<p>ПАНГа из полинака (технический продукт; представляет сухой, негорючий и нелетучий порошок) может быть организовано на любой фабрике: в чан с паровой рубашкой наливают 200 л воды, при перемешивании подают и растворяют 8,3 кг едкого натра или 11,3 кг едкого калия, после чего дозируют 20 кг полинака и доводят объем в чане до 500 л; включают обогрев паром и после начала бурного выделения аммиака чан нагревают еще 1,5—2,5 ч до получения однородной клеобразной массы желтого или оранжевого цвета (5%-ный раствор ПАНГа)</p> <p>Эффективен при сгущении концентратов, а также при очистке сточных вод</p> <p>Эффективны при большом отрицательном заряде на частицах суспензии, а также при сгущении кислых пульп, содержащих соли меди или железа, например концентрат цементной меди. Могут быть эффективны в качестве добавок к флокулянтам полиакриламидного типа, способствуя увеличению скорости осаждения твердых частиц, получению более чистых сливов, а также снижению расхода полиакриламида</p>

Флокулянт	Средний расход, г/т	Способ дозирования	Примечания
КОД, КОДТ (продукты конденсации кубовых остатков от перегонки гексаметилендиамина), таллового масла и дихлорэтана — катионные полиэлектролиты)	5—30	0,1%-ный раствор	Эффективны при сгущении шламав каолинита, лимонита, кварца и микроклина. Способствуют полному осветлению отстоев даже в тех случаях, когда мало увеличивают скорость осаждения. Ускоряют фильтрацию медных, свинцовых и пиритных концентратов
ПАМформ (оксиметилированный полиакриламид) $\begin{array}{c} (-\text{CH}_2-\text{CH}-)_n \\ \\ \text{CO} \\ \\ \text{NH} \\ \\ \text{CH}_2\text{OH} \end{array}$	2—30	0,1%-ный раствор	Эффективен при обезвоживании медных концентратов, цементной меди, каолинита и др. По эффективности в ряде случаев превосходит полиакриламид. Приготовить можно на любой фабрике обработкой водного раствора технического полиакриламида техническим формалином при комнатной температуре
Поливиниловый спирт (неионный полимер) $\left(\begin{array}{c} -\text{CH}_2-\text{CH}- \\ \\ \text{OH} \end{array} \right)_n$	5—100	0,1%-ный раствор	Эффективен при сгущении шеелитовых и других концентратов
Гуартек (неионная галактотманноза с прямой цепью) $-\text{O}-\left(\begin{array}{cccccccc} \text{H} & \text{H} & \text{H} & \text{OH} & \text{OH} & & \text{OH} & \text{H} & \text{H} & \text{OH} \\ & & & & & & & & & \\ -\text{C}- & -\text{C}- & -\text{C}- & -\text{C}- & -\text{C}- & \text{CH}_2- & \text{O}- & -\text{C}- & -\text{C}- & -\text{C}- & -\text{C}- & \text{CH}_2- & \text{O}- \\ & & & & & & & & & & & & \\ \text{OH} & \text{OH} & \text{OH} & \text{H} & \text{H} & & \text{H} & \text{OH} & \text{OH} & \text{OH} & \text{H} & & \end{array} \right)_n$	5—250	0,1—0,01%-ный раствор	Эффективен при обезвоживании продуктов обогащения свинцово-цинковых и медно-цинково-пиритных руд (в последнем случае в сочетании с квасцами) в широком диапазоне pH (от 3 до 11)
Крахмал (неионный полимер) $\left(\begin{array}{c} \text{CH}_2\text{OH} \\ \\ \text{H} \quad \text{C} \quad \text{CH}-\text{O} \quad \text{H} \\ \quad \quad \quad \\ \text{OH} \quad \text{C} \quad \text{C} \quad \text{O} \\ \quad \quad \\ \text{H} \quad \text{OH} \end{array} \right)_n$	200—800	2—5%-ный раствор	Эффективен в широком диапазоне pH (от 4 до 10)
Полиокс (полиэтиленоксид — неионный полимер) $(-\text{CH}_2-\text{CH}_2-\text{O}-)_n$	10—100	0,1%-ный раствор	Иногда по эффективности превосходит полиакриламид (сгущение суспензий каолинита, лимонита и др.). При повышенной температуре действие полиокса ухудшается. Может быть эффективен при pH от 2 до 10
Квасцы $\text{KAl}(\text{SO}_4)_2 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$	30—300	5%-ный раствор	Эффективны при обезвоживании продуктов обогащения медно-цинковых и других руд
Известь $\text{Ca}(\text{OH})_2$	0,02—1,3 кг/т	Известковое молоко	—
Серная кислота H_2SO_4	1,5 кг/т	10%-ный раствор	—

аэрофлот, ПАНГ, Налко 600, гуартек, полинокс и др. Особенно широко применяют флокулянты при обезвоживании концентратов на обогатительных фабриках США (табл. 256).

Наиболее перспективно применение высокомолекулярных полимерных флокулянтов (низкомолекулярные соединения не могут способствовать образованию крупных флокул вследствие малых размеров). Молекулы высокомолекулярных флокулянтов вытянуты в виде нитей. Молекулярный вес колеблется от 10 тыс. до 5 млн. Все органические флокулянты представляют собой водорастворимые полимеры и сополимеры или смолы.

Растворяют высокомолекулярные флокулянты, медленно добавляя сухой порошок, например, вибрационным штателем в определенный объем воды (в чан) с механическим перемешиванием. Скорость дозировки порошка должна быть небольшой во избежание образования комков. Не рекомендуется подавать воду в сухой порошок, так как при этом образуются большие комья, растворение которых затруднено.

Лучшие результаты получаются при подаче флокулянтов в суспензию в виде раствора максимально возможного разбавления (практически рекомендуется концентрация 0,1—0,01%); флокулирующее действие растворов такой концентрации не ослабевает в течение длительного времени. Чем больше разбавлен раствор высокомолекулярного флокулянта, тем легче перемешивается реагент с пульпой. Вместе с тем иногда флокулянты успешно используют в виде 0,5—1%-ного раствора.

Разбавленные растворы флокулянтов подают в пульпу перед операциями сгущения и фильтрации. Действуют флокулянты быстро и требуют небольшого времени перемешивания с пульпой. Перемешивание должно быть малоинтенсивным во избежание разрушения флокул. Кроме того, высокомолекулярные полиакриламиды при продолжительной циркуляции их растворов по небольшим трубам и насосам с высокой скоростью имеют тенденцию разрушаться, в результате чего понижается их молекулярный вес, уменьшается длина цепи и ослабевает флокулирующее действие. Практически раствор флокулянта рекомендуется подавать самотеком в трубу, по которой поступает пульпа в сгуститель (или на фильтр). Более эффективна стадийная подача флокулянта в 2—3 точки, расположенные на расстоянии 2,5—3 м каждая от центра сгустителя.

Расход флокулянтов составляет 5—250 г/т, часто 5—10 г/т. Чрезмерно большие расходы флокулянта могут привести к уменьшению скорости осаднения и загрязнению сливов. Кроме того, при избытке флокулянта, особенно при одновременной его загрузке, могут остановиться гребки сгустителя вследствие высокой скорости флокуляции и быстрого осаднения больших масс твердого.

§ 74. ХАРАКТЕРИСТИКА РЕАГЕНТОВ-ФЛОКУЛЯНТОВ

В табл. 257 приведены характеристика реагентов-флокулянтов и их применение.

Глава XXXV

ПРИГОТОВЛЕНИЕ РАСТВОРОВ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ

§ 75. МЕТОДЫ ПРИГОТОВЛЕНИЯ РАБОЧИХ РАСТВОРОВ РЕАГЕНТОВ

Значительную часть флотационных реагентов дозируют в процесс в виде водных растворов¹. Для растворения большинства реагентов (ксантогенаты, сухие аэрофлоты, сода, сернистый натрий, медный, цинковый и железный купоросы и др.) не требуется применение особых схем и приемов. Реагенты растворяют в чанах (баки с мешалками, изготовленные из дерева, бетона, железа и др.).

¹ Реагенты, не растворяющиеся в воде, целесообразно дозировать в виде импульсов (аполярные масла, дисантогениты, маслообразные пенообразователи и др.), пропуская перед подачей на флотацию через эмульгаторы.

Для устранения попадания в чан щепы, посторонних предметов, больших кусков монолита реагента чаны снабжаются загрузочными корзинами из металлических сеток и решеток. Раздробленный флотоацидный реагент засыпается в корзину, откуда вымывается потоком раствора, создаваемым вращением мешалки. Порошкообразные или мелкокусковые твердые реагенты можно загружать в чаны без загрузочных корзин, непосредственно через загрузочные отверстия в крышке чана. Приготовленному раствору дают отстояться от механических примесей; в процесс подают осветленный раствор. По израсходовании раствора осадок из чана выпускают через нижнее сливное отверстие и выбрасывают.

Для приготовления растворов легко растворимых в воде реагентов можно использовать метод размывания. Растворение в этом случае производят либо в специальных камерах, где предварительно вскрытые и установленные вертикально барабаны с реагентом размываются снизу сильными струями воды из насадок-форсунок, либо в соединенной трубопроводом со сгустителем высокой емкости с решеткой в средней части, на которую высыпается навеска кускового реагента; раствор реагента циркулирует из сгустителя в растворную емкость (поступает под решетку) и обратно (через сливную трубу емкости) до полного растворения твердых кусков (после растворения слив сгустителя перекачивают в расходную емкость).

Некоторые реагенты перед растворением необходимо омылить (олеиновая кислота, окисленный петролатум и др.). Омыление производят раствором каустической соды при подогреве до 50—60° С и непрерывном перемешивании; расход соды определяется кислотным числом реагента. После омыления готовят раствор требуемой концентрации.

Наиболее трудно приготовление растворов жидкого стекла и суспензии извести — известкового молока.

Раствор жидкого стекла готовят из предварительно дробленой и измельченной силикат-глибы двумя методами — автоклавным и открытым (безавтоклавным). При автоклавном методе смесь воды и измельченной силикат-глибы закачивается в автоклав; растворение производится при давлении 3,5—4 атм и температуре 200—230° С в течение 2 ч. Готовый раствор жидкого стекла выпускается через сливной край и холодильник в промежуточный чан, установленный под автоклавом. Автоклавы могут работать как непрерывно, так и периодически.

При безавтоклавном способе измельченную сухим способом до 100% — 0,4 мм силикат-глибу загружают небольшими порциями (примерно по 15—20 кг) в чан с мешалкой и обогревом и кипятят не менее 4 ч до получения раствора плотностью 1,35—1,45 г/см³.*

Для получения известкового молока известь вначале дробят, а затем измельчают и одновременно гасят водой; для гашения 1 т извести требуется 322 л воды. Слив классификатора выливается готовым известковым молоком. Содержание извести в известковом молоке определяют по плотности известкового молока. Для предупреждения осаждения взвешенных частиц известковое молоко в чанах необходимо непрерывно перемешивать, а трубопроводы устанавливать с большим уклоном.

В цехе для приготовления раствора цианшлага должны быть установлены мощные вентиляционные установки.

Барабаны с цианшлагом подают со склада на площадку для вскрытия, после чего реагент выгружают в питающий бункер и ленточным питателем дозируют в металический растворный чан, предварительно заполненный водой до половины объема, не более 160—180 кг реагента; во время загрузки чана реагентом подача воды не прекращается.

Растворение цианшлага производится в течение 2—4 ч. Готовый раствор сливается в отстойный чан квадратной формы с наклонным дном и вентиляем для выпуска отстой.

* Для определения плотности отбирают в металическую посуду 200—250 мл жидкого стекла; посуду для быстрого охлаждения опускают в холодную воду.

Чаши для растворения цианида необходимо систематически очищать от осадка и плава. Для очистки чаш заполняют до половины объема водой и промывают в течение 1 ч при работающей мешалке. При концентрации цианида в растворе, выше допустимой для сточных вод, раствор перекачивается в рабочий растворный чай и используется в качестве растворной воды, в противном случае он вместе с осадком выпускается в дренаж.

При работе с реагентами и их хранения необходимо строго соблюдать правила по технике безопасности.

§ 76. РАСЧЕТ КОНЦЕНТРАЦИИ РАСТВОРОВ РЕАГЕНТОВ

Концентрация растворов флотационных реагентов, дозируемых в процесс, зависит от расхода реагента, производительности фабрики и растворимости реагента в воде.

Концентрация флотационного реагента в растворе на обогатительных фабриках обычно выражают в процентах по весу (число граммов растворенного вещества в 100 г раствора). Для расчета весовых соотношений растворимого реагента и воды используют формулы:

1. Растворение реагента в воде

$$x = \frac{Ba}{100}; \quad b = a - x, \quad (138)$$

где x — весовое количество растворимого реагента, необходимое для приготовления заданного весового количества (a) раствора с требуемой концентрацией (B);

b — весовое или объемное количество воды.

Пример. Приготовить 2000 кг (a) 3%-ного водного раствора (B) бутилового ксантогената калия. Определить соотношение воды b и реагента x .

Необходимое количество сухого ксантогената

$$x = \frac{Ba}{100} = \frac{3 \cdot 2000}{100} = 60 \text{ кг}$$

или количество воды

$$b = a - x = 2000 - 60 = 1940 \text{ л.}$$

Если ксантогенат имеет, например, активность 80%, то 60 кг нужно умножить на 1,2 (при активности 90% умножить на 1,1 и т. д.).

Таблица 258

Весовое количество реагента, необходимое для приготовления раствора реагента требуемой концентрации, %

A	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
	B									
0	0,00	1,01	2,04	3,09	4,17	5,26	6,43	7,53	8,70	9,89
10	11,11	12,36	13,63	14,94	16,28	17,65	19,05	20,48	21,95	23,46
20	25,00	26,58	28,21	29,87	31,58	33,33	35,14	36,99	38,89	40,84
30	42,85	44,94	47,05	49,25	51,52	53,85	56,25	58,74	61,29	63,94
40	66,67	69,49	72,41	75,44	78,57	81,81	85,19	88,67	92,30	96,07
50	100,00	104,08	108,33	112,77	117,39	122,22	127,27	132,56	138,10	143,90
60	150,00	156,41	163,16	170,27	177,78	185,71	194,12	203,03	212,50	222,58
70	233,33	244,83	257,14	270,37	284,62	300,00	316,67	334,78	354,55	376,19
80	400,00	426,32	455,56	488,24	525,00	566,67	614,29	669,23	733,33	809,09
90	900	1011	1150	1329	1566	1900	2400	3234	4900	9900

A — необходимая концентрация реагента в растворе, % вес.;

B — вес реагента, кг (г) для растворения в 100 кг или 100 л (г или мл) воды.

A	0,0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
	B									
0	0,000	0,4001	0,2004	0,3009	0,4016	0,5026	0,604	0,705	0,8065	0,908
1	1,010	1,412	1,215	1,317	1,420	1,523	1,626	1,730	1,833	1,937
2	2,041	2,445	2,250	2,354	2,459	2,564	2,669	2,775	2,881	2,987
3	3,097	3,200	3,305	3,413	3,520	3,712	3,735	3,842	3,950	4,059
4	4,167	4,276	4,384	4,494	4,603	4,712	4,823	4,932	5,042	5,156
5	5,264	5,374	5,485	5,598	5,709	5,821	5,932	6,046	6,156	6,270
6	6,428	6,495	6,610	6,724	6,838	6,952	7,071	7,181	7,296	7,411
7	7,527	7,644	7,759	7,882	7,991	8,110	8,221	8,343	8,461	8,576
8	8,696	8,815	8,933	9,051	9,171	9,290	9,410	9,528	9,649	9,770
9	9,890	10,010	10,130	10,250	10,380	10,50	10,620	10,740	10,880	10,980

Весовое количество реагента, необходимое для приготовления раствора требуемой концентрации (% по весу), удобно определять по табл. 258.

Например, чтобы приготовить 3%-ый раствор ксантогената, следует взять 3,097 кг реагента на каждые 100 л воды.

2. Разбавление приготовленного раствора водой

$$x = b \left(1 - \frac{n}{m} \right); \quad x = a \left(\frac{m}{n} - 1 \right); \quad b = a + x, \quad (139)$$

где x — весовое или объемное количество воды, необходимое для разбавления a весовых частей раствора данной концентрации m до требуемой концентрации n ;

b — весовое количество раствора после разбавления.

Расчет можно производить также по «Правилу креста» (см. ниже).

Пример. Приготовить 5%-ый раствор сернистого натрия концентрации n из 1000 кг (a) 12%-ого раствора концентрации m этого реагента.

Определить необходимое количество воды для разбавления x и весовое количество раствора после разбавления (b):

$$x = a \left(\frac{m}{n} - 1 \right) = 1000 \left(\frac{12}{5} - 1 \right) = 1400 \text{ кг};$$

$$b = a + x = 1000 \text{ кг} + 1400 \text{ кг} = 2400 \text{ кг}.$$

3. Смешение двух растворов различной концентрации:

$$a = \frac{c(l-n)}{m-n} = \frac{b(l-n)}{m-l}; \quad b = \frac{a(m-l)}{l-n} = \frac{c(m-l)}{m-n}; \quad c = a + b, \quad (140)$$

где a — весовое количество раствора концентрации m ;

b — весовое количество раствора концентрации n ;

c — весовое количество смеси требуемой концентрации l .

Расчет можно производить также по «Правилу креста» (см. ниже).

Пример. Приготовить 5%-ый раствор l сернистого натрия из 1000 кг b 3%-ого раствора n и смешиваем его с 3%-ым раствором m . Определить весовое количество 9%-ого раствора a , потребное для увеличения концентрации сернистого натрия с 3 до 5% l и весовое количество смеси с требуемой концентрации l

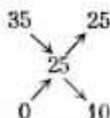
$$a = \frac{b(l-n)}{m-l} = \frac{1000(5-3)}{9-5} = 500 \text{ кг};$$

$$c = a + b = 1000 + 500 = 1500 \text{ кг}.$$

4. Разбавление приготовленного раствора до требуемой концентрации (% вес.) водой или получение раствора требуемой концентрации (% вес.) смешением двух данных растворов («Правило креста»).

Необходимая концентрация в растворе пишется в месте пересечения двух диагональных линий, а концентрация в данных растворах — у концов обеих линий слева (большая — вверх, меньшая — вниз); при разбавлении раствора водой слева внизу вместо меньшей концентрации ставят нуль. На каждой диагональной линии производится вычитание одного стоящего на ней числа из другого, и разность записывается у свободного конца той же линии справа. Полученные числа указывают, сколько весовых частей каждого раствора (или воды) следует взять, чтобы получить раствор требуемой концентрации.

Пример. Чтобы разбавить 35%-ый водный раствор реагента до 25%-ого, на 25 весовых частей раствора требуется 10 весовых частей воды.



5. Формула перехода от выражений концентрации в растворах в % вес. к другим

$$A = \frac{C}{10 \cdot \text{плотность раствора}} = \frac{100 \cdot B}{100 + B}, \quad (141)$$

где A — число граммов растворенного реагента в 100 г раствора, % вес;
 B — число граммов растворенного реагента на 100 г или 100 мл воды;
 C — число граммов растворенного реагента в 1 л раствора, г/л.

6. Растворение кристаллогидратов (кристаллических веществ, содержащих в своем составе воду):

$$B = \frac{Az}{1 - \frac{Az}{100}}; \quad z = \frac{M_1}{M}, \quad (142)$$

где A — требуемая концентрация безводного вещества в растворе, г на 100 г воды (или кг на 100 кг или 100 л воды);

B — весовое количество кристаллогидрата, которое следует растворить в 100 г воды, чтобы приготовить раствор концентрации A ;

z — отношение молекулярных весов кристаллогидрата и безводного вещества;

M_1 — молекулярный вес кристаллогидрата;

M — молекулярный вес безводного вещества.

Пример. Определить весовое количество $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, которое следует растворить в 100 л воды, чтобы приготовить 10%-ый раствор CuSO_4 .

По табл. 258 находим, что концентрация CuSO_4 в растворе 10% соответствует концентрации CuSO_4 в растворе 11,11 г на 100 г воды (или 11,11 кг на 100 л воды):

$$z = \frac{M_1}{M} = \frac{249,54}{159,54} = 1,56;$$

$$B = \frac{Az}{1 - \frac{Az}{100}} = \frac{11,11 \cdot 1,56}{1 - \frac{11,11 \cdot (1,56 - 1)}{100}} = \frac{17,33}{1 - 0,062} = 18,475 \text{ кг.}$$

* Формула применима при $A < \frac{100}{z-1}$.

ОПРОБОВАНИЕ РУД И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ И КОНТРОЛЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

Глава XXXVI

ОПРОБОВАНИЕ РУД И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Опробование руд и продуктов обогащения заключается в отборе из них таких небольших порций материала (проб), котоме характеризуют всю массу опробуемого материала.

Проба, отобранная за один прием в одной точке (при опробовании неподвижных материалов) или в определенный момент времени (при опробовании движущихся материалов) и составляющая часть общей пробы, называется *частичной пробой*. Вес частичных проб прямо пропорционален производительности потока опробуемого материала или количеству тех частей неподвижного материала, от которых они отбираются.

Пробы, которые с достаточной степенью надежности характеризуют содержание компонентов в исходном материале, называются *представительными* (средними). Представительность общей пробы зависит от количества частичных проб, из которых составлена общая проба.

Опробование включает отбор представительной пробы и ее сокращение до соответствующего веса и размера, необходимого для последующего изучения.

Начальная проба сокращается до технологической или аналитической выделением из нее нескольких параллельных проб.

Вес средней пробы опробуемого материала можно определить по данным К. А. Пожарицкого (табл. 259) или по формуле

$$Q = K d^\alpha, \text{ кг}, \quad (143)$$

где K и α — постоянные величины, зависящие от крупности и равномерности вкрапленности компонента (табл. 260);

d — наибольший диаметр частиц (кусков), мм.

Таблица 259

Определение веса пробы по К. А. Пожарицкому

Наибольший диаметр частицы в пробе, мм	Вес отбираемой пробы, кг, при вкрапленности		
	равномерной	неравномерной	веса неравномерной
20	15	40	160
10	4	10	35
8	2,5	6	20
5	1,2	2,5	7
3	0,45	0,9	2,5
2	0,2	0,4	0,9
1	0,06	0,1	0,18

Значения K и α для различных типов руд

Руды	K	α	
		пробы малото-го веса	валовые пробы
Весьма равномерно вкрапленные	0,05		—
Равномерно вкрапленные	0,1		—
Неравномерно вкрапленные и равномерно вкрапленные золотые с мелким золотом	0,2		
Неравномерно вкрапленные золотые с крупностью золотинок до 0,6 мм	0,4	2	1,8
Весьма неравномерно вкрапленные золотые с крупностью золотинок более 0,6 мм	0,8—1		

§ 77. ОПРОБОВАНИЕ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ

Опробование неподвижных масс сыпучих материалов

Метод вычерпывания — отбор небольших порций материала из определенных пунктов поверхности опробуемой массы. Вес порции должен быть пропорционален объему опробуемого участка. Метод применяется для однородных материалов крупностью не более 12 мм.

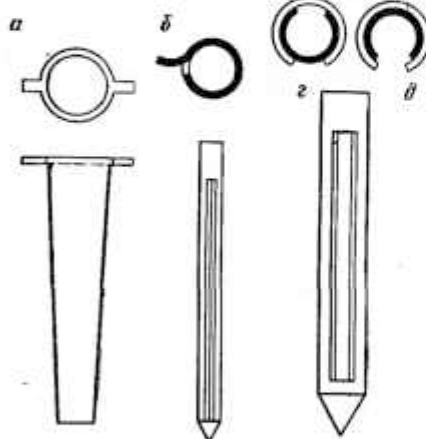


Рис. 73. Щупы для опробования мелкозернистых материалов:

a — простой; b — с прорезью; c — двойной; e — положение наружной и внутренней трубы при закрытой щели; d — то же, при открытой щели

(рис. 73) вдавливается вертикально в массу материала, затем его вынимают и выгружают взятую пробу. Такие пробы берутся в различных пунктах опробуемого материала.

Метод шурфов. В точках отбора проб закладываются шурфы, на стенках которых проводятся вертикальные бороздки. Материал бороздок является частичной пробой. Метод применяется для опробования отвалов, хвостохранилищ, скопленных материалов, не однородных по высоте.

Метод квартования. Руду насыпают конусом, сбрасывая ее на вершину конуса для равномерного распределения по его поверхности. Затем конус разравнивают и поверхность круга делят на четыре квадранта; два накрест лежащих квадранта отбрасывают, а два оставшихся квадранта вновь насыпают конусом и повторяют операцию квартования до рассчитанного веса пробы. Метод применяется для материала крупностью не более 50 мм и весом не более 50 т.

Метод канав. Опробуемый материал перемешивают, разравнивают в квадратный или четырехугольный слой толщиной от 0,3 до 1 м. Через весь слой проводят две канавки шириной 0,3 м, пересекающиеся в середине под прямым углом. В пробу поступает либо весь материал канавок, либо из определенных пунктов со стенок прорытых канав. Применяется метод при отборе проб весом до 100 т.

Метод опробования щупами применяется для мелких материалов. Щуп

Отбор проб из штабелей рудных отвалов. По всей поверхности штабеля проводят ряд параллельных основанию линий на расстоянии 0,5 м одна от другой. На этих линиях намечают ряд точек на расстоянии 0,5—2 м, из которых удаляют лопатой часть материала, делая ямки глубиной 0,5—1 м, направленные перпендикулярно поверхности штабеля. Со дна углублений берут материал по одинаковому числу лопат. Весь отобранный материал перемешивают.

Отбор проб из железнодорожных вагонов. Каждый вагон опробуется в 12—15 точках, расположенных параллельно или зигзагообразно. В указанных точках отбрасывают верхний слой материала на глубину 0,25—0,5 м и из образовавшихся углублений отбирают частичные пробы, которые объединяют в общую пробу.

Опробование потоков сыпучих материалов

Выборочный метод отбора проб применяется при перегрузочных работах и при перемещении материала в вагонетках. Каждая 5-я, 10-я, 20-я лопата или вагонетка материала идет в пробу. Применяется метод преимущественно при отборе генеральных проб.

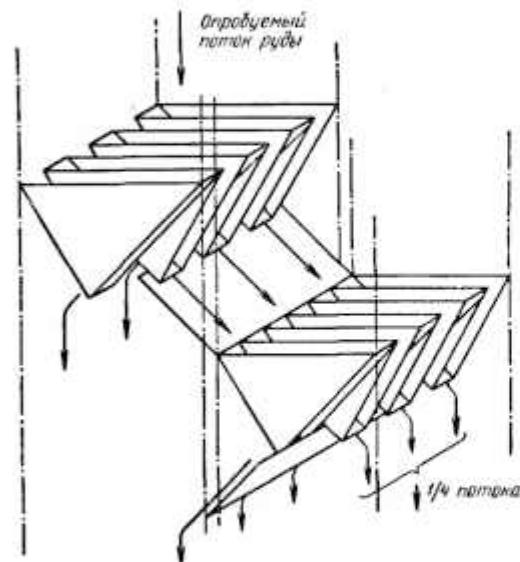


Рис. 74. Желобчатый делитель

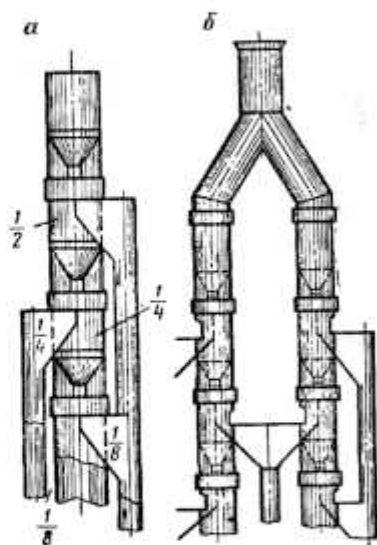


Рис. 75. Трубчатый пробоотбиратель:
а — одиночный; б — двойной

Метод продольных сечений заключается в том, что некоторая часть струи движущегося материала непрерывно отсекается в пробу. Метод применим для достаточно однородного материала. По этому методу действуют стационарные пробоотбиратели — желобчатые делители (рис. 74) и трубчатые пробоотбиратели (рис. 75).

Ширина каждого желобка делителя должна быть не меньше трех-четырёхкратного диаметра наибольших зерен материала, общая ширина желобков должна соответствовать ширине струи материала.

Трубчатый пробоотбиратель представляет вертикальную стальную или чугунную трубу, разделенную на ряд секций. В каждой секции установлена воронка, под которой расположен распределительный щиток, отсекающее ребро которого совпадает с осью трубы.

Поток материала делится распределительным щитом пополам. Одна часть выводится из делителя, а другая движется в следующую секцию и опять делится на две равные части и т. д.

Вес конечной пробы

$$q = \left(\frac{1}{2}\right)^n Q, \text{ кг.} \quad (144)$$

где n — число щитков;

Q — вес исходной массы, кг.

Отношение веса исходной пробы к весу конечной пробы называется степенью сокращения S .

Степень сокращения пробы в одинарном делителе

$$S = 2^n, \quad (145)$$

в двойном трубчатом делителе

$$S = 2^{n+1} \quad (146)$$

где n — число секций аппарата.

Метод поперечных сечений состоит в том, что от потока материала отсекают в пробу порции во всю ширину потока и пропорционально толщине потока через определенные и равные промежутки времени.

Ручное опробование методом поперечных сечений производится стальным ковшом — пробником пересечением всей струи материала. Частота отсекания проб зависит от степени неоднородности материала. Пробы отсекаются тем чаще, чем более неоднородный материал.

По методу поперечных сечений действуют механические пробоотбиратели — секторные и ковшовые, а также пшеничные пробоотбиратели.

Секторный пробоотбиратель (рис. 76) относится к типу вращающихся. Состоит пробоотбиратель из двух полых усеченных конусов. К верхнему конусу приделываются воронки — сектора 3 , которые при вращении вала пересекают поток материала из желоба. Сектора разгружаются через воронку 6 , а основной поток материала — через воронку 7 .

Секторный пробоотбиратель пригоден для опробования материала крупностью до 30 мм.

Вес пробы, которую может отобрать секторный пробоотбиратель, определяется по формуле

$$q = 2,78Q\beta m, \text{ кг/ч.} \quad (147)$$

где Q — количество материала, поступающего на опробование, т/ч;

β — угол между секущими краями отсекателя, град;

m — число секторов, отбирающих пробы.

Число отсеканий в 1 ч

$$N = 60mn, \quad (148)$$

где n — число оборотов отсекателя в минуту.

Техническая характеристика секторных пробоотбирателей приведена в табл. 261.

Ковшовые пробоотбиратели устанавливаются в местах перегрузки непрерывно движущегося материала. Пробоотбиратели с простым движением ковша (рис. 77) имеют степень сокращения потока опробуемого материала от 20 до 250.

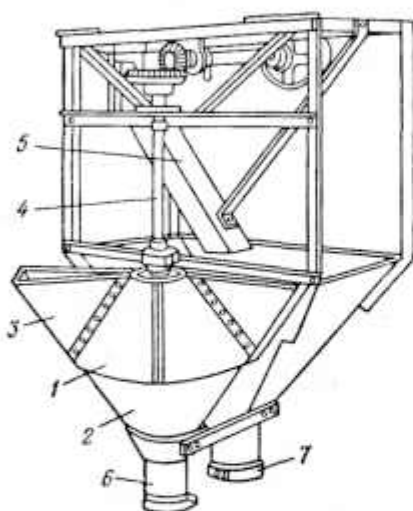


Рис. 76. Секторный пробоотбиратель: 1, 2 — усеченные конусы; 3 — сектор; 4 — вал; 5 — желоб; 6, 7 — воронки

Ковшовые пробоотбиратели со сложным движением ковша (рис. 78) позволяют изменять (увеличивать) скорость движения ковша в момент отсекаания пробы от 0,2 до 1 м/с, что обеспечивает высокую степень сокращения опробуемого материала (250—22 500).

Вес отбираемой пробы ковшовыми пробоотбирателями определяется по формуле

$$q = \frac{QbN}{3600v}, \text{ кг/ч}, \quad (149)$$

где Q — производительность опробуемого потока, т/ч;

b — ширина ковша, мм;

N — число отсеков в 1 ч;

v — скорость движения ковша во время отсекаания пробы, м/с.

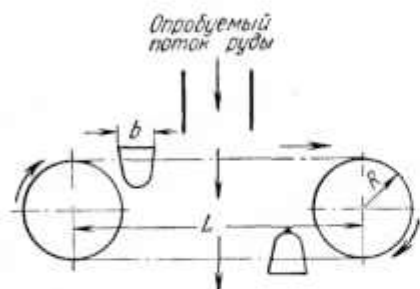


Рис. 77. Цепной ковшовый пробоотбиратель с простым движением ковша:

a — ширина ковша; L — расстояние между центрами приводной и хвостовой звездочек; R — радиус приводной звездочки

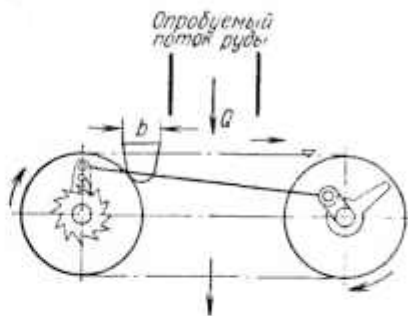


Рис. 78. Цепной ковшовый пробоотбиратель со сложным движением ковша

Таблица 261

Техническая характеристика секторных пробоотбирателей
института Механобр

Параметры	Тип пробоотбирателя	
	34-ОП	35-ОП
Угол пробоотсекающего сектора, град.	18	36
Радиус сектора, мм		250
Число секторов		4
Максимальная крупность опробуемого материала, мм	15	30
Максимальная производительность опробуемого потока, т/ч		5
Вес пробы, отбираемой при максимальной производительности, кг/ч	250	500
Степень сокращения	20	10
Частота вращения, об/ч	30	Не более 40
Привод	Электродвигатель — червячный редуктор	Шкив — пара конических шестерен
	0,6	0,5
Потребляемая мощность, кВт		
Габариты, мм:		
длина	645	750
ширина	865	780
высота	850	820

Техническая характеристика цепных ковшовых пробоотбирателей сухих материалов

Параметры	Конструкция	
	Механобра 26-ОП	Южшахт-проекта
Ширина между стенками отсекателя, мм	250	75—300
Емкость ковша, дм ³	45	—
Число отсеков в 1 ч	1—12	6—27
Длина хода, мм	2500	900—1300
Скорость движения отсекателя, мм/с	600	158
Мощность электродвигателя, кВт	0,85	0,7
Производительность потока опробуемого материала, т/ч	750—800	—

В табл. 262 приведена техническая характеристика цепных ковшовых пробоотбирателей сухих материалов.

Двухшиберный пробоотбиратель (рис. 79) может применяться для руды любой крупности. В вертикальном желобе устанавливаются двашибера, длина которых примерно в 1,5 раза больше ширины желоба. Шиберы отсекают материал в пробу попеременно через заданный промежуток времени. Отсекание пробы шиберами производится при помощи рычажной системы, приводимой в действие от пневматического, гидравлического или электромагнитного устройства или от электродвигателя через кривошипно-шатунную передачу. Интервалы отсекания проб выдерживаются реле времени или паузным механизмом.

Размер пробы, отбираемый шиберным пробоотбирателем, пропорционален производительности опробуемого потока, продолжительности отсечки и частоте отсекания проб.

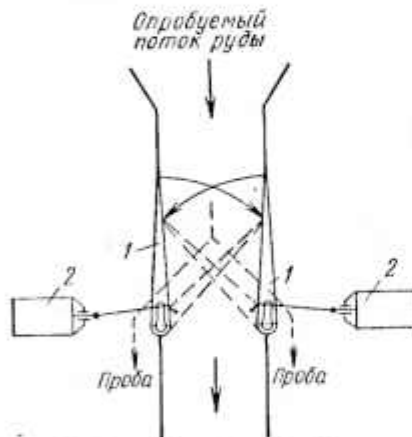


Рис. 79. Двухшиберный пробоотбиратель:
1 — шибер; 2 — привод шибера

пробы необходимо соблюдать следующие условия: ширина выпускной щели b пробника должна быть в 4—5 раз больше диаметра максимального зерна в пульсе; объем пробника должен быть больше объема пульсы, забираемого за один прием; пробник должен быть водонепроницаемым и легко разгружаться; ребра пробника должны быть перпендикулярны направлению движения его при опробовании. В табл. 263 приведен размер пробников для ручного опробования.

Пульса, находящаяся в каком-либо чаше или сгустителе, опробуется пробником-желонкой (рис. 84). Пробник закрывают сверху крышкой, а ниже разгрузочное отверстие — пробкой и погружают в пульсу на нужную глубину. Для заполнения пробника пульзой крышку приподнимают проволоочной тягой, а после заполнения крышку закрывают и поднимают пробник из пульсы. Техническая характеристика пробоотбирателей приведена в табл. 264.

§ 78. ОПРОБОВАНИЕ ПУЛЬСЫ

Опробование потоков пульсы вручную или механически производится методом поперечных сечений цельновидными пробниками (рис. 80). При отборе

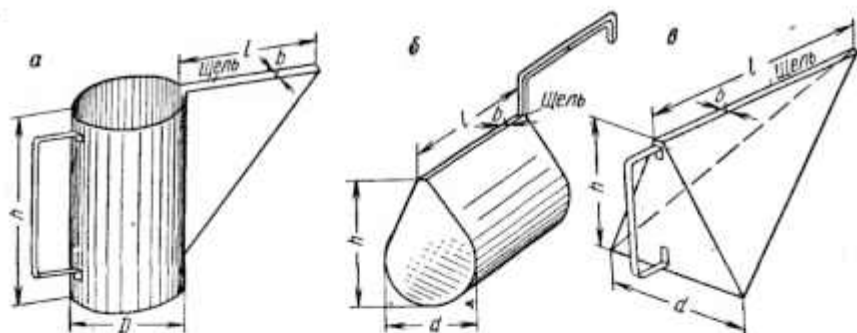


Рис. 80. Пробники для пушки:
а — тип I; б — тип II; в — тип III

Таблица 263

Размеры пробников для ручного опробования пушки

Тип	Объем, см ³	Размеры, мм				
		D	d	h	l	b
I (рис. 80, а)	1000	100	—	170	150—180	
	500	80	—	130	120—150	
	250	60	—	120	100—120	
II (рис. 80, б)	1000	—	100	150	150	5—20
	500	—	80	120	120	
	250	—	60	100	100	
III (рис. 80, в)	1000	—	150	150	350	
	500	—	120	120	280	
	250	—	100	100	200	

Таблица 264

Техническая характеристика механических проботбирателей пушки

Параметры	Конструкция			
	Юнахт-проекта	Института Мехалобр		ПАГ, ПАР, АП завода им Котлякова
		33-ОП	Системы Раскина	
Ширина щели проботсекающего ножа, мм	5	2—8	2—10	2—12
Число отсечек в 1 ч	6—27	4—12	1—2	4—12
Длина хода ножа, мм	600	600	900	650
Скорость движения ножа, мм/с	158	470	250	300—450
Мощность электродвигателя, кВт	0,5	0,25	0,27	0,25—0,27

Механические опробователи пульсы¹ типа ОГ, ПАГ, ПАР, АП завода им. Котлякова и проботбиратель конструкции Юзипахтироекта имеют прямолинейное возвратно-поступательное движение отсекателя.

Проботбиратели Механобра относятся к числу проботбирателей с прямолинейным движением отсекателя и применяются для отбора проб от мощных горизонтальных и вертикальных потоков пульсы.

Проботбиратели конструкции завода им. Котлякова и Механобра имеют паузный механизм (реле времени).

Вес пробы, отбираемой механическими опробователями непрерывного действия, определяют по формуле (149).

§ 79. ОПРОБОВАНИЕ ВЛАЖНЫХ ПРОДУКТОВ

Опробование продуктов фильтрация — кеков производится либо на конвейерной ленте, либо непосредственно на фильтре в момент отдувки. С дискового фильтра проба отбирается пробником, имеющим форму сектора, по всему радиусу диска.

Материал на ленте опробуется щелевыми пробниками или совком.

§ 80. ОПРОБОВАНИЕ РЕАГЕНТОВ И ВОДЫ

Сыпучие реагенты опробуются аналогично рудам.

Реагенты, поступающие в бочках или барабанах, опробуются шупами, для чего в крышке барабана делается несколько отверстий. Пробы отдельных партий реагента собираются в отдельные сосуды. По окончании опробования содержимое каждого сосуда тщательно перемешивается, расфасовывается в банки на 200—100 мл. Банки закрывают пробками и заливают парафином.

Монолитные реагенты разбиваются молотком, и отбирается проба из внут-

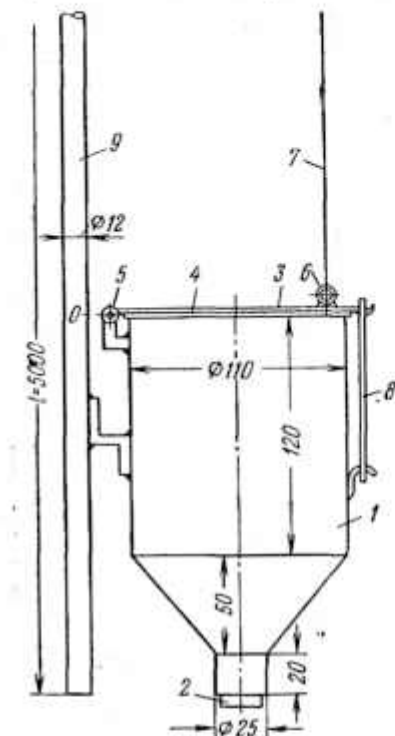


Рис. 84. Пробник-желонка:

1 — сосуд; 2 — пробка; 3 — крышка;
4 — резиновая прокладка; 5 — шарнир;
6 — петля; 7 — проволоочная тяга;
8 — резиновая пружина; 9 — стержень.

тренней части монолита. Для приготовления средней пробы опробуется 2% поступивших барабанов.

Жидкие реагенты перед опробованием нужно хорошо взболтать (если это возможно).

При опробовании несмешивающихся жидкостей в резервуарах необходимо определить, в какой пропорции должны быть смешаны образцы, взятые на разном уровне резервуара. Пробу из бочек берут стеклянной трубочкой диаметром 4—5 см. Для отбора проб с любого уровня резервуара применяют пробник, представляющий собой металлическую трубку с крышкой и приваренным донышком, в центре которого имеется отверстие. Отверстие закрывается клапаном, который открывается на время взятия пробы на определенном уровне резервуара.

¹ Принцип действия механических проботбирателей для пульсы и сухих материалов одинаков.

Пробы воды отбираются в стеклянные сосуды емкостью 2 л. Сосуды несколько раз споласкивают опробуемой водой, наполняют доверху и закрывают плотно пробкой.

§ 81. ОБРАБОТКА ПРОБ

Обработка проб заключается в постепенном сокращении исходной пробы до необходимого веса и крупности конечной пробы. При сокращении пробы соблюдается зависимость между весом сокращенной пробы q и диаметром наибольших частиц d в пробе.

Обработка проб включает ряд последовательных операций: дробление, перемешивание и сокращение (для пыли — дополнительно обезвоживание и сушка).

Выбор схемы сокращения пробы определяется вещественным составом материала, его крупностью, исходным весом и назначением пробы.

Степень сокращения S определяется по формуле

$$S = 2^m, \quad (150)$$

где m — число приемов сокращения.

Отношение размера максимального куска пробы до измельчения d_1 к размеру максимального куска пробы после измельчения d_2 называется степенью измельчения:

$$i = \frac{d_1}{d_2}. \quad (151)$$

Проба для химического анализа обрабатывается аналогично общей пробе, но проводится операция измельчения (истирания) до необходимой для анализа крупности (0,15—0,074 мм). Вес проб для химического анализа составляет от 5 до 50 г, для рационального анализа 100—200 г.

Для золотых руд вес проб перед измельчением до 0,15—0,074 мм должны быть: 0,5 кг — для руд с мелким золотом (менее 0,2 мм), 1,6—2,2 кг — для руд со средним золотом (0,2 до 0,6 мм), 3,2—5,6 кг для руд с крупным золотом (более 0,6 мм).

Дробление и измельчение проб

Пробы с максимальными кусками крупностью более 25 мм дробятся в щековых дробилках лабораторного или полупромышленного размера (табл. 265), а пробы, максимальная крупность кусков которых 10—3 мм, измельчаются в валковых дробилках (табл. 266).

Измельчение до 0,1 мм производится в истирателях (табл. 267), мельницах и ступках (табл. 268).

Истирание материала в дисковом истирателе (рис. 82) происходит между неподвижным и вращающимся стальными дисками. Проба засыпается в воронку, проходит через центральное отверстие неподвижного диска, попадает в радиальные пазы диска; измельченный материал разгружается по периферии дисков во внутреннее пространство корпуса и самотеком сыпается в приемник.

Диск 2 прижимается к диску 1 пружиной, степень сжатия которой регулируется винтом. Герметичность корпуса измельчения обеспечивается

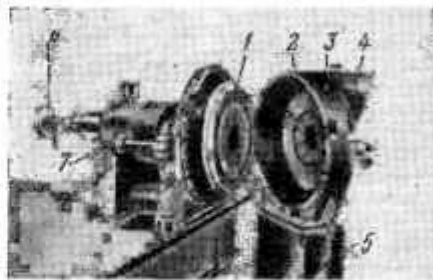


Рис. 82. Дисковый истиратель:

1 — вращающийся диск; 2 — неподвижный диск; 3 — корпус; 4 — воронка; 5 — приемник; 6 — защелка; 7 — защитная гайка; 8 — регулировочный винт

Техническая характеристика щелевых дробилок

Параметры	Типоразмер			
	ДЩ-100×60	ДЩ-150×80	ЩОС-4-175×250	С-182Б-230×400
Производительность (по кварцу), кг/ч, при ширине щели, мм:				
4	—	250	—	—
3	—	380	—	—
6	230	500	—	—
10	400	660	—	—
15	—	750	—	—
20	—	1000	—	3,5 м³/ч
30	—	—	4000	—
80	—	—	—	12 м³/ч
Размер загрузочного отверстия (части), мм:				
длина	100	150	175	250
ширина	60	80	250	400
Размер разгрузочного отверстия, мм	1,5—10	1—20	—	20—80
Крупность исходного материала, мм	60	80	150	210
Частота вращения вала, об/мин	500—650	500—580	До 375	275
Эксцентриситет вала, мм	—	—	12	12,5
Электродвигатель:				
тип	АО-32-4	АО-41-4	А-62-8	АО2-72-6
мощность, кВт	4	1,7	7	22
частота вращения, об/мин	1410	1420	730	970
вес, кг	—	—	140	230
Масса дробилки, кг	164	154	1540	2500
Изготовитель	Амурский завод «Металлист»		Не установлен	Костромской завод «Строммашина»

Таблица 266

Техническая характеристика лабораторных валковых дробилок

Параметры	Типоразмер		
	59Т-ДР 200×75	200×125*	ДВГ-2М 400×250
Валки:			
диаметр, мм	200	200	400
ширина, мм	75	125	250
частота вращения, об/мин	400 (вдвущего вала)	1200—1400	200

Параметры	Типоразмер		
	59Т-ДР 200 × 75	200 × 125*	ДВГ-2М 400 × 250
Максимальная крупность кусков питанья, мм	10	10 **	
Производительность, кг/ч, при крупности выдаваемого материала, мм: 1—4 0—10	90 —	— 200—800	2—12 м³/ч при дроблении пород средней твердости ***
Электродвигатель:			
тип	АО-44-6	АО-31-4	АО-62-8
мощность, кВт	1	0,6	4,5
частота вращения, об/мин	930	1410	735
вес, кг	37	17	155
Общая потребляемая мощность, кВт	—	—	9
Масса дробилки, кг	100	116	2420
Изготовитель	Не установлен	Амурский завод «Металлист»	Ленинградский завод им. «Котлякова»

* Быстроходная валковая дробилка предназначена для среднего и мелкого дробления проб руды в пределах прочности на сжатие 2500 кгс/см².

** Материал крупностью 10—7, 10—5 мм рекомендуется дробить при цели 2—3 мм.

*** Производительность, т/ч, дробления в зависимости от крупности загружаемой руды и готового продукта:

Крупность кусков, мм:	5	10	15	20
загружаемой руды	8	16	24	32
готового продукта	2	4	6	8

Таблица 267

Техническая характеристика дисковых истирателей

Диаметр диска, мм	Крупность питанья, мм	Крупность шихтовочного материала, мм	Производительность, кг/ч	Мощность электродвигателя, кВт	Габариты, мм			Масса, кг
					длина	ширина	высота	
175	2—3	0,07	До 20	1	490	250	428	26,5
250			До 50	1,7	665	335	455	43

Таблица 268

Техническая характеристика механической ступки СМБМ

Параметры	Показатели
Диаметр чаш (сменных), мм	80—110
Максимальная крупность питанья, мм	1,2
Количество загружаемого продукта, г	5—25
Производительность при истирании до крупности 0,074 мм, кг/ч	0,06—0,15
Электродвигатель:	
тип	АОЛ-11-4
мощность, кВт	0,12
частота вращения, об/мин	1400
Масса ступки, кг	20
Изготовитель	Завод «Сухумприбор»

резиновой прокладкой по периферии корпуса и защелкой *б* с затяжной гайкой *7*.

Вибрационный истиратель (рис. 83) представляет собой раму, подвешенную на тросах с пружинами или на резиновых растяжках. В центре рамы проходит эксцентриковый вал, на концах которого насажены неуравновешенные шкивы. Проба загружается в стаканчик, внутри которого находится ролик, закрывается крышкой, устанавливается в гнездо и зажимается с помощью хомутов и затяжных винтов. На истирателе одновременно измельчается четыре пробы.



Рис. 83. Вибрационный истиратель:

1 — рама; *2* — тросы; *3* — эксцентриковый вал; *4* — неуравновешенные шкивы; *5* — гнездо; *6* — стаканчик; *7* — крышка; *8* — затяжной винт; *9* — ролик

При вращении вала все точки рамы совершают круговые колебания, в результате чего ролик в стакане перекатывается, истирая материал. В табл. 269 приведена техническая характеристика вибрационного измельчителя.

Измельчение пробы крупностью 1—3 мм в мельницах

Таблица 269

Техническая характеристика вибрационного измельчителя для химических проб (изготавливается по чертежам № 75т-ДР-0000 института Механобр)

Параметры	Показатели
Стакан:	
диаметр, мм	68
длина, мм	99
объем, см ³	360
число	4
Максимальная загрузка стакана, г	50
Максимальная крупность материала, мм	2—3
Размеры измельчающего ролика:	
диаметр, мм	45
длина, мм	98
вес, кг	1,2
Электродвигатель:	
тип	АОЛ-34-4
мощность, кат	0,6
частота вращения, об/мин	1410
вес, кг	12
Время, мин, истирания по кварцу до крупности, мм:	
90% —0,15	1,0
90% —0,10	2,0
90% —0,05	4,0
Масса установки, кг	192
Изготовитель	Ленинградский завод им. Котлякова

с порционной загрузкой и разгрузкой производится в воде и в сухом виде. Простейшее устройство для измельчения проб в мельницах (рис. 84) состоит из рольганга с двумя или тремя роликами и мельницы, заполненной стержнями или шарами (на 40—45% объема); отношение веса пробы к весу шаров составляет обычно 1:6. Скорость вращения мельницы зависит от диаметра ролика рольганга, скорости его вращения и диаметра мельницы.

Для порционного измельчения проб удобны мельницы с поворотной осью (рис. 85).

Корпус мельницы имеет конические торцовые стенки, переходящие в пустотелые цапфы, которые служат осью вращения мельницы в главных подшипниках. Горловины цапф закрываются герметически гуммированными пробками затяжным винтом и съемной упорной скобой.

На верхней стороне корпуса мельницы укреплен зубчатый венец, связанный с червяком, концы которого вращаются в цапфах, жестко связанных с рамой. Червяк соединен с электродвигателем через муфту.

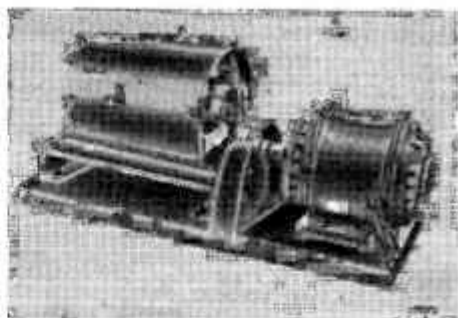


Рис. 84. Мельница на рольганге

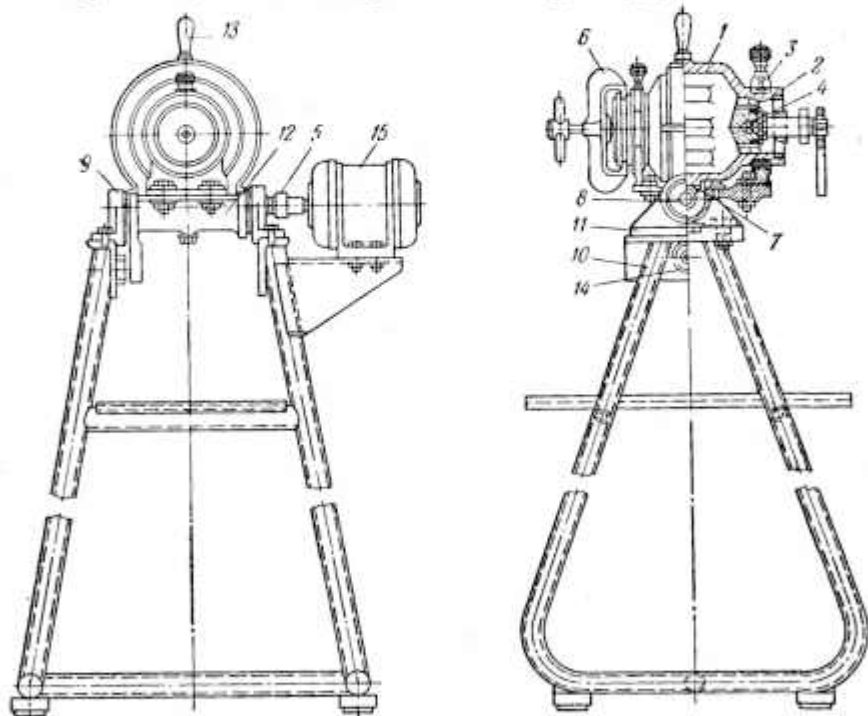


Рис. 85. Мельница с поворотной осью:

1 — корпус мельницы; 2 — пустотелые цапфы; 3 — подшипники; 4 — гуммированные пробки; 5 — муфта; 6 — упорная скоба; 7 — зубчатый венец; 8 — червяк; 9 — цапфы; 10 — рама; 11 — площадка; 12 — корпус червяка; 13 — рукоятка; 14 — фиксатор; 15 — электродвигатель.

Рукояткой 13 корпус мельницы, корпус червяка и площадка поворачиваются в цапфах вокруг оси червяка. Угол поворота (90°) ограничен фиксатором. Такое устройство позволяет включать мельницу в опрокинутом положении в процессе разгрузки, что облегчает ее промывку.

Техническая характеристика мельниц приведена в табл. 270.

Таблица 270

Техническая характеристика мельниц с поворотной осью

Параметры	Марка мельницы	
	62-МЛ	46-МЛ
Диаметр, мм	150	242
Длина, мм	100	200
Максимальная навеска пробы, кг	0,2	1,5
Шаровая загрузка:		
диаметр шаров, мм		25
вес, кг	1,5	9
Частота вращения мельницы, об/мин	112	55
Установочная мощность, кВт	0,25	0,6
Передаточное число:		
червячных пар	12,5	21
шкивов	—	1,2
общее	12,5	25,2
Частота вращения электродвигателя, об/мин		1400
Габариты, мм:		
длина	462	1220
ширина	640	570
высота	1050	1141
Масса установки, кг	66	153

Перемешивание проб

Способ кольца и конуса является наиболее распространенным способом ручного перемешивания проб и включен во многие стандарты по обработке проб

полезных ископаемых. Этот способ применяют для проб весом до нескольких тонн и крупностью до 50 мм. Способ состоит в следующем (рис. 86). Коническую кучу материала раскладывают лопатой или доской в кольцо диаметром, вдвое большим диаметра основания конической кучи материала. Затем, продвигаясь по кругу с противоположных сторон кольца, материал вновь сбрасывается лопатами в конусообразную кучу, образуемую в центре кольца. При этом материал сбрасывается точно на вершину конуса. В зависимости от неравномерности материала перемешивание повторяют до трех раз.

Способ перекачивания применяется для тонкоизмельченного материала. Проба перемешивается несколько раз энергичным перекаты-

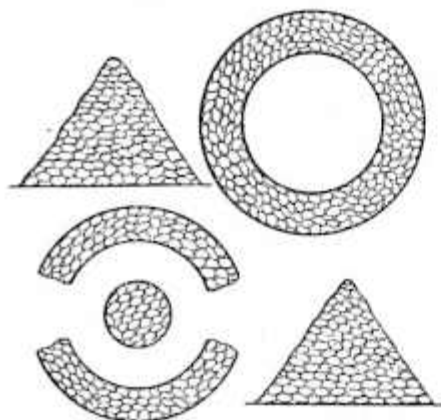


Рис. 86. Схема перемешивания пробы способом кольца и конуса

ванием ее на клеенке. Для перемешивания берут два противоположных угла клеенки и перекатывают материал с угла на угол, затем берут два других угла клеенки и повторяют операцию.

При перемешивании способом просеивания пробу просеивают несколько раз через сито с отверстиями размером, в 2—3 раза большим размера крупных кусков пробы.

Механическое перемешивание материала осуществляется в мельницах с двумя-тремя фарфоровыми или стальными шарами.

Для перемешивания на рифленых делителях поделенный на том же делителе материал объединяют и снова пропускают через делитель. Операцию повторяют несколько раз.

Сокращение проб

Способ квартования (см. § 77 глава XXXVI).

Для сокращения проб применяются рифленые делители (рис. 87), характеристика которых приведена в табл. 271.

Способ квадратования применяется для окончательного сокращения тонкоизмельченного материала. Хорошо перемешанную пробу разравнивают на

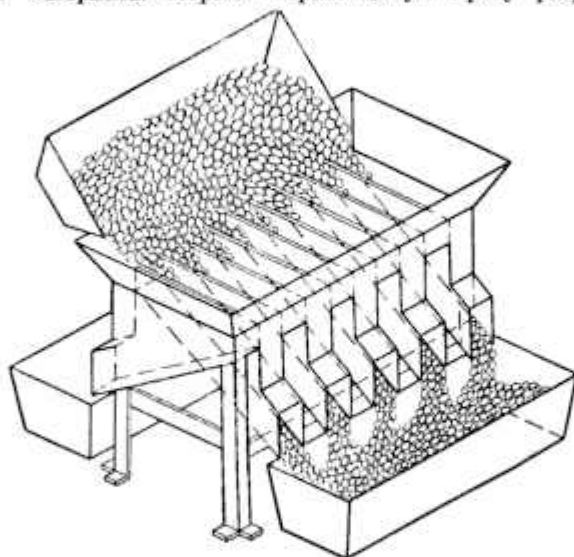


Рис. 87. Рифленый делитель.

Таблица 271

Характеристика лабораторных рифленых делителей

Номер делителя	Ширина желобка, мм	Число желобков	Угол наклона для желобка, град	Габариты, мм		
				длина	ширина	высота
5	5	22	50	196	214	350
10	10			296	214	350
15	15	20		408		
20	20			508	312	460
25	25	16		608		

клеянке в виде тонкого слоя одинаковой толщины и делят на равные квадраты; из каждого квадрата отбирают шпателем небольшие порции на всю толщину материала и объединяют.

Для сокращения жидких проб (пульп) применяется **сократительная воронка**. У вершины конуса воронки вставляются две, три или четыре трубки одинакового диаметра, длины и с одинаковым углом наклона. Сокращаемая проба взбалтывается и быстро выливается в воронку.

У желобчато-кольцевого сократителя (рис. 88) желобки расположены радиально. Половина желобков делителя направлена к периферии внешнего



Рис. 88. Желобчато-кольцевой сократитель.

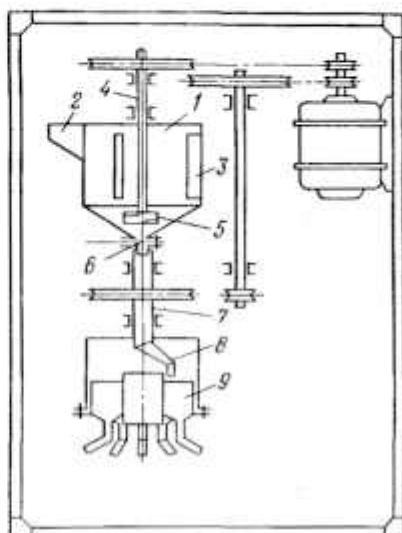


Рис. 89. Механический сократитель пульпы: 1 — смеситель; 2 — боковая воронка; 3 — успокоители; 4 — вал; 5 — мешалка; 6 — нижнее отверстие; 7 — вращающаяся труба; 8 — кольчатая насадка; 9 — секторы делителя

цилиндра, а половина — во внутренний цилиндр. Сократитель разъемный и может быть составлен из нескольких каскадов, что позволяет получать большую степень сокращения. Техническая характеристика сократителя приведена в табл. 272.

При сокращении пробы механическим сократителем (рис. 89) пульпу заливают в смеситель через боковую воронку. На стенках смесителя укреплены успокоители. Внутри смесителя установлен вал с мешалкой. После перемешивания

Таблица 272

Техническая характеристика желобчато-кольцевых сократителей

Число секций сокращения	Степень сокращения	Габариты, мм			Масса сократителя, кг
		длина	ширина	высота	
Одна секция	$\frac{1}{2}$	264	330	583	6,9
Две секции	$\frac{1}{4}$	264	330	693	8,7
Три секции	$\frac{1}{8}$	264	330	803	10,6

вания материала в смесителе открывают нижнее отверстие и вращающейся трубой с коленчатой насадкой пудры распределяется по восьми секторам делителя θ . Характеристика механического сократителя приведена в табл. 273.

Таблица 273

Характеристика механического сократителя пудры

Параметры	Показатели
Размеры смесителя, мм:	
диаметр	300
высота	300
диаметр выходного отверстия	10
Диаметр, мм:	
трубы	35
коленчатой насадки	12
секторного делителя	250
Частота вращения, об/мин:	
металки	360
трубы с коленчатой насадкой	90
Габариты, мм:	
длина	1250
ширина	688
высота	490

Обезвоживание проб

Пробы с пудры до или после сокращения обезвоживают декантацией, фильтрованием и сушкой. Фильтрование производится водоструйными вакуум-насосами, вакуум-насосами ВН-1 и ВН-2 (табл. 274), пресс-фильтрами различных конструкций.

Таблица 274

Техническая характеристика вакуум-насосов

Тип насоса	Расчетная производительность, л/мин	Частота вращения шпиня, об/мин	Количество масла ВМ-4, л	Электродвигатель			Габариты, мм			Вес, кг
				Напряжение	Мощность	Частота вращения, об/мин	длина	ширина	высота	
ВН-1	1100	500	3,7—3,8	220/380	2,8—3,2	1440	910	625	605	320
ВН-2	430	525	1,9—2	То же	1,7—2,2	1440	690	560	490	180

§ 82. БАЛАНС МЕТАЛЛОВ

Балансом металлов на обогатительных фабриках называется технический отчет о поступлении и переработке руд и другого металлосодержащего сырья, составленный по определенной форме, содержащий количественные и качественные данные о руде и продуктах обогащения и отражающий работу обогатительной фабрики или ее отдельных секций за установленный отрезок времени: смену, сутки, декаду, месяц, квартал или год.

Баланс металлов является основным документом технического и бухгалтерского отчетов о работе обогатительной фабрики.

Существуют два вида балансового учета: технологический и товарный балансы металлов.

Технологический баланс металлов на обогатительных фабриках — это баланс, составленный на основании аналитических методов расчета без учета механических потерь.

Технологический баланс металлов составляется по каждой секции, группе однородных секций или по всей фабрике за каждую смену по данным:

количество руды, переработанной секцией или фабрикой за смену по показаниям конвейерных весов, установленных непосредственно перед измельчением; влажность переработанной руды, которая определяется по пробам, отбираемым в непосредственной близости от мест взвешивания руд; содержание металлов в руде, концентратах и хвостах по сменным пробам.

Такой технологический баланс называется **перичным**.

Технологический баланс металлов, составленный за сутки, декаду и месяц, называется **итогичным** или **накопленным** (с начала месяца).

Товарный баланс металлов составляется по данным весового учета руды и товарных концентратов.

Составление технологического баланса металлов

В зависимости от числа полезных компонентов (металлов), содержащихся в руде, и числа получаемых в результате обогащения окончательных продуктов схемы обогащения и соответствующие им балансы металлов можно разделить на следующие типы:

тип I. Монометаллическая руда; концентрат один; металл после обогащения распределяется по двум продуктам (концентрат и хвосты);

тип II. Полуметаллическая руда; концентратов два; металлы распределяются по трем продуктам (два концентрата и хвосты);

тип III. Полуметаллическая руда; концентратов три; металлы распределяются по четырем продуктам (три концентрата и хвосты);

тип IV. Полуметаллическая руда; концентратов n ; металлы распределяются по $n+1$ продуктам (n концентратов и хвосты).

При составлении баланса типа I пользуются следующими формулами:

выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha_1 - \phi_1}{\beta_1 - \phi_1} 100, \% \quad (152)$$

выход хвостов

$$\gamma_{хв} = 100 - \gamma_k, \% \quad (153)$$

извлечение металла в концентрат:

$$\varepsilon_1 = \gamma_k \frac{\beta_1}{\alpha_1}, \% \quad \varepsilon_1 = 100 \frac{(\alpha_1 - \phi_1) \beta_1}{(\beta_1 - \phi_1) \alpha}, \% \quad (154)$$

извлечение металла в хвосты (технологические потери)

$$\varepsilon_{хв} = 100 - \varepsilon_1, \% \quad (155)$$

Выходы (γ_1, γ_2) при составлении баланса металлов второго типа определяют по формулам:

$$\gamma_1 = 100 \frac{(\alpha_1 - \phi_1)(\delta_2 - \phi_2) - (\alpha_2 - \phi_2)(\delta_1 - \phi_1)}{(\beta_1 - \phi_1)(\delta_2 - \phi_2) - (\beta_2 - \phi_2)(\delta_1 - \phi_1)}, \% \quad (156)$$

$$\gamma_2 = 100 \frac{(\alpha_2 - \phi_2)(\beta_1 - \phi_1) - (\alpha_1 - \phi_1)(\beta_2 - \phi_2)}{(\beta_1 - \phi_1)(\delta_2 - \phi_2) - (\beta_2 - \phi_2)(\delta_1 - \phi_1)}, \% \quad (157)$$

Выход хвостов определяется по формуле

$$\gamma_{хв} = 100 - \gamma_1 - \gamma_2, \% \quad (158)$$

где α_1 и α_2 — содержание первого и второго металла в руде;
 β_1 и β_2 — то же, в концентрате первого металла;
 δ_1 и δ_2 — то же, в концентрате второго металла;
 θ_1 и θ_2 — содержание первого и второго металла в хвостах.

Пример расчета для медно-цинковой руды.

Содержание, %	Cu	Zn
Исходная руда	$\alpha_1 = 1$	$\alpha_2 = 2$
Медный концентрат	$\beta_1 = 15$	$\beta_2 = 3$
Цинковый концентрат	$\delta_1 = 2$	$\delta_2 = 50$
Отвальные хвосты	$\nu_1 = 0,2$	$\nu_2 = 0,5$

$$Y_{Cu} = 100 \frac{(0,8 \cdot 49,5) - (1,5 \cdot 1,8)}{(14,8 \cdot 49,5) - (2,5 \cdot 1,8)} = \frac{36,9 \cdot 100}{728,4} = 5,06\%;$$

$$Y_{Zn} = 100 \frac{(1,5 \cdot 14,8) - (0,8 \cdot 2,5)}{728,4} = 2,63\%;$$

$$e_{Cu} = \frac{Y_{Cu} \beta_1}{\alpha_1} = \frac{5,06 \cdot 15}{1} = 75,9\%;$$

$$e_{Zn} = \frac{Y_{Zn} \delta_2}{\alpha_2} = \frac{2,63 \cdot 50}{2} = 65,25\%.$$

Для баланса металлов типа I, как и для баланса типа II, можно составить уравнения, решить их относительно Y_1, Y_2, Y_3 и получить формулы для подсчета выхода концентрата. Однако эти формулы настолько громоздки, что пользоваться ими сложно. Поэтому балансы III и IV типов сводятся к балансам II или I типа¹.

М. Ф. Локонов рекомендует составлять технологические балансы металлов по определенной форме.

Составление товарного баланса металлов

Товарный баланс можно представить в виде равенства между металлом, поступившим на переработку с рудой и другими металлосодержащими продуктами, и металлом, вышедшим из процесса с конечными продуктами обогащения и механическими потерями,

$$Q_r \alpha_r + Q_{rn} \alpha_{rn} + Q_{kn} \beta_{kn} = Q_k \beta_k + Q_{rk} \alpha_{rk} + Q_{kk} \beta_{kk} + Q_x \theta + M, \quad (159)$$

где Q_r — вес руды, поступившей на обогатительную фабрику за отчетный период, т;

α_r — содержание металла в руде, %;

Q_{rn}, Q_{kn} — вес остатков на складах руды и концентрата, перешедших с предыдущего отчетного периода, т;

α_{rn}, β_{kn} — соответственно содержание в остатках руды и концентрата металла, %;

Q_k — вес концентрата, отправленного потребителям за отчетный период, т;

β_k — содержание металла в концентратах, %;

Q_{rk}, Q_{kk} — вес остатков на складах руды и концентрата, перешедших на следующий отчетный период, т;

α_{rk}, β_{kk} — соответственно содержание в остатках руды и концентрата металла, %;

Q_x — вес хвостов, полученных за отчетный период, т;

θ — содержание металла в хвостах, %;

M — вес металла в механических потерях за отчетный период.

Товарный баланс рекомендуется составлять по определенной форме.

¹ М. Ф. Локонов. Обогащение на обогатительных фабриках. М., Госгортехиздат, 1961.

При составлении товарного баланса металла следует руководствоваться «Типовой инструкцией по составлению баланса металлов на обогатительных фабриках Министерства цветной металлургии СССР» (1968 г., май).

Основные положения этой инструкции:

а) товарный баланс металлов составляется по сухому весу руды и продуктов обогащения, выраженных в тоннах, по содержанию металлов в процентах и драгоценных металлов в граммах на тонну. Количество металлов в руде и продуктах обогащения выражается в тоннах, количество драгоценных металлов — в килограммах. Извлечение металлов в концентраты и другие продукты обогащения выражается в процентах;

б) товарный баланс металлов составляется по всей фабрике и по сортам руд при раздельной их переработке за каждые сутки, декаду, месяц.

Суточный и декадный балансы металлов являются вспомогательными для выявления и своевременной ликвидации причин ненормальных расхождений между технологическим и товарным балансами металлов.

Суточный товарный баланс металлов составляется по весовому количеству переработанной руды и товарных концентратов и по данным химических анализов руды, концентратов и хвостов.

Декадные и месячные товарные балансы металлов составляются по весовому количеству переработанной руды, товарных концентратов, остатков незавершенного производства и учтенных механических потерь и по содержанию металлов в этих продуктах и в хвостах.

Товарным называется концентрат, принятый ОТК и не подлежащий дальнейшим технологическим переделам, доводке или доработке на обогатительной фабрике, как отгруженный потребителю, так и оставшийся на складах фабрики.

Остатками незавершенного производства на обогатительной фабрике называются металлосодержащие продукты, поступившие на обогащение или на обезвоживание, но не выданные в товарную продукцию или в отвалы хвосты и находящиеся в емкостях обезвоживающего оборудования, на промежуточных складах, отстойниках или в других емкостях и подлежащие дальнейшей переработке или доводке на данной обогатительной фабрике.

Учтенными механическими потерями называются металлосодержащие продукты, теряемые в процессе обогащения, обезвоживания, транспортирования и хранения продуктов обогащения, систематически учитываемые средствами измерения, опробования и анализа.

Количество переработанной руды определяется, как правило, весами, установленными перед мельницами, а при наличии предварительного процесса обогащения с выводом готовых продуктов (обогащение в тяжелых средах, рудосортировка и др.) — весами, установленными перед началом обогащения. **Количество товарных концентратов** определяется по железнодорожным накладным отгруженных концентратов (или автовесами) с учетом остатков готовых концентратов в бункерах на начало и конец отчетного месяца;

в) количество металла в руде и концентратах за декаду или месяц определяется суммированием данных ежемесячного учета нарастающим итогом. Замена средневзвешенного содержания металлов в руде, хвостах и товарных концентратах результатами анализов среднемесячных проб не допускается.

Товарное извлечение каждого металла в товарный концентрат за декаду или месяц определяется делением количества каждого металла в каждом концентрате за декаду или месяц на количество того же металла в переработанной руде за этот же период и умножением частного на 100.

При наличии в схеме операций предварительного обогащения руды (в тяжелой суспензии, рудоразборка и др.) товарное извлечение металла в концентрат считается от руды, поступившей на обогатительную фабрику, для чего обязательна организация головного опробования руды в соответствующей точке (до вывода продуктов из схемы и до возврата промежуточных продуктов);

г) количество металлов в остатках руды и незавершенного производства на начало и конец отчетного периода определяется:

маркшейдерскими замерами остатков руды, поступившей с рудников и не подвергшейся измельчению в мельницах, с определением содержания металлов

в ней по специально отбираемым пробам или по данным поставщиков или расчетам по фабричному опробованию;

маркшейдерскими замерами остатков концентратов, не принятых ОТК, полупродуктов и других металлосодержащих материалов, находящихся на промежуточных складах, в отстойниках и других емкостях, с отбором и анализом специальных проб этих остатков или по результатам ежемесячного накопительного учета;

количеством металлов в промпродуктах, черновых и готовых концентратах, находящихся в сгустителях, по специальной методике и инструкции. (Корректировка результатов маркшейдерских замеров руды и продуктов обогащения в случае обоснованного сомнения в их правильности допускается в пределах $\pm 5\%$). Количество металлов в учтенных механических потерях определяется суммированием результатов оперативного учета этих потерь за декаду или за месяц;

д) драгоценные металлы или компоненты-спутники, не выделяемые в отдельные концентраты, учитываются в товарном балансе металлов по содержанию их в руде и продуктах обогащения на основании анализа среднесуточных или средних пятидневных или декадных проб, составленных из дубликатов смешных проб;

е) в товарном балансе металлов сумма количества переработанной руды и остатков незавершенного производства на начало отчетного периода и количества металлов в них должна быть равна сумме количества товарных концентратов и других реализуемых металлосодержащих продуктов, остатков незавершенного производства на конец отчетного периода, хвостов и учтенных механических потерь и металлов в них;

ж) если при составлении товарного баланса металлов обнаруживается неравенство количества металлов в переработанном сырье (руда, продукты незавершенного производства и др.) и полученных продуктах обогащения (концентраты, хвосты, продукты незавершенного производства, механические потери учтенные), то руководствуются следующими положениями:

недостача металла в продуктах обогащения до -2% корректируется пропорциональным изменением содержания его в исходной руде (снижением) и отвальных хвостах (повышением).

Пример. В руде 100 т металла, в концентрате и незавершенных продуктах 90 т, в хвостах и учтенных механических потерях — 8,5 т. Разрыв баланса составит 1,5 т.

Корректируется количество металла в руде

$$100 - \frac{1,5}{100 + 8,5} 100 = 98,616 \text{ т.}$$

Корректируется количество металла в хвостах

$$8,5 + \frac{1,5}{100 + 8,5} 8,5 = 8,616 \text{ т.}$$

избыток металла в продуктах обогащения до $+2\%$ относится на повышение содержания его в руде;

при разрыве баланса свыше $\pm 2\%$, а также при постоянном знаке разрыва баланса металла в течение трех месяцев подряд главным инженером предприятия назначается специальная комиссия для проверки правильности определения исходных данных для составления товарного баланса металлов, по рекомендациям которой корректируется баланс металлов и намечаются мероприятия по устранению причин разрыва баланса.

Если при переработке полиметаллической руды установлен избыток или недостача всех металлов, комиссия может принять решение о корректировке количества переработанной руды при условии, что такая корректировка подтверждается данными о наличии ошибки в весовом учете руды, а результаты корректировки устраняют разрыв по всем металлам.

Решения комиссии о способе корректировки баланса металлов должны согласовываться с другими объективными данными (состоянии весового учета, опробования и анализом на фабрике).

Все решения комиссии фиксируются протоколом или актом, утвержденным главным инженером предприятия и прилагаемым к товарному балансу металлов;

з) товарное извлечение металлов в концентраты в балансе металлов с начала года определяется делением количества металлов в товарном концентрате с начала года на количество того же металла в переработанной руде с начала года. Показатель товарного извлечения с начала года независимо от равенства или неравенства с технологическим извлечением корректировке не подлежит.

При получении от потребителя концентрата сведений о количестве или качестве концентрата, отличающихся от сведений поставщика и признанных правильными, комиссия, назначенная главным инженером предприятия, выносит решение о корректировке товарного баланса металлов с начала года без изменения месячного извлечения металлов;

и) квартальные, полугодовые и годовые товарные балансы металлов составляются по данным накопленных товарных балансов металлов.

Глава XXXVII

КОНТРОЛЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

§ 83. УЧЕТ РУДЫ И КОНЦЕНТРАТОВ

Автомашинны или вагоны с рудой или концентратом взвешиваются на весовых платформах (вес тары определяется заранее). Погрешность учета 0,5%.

Завешивание на автоматических конвейерных весах типа Госметр и ЛТ основано на принципе непрерывного завешивания. Показания весов дают суммарное значение веса транспортируемого конвейером материала. Погрешность показаний весов $\pm 1\%$.

Вес руды можно определить приблизительно по числу ходов или оборотов питателя, взвесив руду за определенное число ходов или оборотов.

Вес руды Q определяется по весу концентрата q и содержанию ценного компонента в руде α , концентрате β и хвостах θ по формуле

$$Q = q \frac{\beta - \theta}{\alpha - \theta} \quad (160)$$

Вес материала Q можно определить по параметрам пульпы по формуле

$$Q = \frac{36VP\gamma}{t}, \quad \tau/\text{ч}, \quad (161)$$

где V — объем пульпы, м^3 ;

P — содержание твердого в пульпе, %;

γ — удельный вес пульпы, $\tau/\text{м}^3$;

t — время отбора пульпы, с.

Количество твердого Q в пульпе определяется по отношению Ж : Т в пульпе до разбавления R_1 и после разбавления R_2 водой объемом V , $\text{м}^3/\text{ч}$, по формуле

$$Q = \frac{V}{R_2 - R_1} \cdot \tau/\text{ч}. \quad (162)$$

§ 84. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЛАЖНОСТИ

В руде и продуктах обогащения различают влагу поверхностную и гигроскопическую, которые в сумме называются свободной влагой, и конституционную влагу (химически связанную).

В процессе обогащения определяют только свободную влагу.

Для определения влаги методом высушивания несколько параллельных проб сушат при температуре 75—100° С до постоянного веса.

Влажность определяют по формуле

$$W = \frac{q_1 - q_2}{q_1} 100, \% \quad (163)$$

где W — содержание влаги, %;
 q_1 — вес влажной пробы, г;
 q_2 — вес сухой пробы, г.

Экспрессный метод применяется для определения влажности кека.

В предварительно взвешенный мерный цилиндр помещают 0,5 кг кека и взвешивают. Затем в цилиндр заливают определенное количество воды (100—300 мл). Содержание влаги в продукте определяют по формуле

$$W = \frac{\delta(V - S) - T}{T(\delta - 1)} 100, \% \quad (164)$$

где δ — плотность твердого;
 V — общий объем кека и добавленной воды, см³;
 S — количество добавленной воды, см³;
 T — вес исходной пробы кека, г.

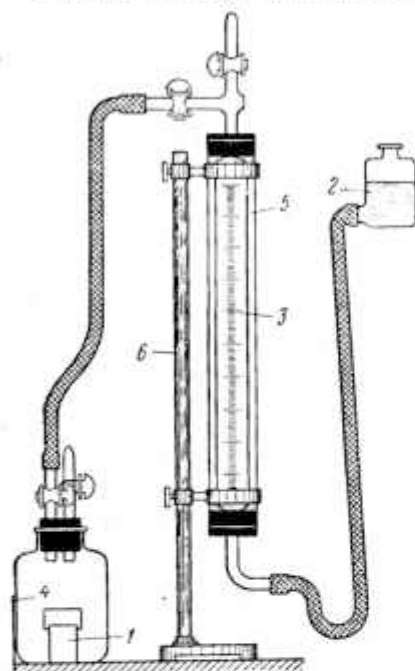


Рис. 90. Прибор для определения влажности ацетиленовым методом:

1 — проба; 2 — уравнительный сосуд; 3 — трубка с делениями; 4 — банка; 5 — водяная рубашка; 6 — штатив

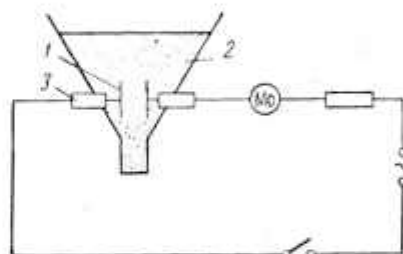


Рис. 91. Прибор для определения влажности по электропроводности:

1 — пластины; 2 — бункер; 3 — изоляторы

Химический метод определения влажности основан на реакции между водой в руде и карбидом кальция



При взаимодействии 1 г воды выделяется 0,716 г ацетилена.

Навеску и карбид кальция помещают в реакционную банку (рис. 90) и встряхивают 1—2 мин. Образующийся ацетилен через соединяющуюся с бюреткой трубку давит на красящую жидкость в бюретке, вытесняя ее. По разности объемов жидкости в бюретке (до и после образования газа) определяют объем ацетилена в кубических сантиметрах (табл. 275).

Прибор можно применять для проб весом 1—2 г с содержанием влаги не выше 10%. При крупности материала менее 0,2 мм пробу необходимо смешивать с сухим песком.

Измерение влажности сыпучих материалов по их электропроводности. Установка (рис. 91) состоит из пластин из нержавеющей стали, смонтированных

Определение влаги по объему выделившегося ацетилена

Температура, °C	Количество влаги, г, при объеме ацетилена, мл									
	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100
10	0,016	0,032	0,047	0,063	0,079	0,095	0,11	0,127	0,142	0,158
11—12	0,016	0,031	0,047	0,063	0,078	0,094	0,11	0,127	0,141	0,157
13—14	0,016	0,031	0,047	0,062	0,078	0,094	0,109	0,126	0,140	0,156
15—16	0,016	0,031	0,046	0,062	0,077	0,093	0,109	0,125	0,140	0,155
17—18	0,015	0,031	0,046	0,062	0,077	0,092	0,108	0,124	0,140	0,154
19—20	0,015	0,031	0,046	0,061	0,076	0,094	0,107	0,123	0,139	0,153
21	0,015	0,030	0,046	0,061	0,076	0,091	0,106	0,122	0,137	0,152
22—23	0,015	0,031	0,045	0,060	0,075	0,094	0,106	0,122	0,136	0,151
24—25	0,015	0,031	0,045	0,060	0,075	0,090	0,105	0,21	0,135	0,150

Примечание. Промежуточные значения между данными 10 мл ацетилена находят интерполированием.

внутри бункера на изоляторах. К пластинкам через микроамперметр и постоянное сопротивление подводится переменное напряжение.

Микроамперметр можно отградуировать на измерение влажности в пределах 0,1—2,5%.

§ 85. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЛОТНОСТИ

Определение плотности жидкостей

Плотностью жидкости называется отношение веса жидкости при температуре $+20^{\circ}\text{C}$ к весу воды в том же объеме при $+4^{\circ}\text{C}$ (d_{4}^{20}).

Вес 1 мл воды при 4°C принят за 1 (плотность воды).

Когда плотность жидкости d определяют при температуре t , необходимо привести d_t^t (выражает отношение весов равных объемов жидкости и воды при температуре t) к d_t^4 . Пересчет d_t^t на d_t^4 производится по формуле

$$d_t^4 = d_t^t - d_t^t (1 - D), \quad (165)$$

где D — плотность воды при температуре t .

Значения $1-D$ для различных температур приведены в табл. 276.

Таблица 276

Значения $1-D$ для различных температур

°C	$1-D$	°C	$1-D$	°C	$1-D$	°C	$1-D$
0	0,00013	13	0,00060	17,5	0,0013	23	0,0024
4	0,00000	14	0,00073	18	0,0014	24	0,0027
10	0,00027	15	0,00087	19	0,0016	25	0,0029
11	0,00037	15,6	0,00097	20	0,0018	30	0,0044
12	0,00048	16	0,0010	21	0,0020		
12,5	0,00054	17	0,0012	22	0,0022		

Определение плотности ареометром (денсиметром). В СССР приняты ареометры со шкалой, непосредственно показывающей значение плотности d_{20}^{20} или г/см^3 (денсиметры). Денсиметры определяют плотности жидкостей легче и тяжелее воды в пределах от 0,650 до 2 г/см^3 . Шкала денсиметров градуирована при 20° С.

При определении плотности цилиндр для жидкости должен быть достаточно высок и широк, чтобы ареометр мог плавать в нем свободно, не прикасаясь к стенкам цилиндра. Опускать ареометр нужно осторожно, так как он может утонуть, будучи рассчитан для более тяжелых жидкостей. Отсчет показаний ареометра ведется по нижнему мениску.

Если температура жидкости не равна температуре градуировки ареометра, то показания пересчитываются по формуле (165).

Определение плотности пикнометром или мерной колбой. При одинаковой температуре определяют вес данной жидкости и дистиллированной воды при заполнении или пикнометра или мерной колбы до метки.

Отношением веса данной жидкости к весу воды определяется плотность исследуемой жидкости

$$d_4^t = \frac{P_1 - P}{P_2 - P} D_4^t \quad (166)$$

где d_4^t — плотность жидкости при температуре t ;

P_1 — вес пикнометра с испытуемой жидкостью при температуре t , г;

P — вес пустого сухого пикнометра, г;

P_2 — вес пикнометра с водой при температуре t , г;

D_4^t — плотность воды при температуре t .

Значения плотности воды при различных температурах приведены в табл. 277.

Определение плотности на гидростатических весах (рис. 92).

Исследуемую жидкость наливают в стакан (цилиндр) и погружают в нее поплавок, подвешенный к весам так, чтобы он весь находился в жидкости. Равновесие весов при этом нарушается. Весы приводятся в равновесие рейтерами или гирями.

Плотность жидкости рассчитывается по формуле

$$d = \frac{P}{P_0} \quad (167)$$

где P — вес гирь, уравновешивающих поплавок, погруженный в жидкость;
 P_0 — вес гирь, уравновешивающих поплавок, погруженный в воду.

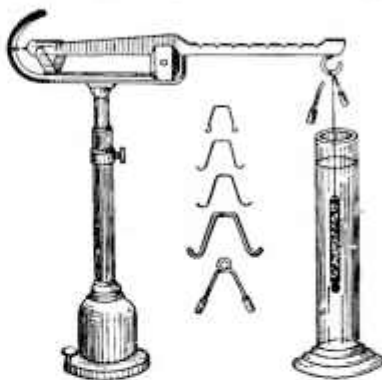


Рис. 92. Гидростатические весы

Таблица 277

Значения плотности воды для различных температур

Температура, °С	Плотность	Температура, °С	Плотность	Температура, °С	Плотность
0	0,99987	18	0,99862	24	0,99732
4	1,00000	19	0,99843	25	0,99707
10	0,99973	20	0,99823	26	0,99681
15	0,99943	21	0,99802	27	0,99654
16	0,99897	22	0,99780	28	0,99626
17	0,99880	23	0,99756	30	0,99567

Определение плотности шикнометром. Объем шикнометра обычно равен 25—50 мл. В качестве среды для взвешивания употребляется дистиллированная вода, а для более точных измерений — бензол, толуол, спирт, керосин.

Плотность материала рассчитывается по формуле

$$\delta = \frac{P_2 - P}{(P_1 - P) - (P_3 - P_2)} D_4^t, \quad (168)$$

где P_2 — вес сухого шикнометра с навеской материала, г*;

P — вес сухого шикнометра, г;

P_1 — вес шикнометра, заполненного водой, г;

P_3 — вес шикнометра с навеской и водой, заполненного до метки, г*;

D_4^t — плотность воды при температуре опыта t .

Оптический способ измерения объема вытесненной навеской жидкости применяется для определения плотности небольших навесок материала. В мензурку, диаметр которой постоянен по всей рабочей длине, заливается спирт. Положение мениска n_1 определяется с помощью горизонтального микроскопа по шкале окуляр-микрометра. Затем в мензурку засыпается навеска P и определяется положение мениска n_2 . Плотность материала определяется по формуле

$$\delta = \frac{4P}{\pi D^2 (n_2 - n_1) f}, \quad (169)$$

где D — внутренний диаметр трубки;

f — цена деления шкалы окуляр-микрометра.

Плотность отдельных кусков руды определяют взвешиванием твердого тела в воде

$$S_4^t = \frac{P_0}{P_1} D_4^t; \quad P_1 = P_0 - P'_0, \quad (170)$$

где S_4^t — плотность твердого при температуре t ;

P_0 — вес твердого тела в воздухе, г;

P_1 — вес объема воды, вытесненного твердым телом, г;

P'_0 — вес твердого тела после погружения в воду, г;

D_4^t — плотность воды при температуре t .

Определение плотности пудлы

Плотность пудлы является одним из основных факторов контроля и регулирования технологического процесса на обогащительных фабриках и определяется отношением

$$\gamma = \frac{P}{V}, \quad (171)$$

где P — вес пудлы, г;

V — объем пудлы, см³.

Обычно в практике обогащения чаще оперируют не плотностью пудлы, а содержанием твердого в пудле, выраженным в процентах, или отношением $T : Ж$ (соотношение между твердым и жидким в пудле по весу).

Процент твердого в пудле определяется по формуле

$$P = \frac{\delta (\gamma - 1)}{\gamma (\delta - 1)} 100 = \frac{100}{n + 1}, \quad (172)$$

где P — содержание твердого в пудле, %;

δ — плотность твердого материала, г/см³;

γ — плотность пудлы, г/см³;

n — отношение твердого к жидкому по весу.

* Перед взвешиванием шикнометр выдерживают 30 мин на водяной бане при 20° С или помещают в эксикатор, из которого осторожно отсасывают воздух.

Отношение Т : Ж по весу определяется по формуле

$$n = \frac{\delta - \gamma}{\delta(\gamma - 1)} = \frac{100 - P}{P} \quad (173)$$

Плотность твердого материала

$$\delta = \frac{\gamma}{1 - n(\gamma - 1)} \quad (174)$$

Плотность пыли определяется по формуле

$$\gamma = \frac{\delta}{P + \delta(1 - P)} = \frac{n + 1}{n + \frac{1}{\delta}} = \frac{100}{Ж + \frac{P}{\delta}} \quad (175)$$

где Ж — содержание жидкости в пыли, %.

Количество твердого материала в 1 м³

$$Q = \frac{P\gamma}{100} \quad (176)$$

Ручной способ определения плотности пыли. От струи пыли отбирается проба, наливается в мерную кружку с отверстием на боковой стенке, через которое стекает избыток пыли. Нельзя допускать большого перепада пыли из мерной кружки, так как твердые частицы могут осесть, через край перельется пыль меньшей плотности и результат замера будет завышен.

Плотность рассчитывают по формуле

$$\gamma = \frac{P_2 - P_1}{P_2 - P_1} \quad (177)$$

где P_1 — вес пустой кружки, г;

P_2 — вес кружки с водой, г;

P_3 — вес кружки с пылью, г.

Для оперативной работы на фабриках составляют таблицы, по которым определяют процент твердой пыли для каждого типа руд (табл. 278).

Автоматический контроль плотности пыли. Гидростатический (пезометрический) метод применяется для измерения плотности пыли в открытых резервуарах, сливов классификаторов и др. Сущность метода заключается в том, что при постоянной разнице глубины погружения в пылью пезометрических трубок (рис. 93) перепад давления, возникающий в трубках, зависит только от плотности пыли (в трубки подается сжатый воздух под одинаковым давлением):

$$\gamma = \frac{P}{H_2 - H_1} \quad (178)$$

где γ — плотность пыли;

P — разность давлений, замеряемая дифманометром;

H_1 и H_2 — глубины погружения пезометрических трубок.

Точность измерения этим методом равна $\pm 1\%$.

Радиоактивный метод контроля плотности пыли в закрытых резервуарах, трубопроводах основан на том, что существует линейная зависимость между коэффициентом поглощения гамма-излучения и плотностью пыли. Примененные в качестве источника излучения Co^{60} с активностью 100 кг-экв Ra позволяет измерять плотность на трубах диаметром 200 мм с толщиной стенок до 10 мм.

Пикнометрический метод основан на принципе измерения плотности пикнометром. Пыльовес Гинцветмета (рис. 94) состоит из пикнометра, имеющего форму воронки, который подвешивается к автоматическим

Определение разбавления пульпы по плотности пульпы

%	отношение Т : Ж	Плотность пульпы, г/д, при плотности твердого вещества, г/см ³									
		1,8	2,2	2,6	3	3,4	3,8	4,2	4,6	5	6,8
10	1 : 9	1047	1058	1065	1071	1076	1080	1082	1085	1087	1092
12	1 : 7,33	1056	1070	1080	1087	1093	1097	1101	1104	1106	1114
14	1 : 6,14	1066	1083	1094	1103	1110	1115	1119	1123	1126	1135
16	1 : 5,25	1076	1096	1109	1119	1127	1134	1139	1143	1147	1159
18	1 : 4,56	1087	1109	1125	1136	1146	1153	1159	1164	1168	1181
20	1 : 4	1098	1122	1140	1154	1164	1173	1180	1186	1190	1205
22	1 : 3,55	1108	1136	1157	1172	1184	1193	1201	1208	1214	1230
24	1 : 3,17	1119	1151	1173	1190	1204	1215	1224	1231	1233	1256
26	1 : 2,85	1131	1165	1190	1210	1225	1237	1247	1255	1263	1287
28	1 : 2,57	1143	1180	1209	1236	1246	1250	1271	1281	1289	1335
30	1 : 2,33	1154	1196	1226	1250	1269	1284	1296	1307	1316	1347
32	1 : 2,12	1166	1211	1245	1271	1292	1309	1322	1334	1344	1372
34	1 : 1,94	1178	1228	1264	1293	1316	1334	1350	1353	1374	1420
36	1 : 1,78	1190	1244	1284	1316	1341	1361	1370	1392	1391	1440
38	1 : 1,62	1203	1261	1305	1340	1367	1389	1408	1423	1437	1480
40	1 : 1,50	1216	1279	1326	1363	1393	1418	1438	1456	1471	1516
42	1 : 1,38	1230	1297	1348	1389	1421	1443	1471	1490	1506	1560
44	1 : 1,26	1243	1316	1372	1415	1454	1480	1504	1525	1543	1600
46	1 : 1,17	1257	1335	1395	1443	1481	1513	1540	1563	1582	1648
48	1 : 1,09	1271	1355	1419	1471	1512	1547	1577	1602	1623	1687
50	1 : 1	1286	1375	1444	1500	1545	1583	1615	1643	1667	1748
52	1 : 0,92	1301	1325	1471	1531	1580	1621	1655	1686	1712	1800
54	1 : 0,85	1331	1415	1498	1563	1616	1661	1699	1732	1762	1855
56	1 : 0,79	1315	1440	1526	1596	1654	1703	1744	1780	1812	1920
58	1 : 0,72	1347	1463	1555	1631	1693	1746	1792	1831	1866	1980
60	1 : 0,67	1364	1486	1585	1667	1735	1792	1842	1885	1923	2050
62	1 : 0,61	1380	1511	1617	1705	1778	1841	1895	1943	1984	2120
64	1 : 0,56	1398	1536	1650	1745	1824	1892	1952	2003	2049	2190
66	1 : 0,51	1415	1563	1684	1786	1872	1947	2011	2068	2119	2290
68	1 : 0,47	1433	1590	1719	1830	1923	2004	2075	2138	2193	2345
70	1 : 0,43	1452	1618	1757	1875	1977	2065	2143	2212	2273	2490

весам и непрерывно взвешивается. Пульпа поступает в пикнометр сверху и выходит из нижнего отверстия. Избыток пульпы сливается из пикнометра через отверстия, расположенные радиально на одном уровне.

Над пикнометром устанавливается реверсивная воронка, которая снижает влияние толчков поступающей пульпы на показания весов.

Пропускная способность пикнометра определяется по формуле

$$W = \pi R^2 \sqrt{2gh}, \text{ см}^3/\text{с}, \quad (179)$$

где R — радиус нижнего отверстия пикнометра, см;

g — ускорение силы тяжести, 981 см/с²;

h — высота уровня пульпы в пикнометре, см.

Определение плотности по перепаду давления на вертикальном участке трубопровода с восходящим потоком (рис. 95). Перепад давления между верхней и нижней отметками вертикального участка трубо-

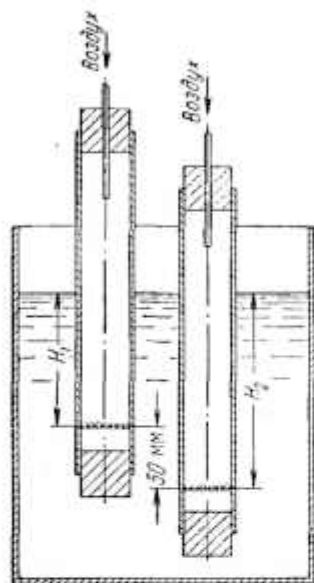


Рис. 83. Пьезометрические трубки

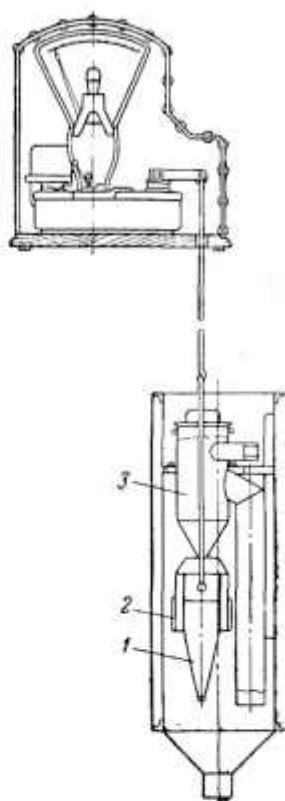
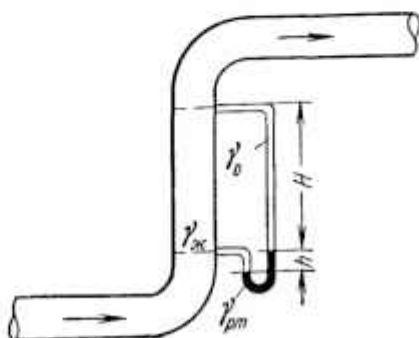


Рис. 84. Пульзовес Гинцзетета:

1 — пьезометр; 2 — отверстия для слива избытка пульзы; 3 — автоматические весы

Рис. 85. Схема прибора для определения плотности пульзы по перепаду давления



провода определяется весом жидкости и потерей напора от трения жидкости о стенки трубы

$$\gamma = \frac{P_2 - P_1}{H} - HR, \quad (180)$$

где γ — плотность пульпы, г/см³;

$P_2 - P_1$ — перепад давления, м вод. ст.;

$\{R$ — потеря напора на 1 м высоты участка трубы, м вод. ст. (величина постоянная при неизменной скорости потока);

$\{H$ — разность уровней в точках отбора давления, м вод. ст.

§ 86. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСХОДА ВОДЫ И ПУЛЬПЫ

Электромагнитные индукционные расходомеры (рис. 96) предназначены для измерения скорости потока в трубопроводе электропроводящих жидкостей на основе закона электромагнитной индукции. Э. д. с. на электродах датчика расхода прямо пропорциональна средней скорости потока жидкости. Расход жидкости (пульпы) определяется по формуле

$$Q = Fv_{\text{ср}}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (181)$$

где F — площадь поперечного сечения потока, м²;

v — средняя скорость потока, м/с.

В табл. 279 приведена техническая характеристика электромагнитных расходомеров.

Таблица 279

Техническая характеристика электромагнитных расходомеров

Параметры	Тип расходомера				
	РИ-10	РИ-20	РИ-25	РИ-50	РИ-80
Внутренний диаметр трубы, мм	40	20	25	50	80
Верхний предел измерений, л/ч	320, 400, 500, 630, 800, 1000	1250, 1600, 2000	2500, 3200, 4000, 5000, 630	8000, 10 000, 12 500, 16 000, 20 000	25 000, 32 000, 40 000, 50 000
Рабочее давление в трубе, кгс/см ²	25				
Температура контролируемой и окружающей среды, °С	5—50				

Погрешность показаний составляет $\pm 2,5\%$.

Скоростные водомеры жидкости типа ВК с вертикальной крыльчаткой и типа ВВ с горизонтальной крыльчаткой или вертушечные применяются для определения скорости движения жидкости по закрытому трубопроводу. Погрешность измерения $\pm 2-3\%$. Техническая характеристика водомеров приведена в табл. 280; 281.

Расходомер Венгури — дифференциального типа, состоит из двух труб в виде усеченных конусов, соединенных небольшой цилиндрической вставкой (рис. 97). Перепад давления изменяется соответственно скорости потока и замеряется дифференциальным манометром перед диафрагмой и после нее.

Расход пульпы определяют по формуле

$$Q = \mu F_1 \sqrt{\frac{2g}{\left(\frac{F_1}{F_2}\right)^2 - 1}} \sqrt{\frac{h}{\gamma}}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (182)$$

где μ — коэффициент, равный 0,85—0,95 для пульномеров;
 F_1 и F_2 — площадь соответственно входного сечения и горловины пульномера, м^2 ;
 g — ускорение силы тяжести, $\text{м}/\text{с}^2$;
 h — перепад давления в высоте столба воды, м .

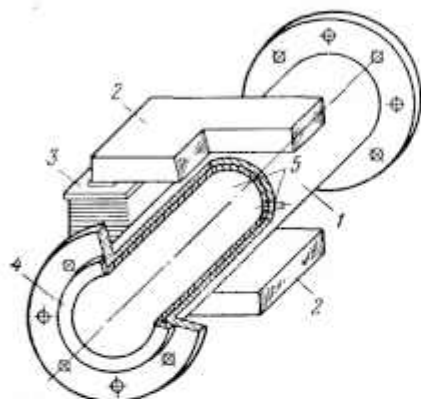


Рис. 96. Электромагнитный расходомер:
 1 — корпус; 2 — полюса электромагнита;
 3 — обмотка электромагнита; 4 — изолирующая футеровка; 5 — электроды

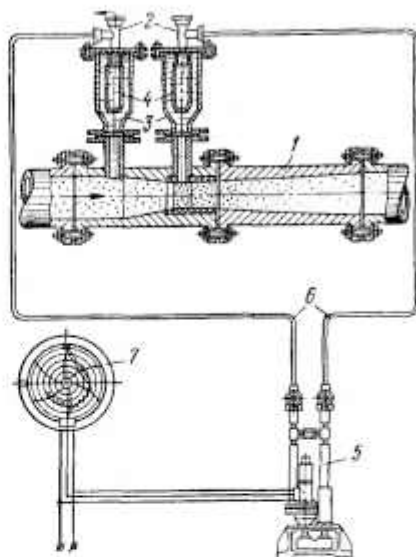


Рис. 97. Расходомер Вентури:

1 — расходомерная труба; 2 — распределители;
 3 — цилиндрические сосуды; 4 — реактивные мешки; 5 — дифференциальный манометр; 6 — импульсные трубы; 7 — всасывающий прибор

Таблица 280

Техническая характеристика водомеров с вертикальной крыльчаткой

Параметры	Тип водомера			
	ВК-3	ВК-5	ВК-10	ВК-20
Характерный расход, $\text{м}^3/\text{ч}$	3	5	10	20
Допустимая нагрузка, $\text{м}^3/\text{ч}$:				
постоянная	0,9	1,5	3	6
кратковременная	2	3,2	8	12,6
Нижний предел измерений, $\text{м}^3/\text{ч}$	0,1	0,15	0,35	0,5
Калибр, мм	15	20	32	40
Резьба присоединительного штуцера (труб)	$3/4''$	$3/4''$	$1 1/4''$	$1 1/4''$
Габариты, мм:				
длина	220	250	300	300
ширина	132,5	132,5	144	150
высота	100	100	100	100

Техническая характеристика водомера с горизонтальной крыльчаткой

Параметры	Тип водомера				
	ВВ-50	ВВ-80	ВВ-100	ВВ-150	ВВ-200
Характерный расход, м ³ /ч	70	250	440	1000	1700
Допустимая нагрузка, м ³ /ч:					
постоянная	8,75	34,25	55	125	212,5
кратковременная	35	125	220	550	850
Нижний предел измерения, м ³ /ч	3	6	8	12	18
Калитр, мм	50	80	100	150	200
Диаметр присоединительного фланца, мм	165	200	220	285	340
Габариты, мм:					
длина	156	205	215	262	268
ширина	193	225	248	304	358
высота	165	200	220	285	340

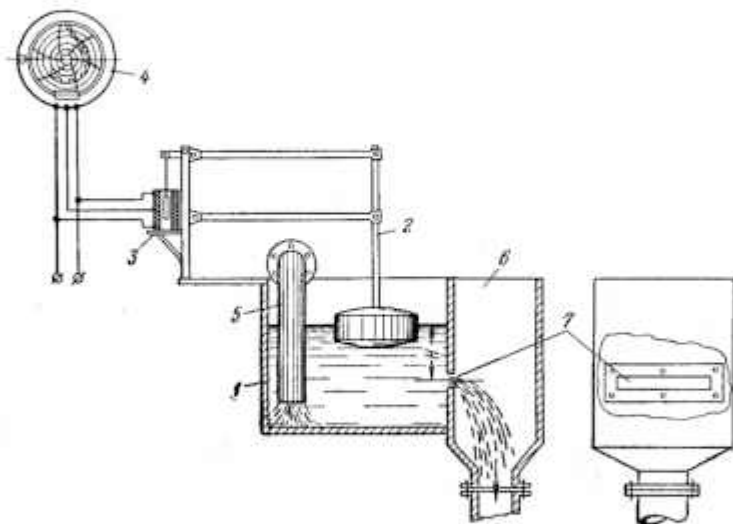


Рис. 98. Расходомер истечения:

1 — измерительная насадка; 2 — рычажно-поплавковое устройство; 3 — индукционный датчик; 4 — самопишущий прибор; 5 — питающая трубка; 6 — приемная камера; 7 — отверстие истечения

Расходомер истечения (рис. 98) может применяться для измерения количества пульпы, текущей по открытому желобу.

Пульпа поступает в камеру объемом примерно 0,5% максимальной часовой производительности, в стенке которой имеется калиброванная щель прямоугольного сечения, через которую пульпа вытекает. Высота уровня пульпы над отверстием истечения H определяется рычажно-поплавковым устройством.

Расход пульпы Q определяется по формуле

$$Q = 1600\mu F \sqrt{H}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (183)$$

где μ — коэффициент, равный 0,6—0,7;

F — площадь отверстия истечения, м²;

H — высота уровня пульпы над отверстием истечения, м.

Мерный водослив (рис. 99) применяется для измерения количества пульпы в лотках.

Расход пульпы вычисляется по формуле

$$Q = 0,0186bh^2 l^2, \text{ л/с}, \quad (184)$$

где b — ширина водослива по основанию, см;

h — глубина потока в лотке, см.



Рис. 99. Мерный водослив

При измерении скорости потока с помощью поплавка расход пульпы рассчитывают по формуле

$$Q = F \frac{S}{t} \alpha, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (185)$$

где F — среднее живое сечение потока, м²;

S — длина пути, пройденного поплавком, м;

t — время прохождения поплавком пути S , с;

α — поправочный коэффициент, равный 0,8—0,9.

Измерение количества пульпы по траектории струй, выходящей из торца пульпопровода, производится по длине отлета струй l и высоте падения H .

Количество пульпы определяют по формуле

$$Q = \frac{\pi D^2}{4} v, \quad (186)$$

где D — диаметр пульпопровода;

v — скорость истечения пульпы,

$$v = \sqrt{\frac{g}{2}} \frac{l}{\sqrt{H}}.$$

§ 87. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА ВОЗДУХА В ПУЛЬВЕ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН

Количество воздуха, засасываемого импеллером, определяют анемометром, смонтированным в аэродинамическую трубу, которая при замерах герметично соединяется с всасывающим патрубком флотационной машины. Количество воздуха, поступающего во флотационную машину, вычисляют по формуле

$$Q = 600kvF, \text{ л/с}, \quad (187)$$

где k — коэффициент, учитывающий потери напора в приборе ($k \approx 1,44$);
 v — скорость воздушного потока, измеряемого анемометром, м/с;
 F — живое сечение кольца анемометра, дм^2 .

Определение количества воздуха в ячейке флотационной машины цилиндром.
 Мерный цилиндр заполняют водой и, прикрыв открытый конец, опускают в пудлу в перевернутом виде. Воздух пудлы поднимается в цилиндр, вытесняя из него воду. Отмечают время заполнения цилиндра воздухом и рассчитывают количество воздуха, выделяющегося с единицы поверхности ячейки, по формуле

$$Q = \frac{l}{t}, \text{ л/с} \cdot \text{см}^2, \quad (188)$$

где l — высота столба жидкости, вытесненной воздухом из цилиндра, мм;

t — время истечения воды из цилиндра, с.

По этому принципу устроен прибор Г. И. Косидова для измерения количества воздуха в пудле.

Определение количества воздуха в пудле по разности объема пудлы до и после аэрации. Коэффициент аэрации

$$\mu = \frac{V_a}{V}, \quad (189)$$

где V — объем пудлы во флотационной машине до пуска;

V_a — объем пудлы после включения флотационной машины.

Определение количества воздуха в пудле (а также определение процента твердого и химического состава пудлы) непосредственно в камере флотационной машины производится специальными пробниками В. И. Класена или Филановского (рис. 100). При этом в градуированную трубку или цилиндр засасывается аэрированная пудла. Количество воздуха в пудле определяется по разности объемов аэрированной пудлы и пудлы после выделения из нее воздуха.

Время пребывания воздуха в пудле определяют по формуле

$$T = \frac{VB}{100q}, \text{ с}, \quad (190)$$

где V — объем аэрированной пудлы, л;
 B — содержание воздуха в пудле, %;
 q — расход воздуха, л/с.

§ 88. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СОДЕРЖАНИЯ КИСЛОРОДА В ВОДЕ И ФАБРИЧНЫХ РАСТВОРАХ

В насыщенной газами воде содержание кислорода x при давлении p находят по формуле

$$x = \frac{np}{760}, \quad (191)$$

где n — содержание кислорода в воде при давлении 760 мм рт. ст. (табл. 282).

Нитрогаллоловый метод определения растворенного кислорода в воде наиболее простой и быстрый, но при окрашенных растворах дает неточные результаты.

Растворимость кислорода в воде при давлении 760 мм рт. ст.
в зависимости от температуры

Температура, °С	Растворяется в 1 л воды		Температура, °С	Растворяется в 1 л воды	
	мл	мг		мл	мг
0	10,24	14,57	18	—	9,45
1	—	14,17	19	—	9,27
2	—	13,79	20	6,5	9,10
3	—	13,43	21	—	8,91
4	—	13,07	22	—	8,74
5	8,98	12,74	23	—	8,58
6	—	12,41	24	—	8,42
7	—	12,11	25	5,93	8,27
8	—	11,81	26	—	8,11
9	—	11,53	27	—	7,95
10	7,97	11,25	28	—	7,81
11	—	11	29	—	7,67
12	—	10,75	30	5,47	7,52
13	—	10,51	35	5,11	—
14	—	10,28	40	4,53	—
15	7,16	10,07	45	4,38	—
16	—	9,85	50	4,38	—
17	—	9,65	55	4,22	—

Этот метод основан на различной интенсивности окраски раствора в зависимости от содержания в нем кислорода.

Испыгуемый раствор предохраняют от контакта с воздухом добавлением керосина, бензола или толуола. Затем в раствор добавляют кристаллический пирогаллол из расчета 0,4 г на 1 л и 2 н раствор NaOH из расчета 4 мл на 1 л. Сосуд закрывают пробкой, встряхивают до растворения пирогаллола и сравнивают окраску со стандартными пробами.

Для приготовления стандартов дистиллированную воду насыщают кислородом: две литровых склянки наполняют наполовину водой, закрывают пробками и встряхивают в течение 1 ч; затем воду из одной склянки переливают в другую (для вытеснения воздуха), делят пополам на две склянки и снова перемешивают. Так повторяют несколько раз. Содержание кислорода в воде определяют по приведенной выше формуле.

В определенный объем насыщенной кислородом воды добавляют пирогаллол из расчета 0,4 г на 1 л и 1 мл 2 н. раствора NaOH. После растворения пирогаллола раствор принимает определенную окраску. В другую склянку добавляют жженый сахар до получения окраски, одинаковой с первой склянкой. Так как концентрация кислорода в эталонной воде известна (определена), то при соответствующем разбавлении раствора, подкрашенного жженым сахаром, готовят растворы с определенным содержанием кислорода.

Определение содержания кислорода по Коблинскому. В пробирку наливают 1 мл бензина или керосина, 10 мл анализируемого раствора, несколько капель соли Мора 0,02 н. раствора по железу, 1 мл смеси насыщенного раствора хлористого аммония и водного раствора аммиака 1 : 1.

Через минуту вводят 2—3 капли спиртового раствора диметилглиоксима и перемешивают.

При расходе соли Мора, эквивалентном содержанию кислорода в растворе, окраска раствора изменяется чуть заметно, а при добавлении избытка соли появляется красное окрашивание.

Содержание кислорода, мг/л, при 10 мл анализируемого раствора равно $16n$, где n — количество соли Мора, мл.

Техническая характеристика потенциометров

Тип	Назначение	Пределы измерений	Изготовитель
Лабораторный мультиметр ЛПУ-01	Измерение рН и окислительно-восстановительного потенциала	От -2 до 14 рН и от -200 до 1400 мВ; предел измерений разбит на поддиапазоны; погрешность $\pm 1\%$	ЗИП, г. Гомель
Лабораторный мультиметр ЛПМ-60М Переносный мультиметр ЛПМ-03М	Измерение рН и окислительно-восстановительного потенциала То же	От -2 до 14 рН и от -200 до 1400 мВ От 2 до 12 рН и от 0 до ± 1000 мВ; погрешность измерения $\pm 0,1$ рН и ± 10 мВ От 0 до 13 рН	То же
Лабораторный ЛП-58 Двухпозиционный записывающий прибор, лабораторный ДЗПД-1	Измерение рН Запись кривых титрования при помощи комплекта приборов АПМ-60, БАТ-42Л, ММ-1	От 0,1 до 0,5 рН и 10-50 мВ	Оптовый завод СКБ ЛСА, г. Тбилиси

§ 89. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЩЕЛОЧНОСТИ ПУЛЬВЫ И РАСТВОРОВ

Концентрацию свободной щелочи в пульве определяют титрованием пробы 0,1 н. раствором серной кислоты в присутствии фенолфталеина (реже — метилоранжа).

Щелочность рассчитывают по формуле

$$x = \frac{Ran \cdot 1000}{b}, \text{ г/м}^3, \quad (192)$$

где R — грамм-эквивалент щелочи;
 a — количество кислоты, пошедшей на титрование, мл;
 n — нормальность кислоты;
 b — количество раствора, взятого для титрования, мл.
 Силу кислотной или щелочной реакции раствора характеризуют величиной рН:

$$\text{pH} = -\lg [\text{H}^+],$$

Величину рН можно вычислять по результатам титрования:

$$\text{pH} = 14 + \lg \frac{an}{b}. \quad (193)$$

Так как ионное произведение воды $[\text{H}^+][\text{OH}^-] = 10^{-14}$, то в нейтральном растворе $\text{H}^+ = 10^{-7}$ (рН = 7); в кислотном растворе $[\text{H}^+]$ больше 10^{-7} (рН меньше 7); в щелочном растворе $[\text{H}^+]$ меньше 10^{-7} (рН больше 7).

Потенциометрический метод определения рН наиболее распространен. Существует большое количество типов потенциометров: ламповые ЛП-5, ЛП-58, ЛПУ-01 и ЛПМ-60М, электронный высоковольтный ЭППВ-5080 конструкции ЦЛА, электронный ПВУ-5256. Описание конструкции и схемы потенциометра дается в прилагаемой к прибору инструкции. В табл. 283 приведена техническая характеристика потенциометров.

Правильность показаний рН-метра проверяется по буферным растворам (табл. 284, 285).

Колориметрическое определение рН основано на изменении интенсивности окраски индикатора в зависимости от рН среды. Для ориентировочного

Фосфатные буферные растворы ($t = 15-30^{\circ} \text{C}$)

рН	Соотношение растворов в смеси, мл		рН	Соотношение растворов в смеси, мл	
	0,2 М раствор Na_2HPO_4	0,1 М раствор лимонной кислоты		0,2 М раствор Na_2HPO_4	0,1 М раствор лимонной кислоты
2,2	0,4	19,60	5,2	10,72	9,28
2,4	1,24	18,76	5,4	11,15	8,85
2,6	2,18	17,82	5,6	11,60	8,40
2,8	3,17	16,83	5,8	12,09	7,91
3,0	4,11	15,89	6,0	12,63	7,37
3,2	4,94	15,06	6,2	13,22	6,78
3,4	5,70	14,30	6,4	13,85	6,15
3,6	6,44	13,56	6,6	14,55	5,45
3,8	7,10	12,90	6,8	15,45	4,55
4,0	7,71	12,29	7,0	16,47	3,53
4,2	8,28	11,72	7,2	17,39	2,61
4,4	8,82	11,18	7,4	18,17	1,83
4,6	9,35	10,65	7,6	18,73	1,27
4,8	9,86	10,14	7,8	19,15	0,85
5,0	10,30	9,70	8,0	19,45	0,55

Боратные буферные растворы ($t = 18^{\circ} \text{C}$)

рН	Соотношение растворов в смеси, мл	
	0,05 М раствор $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$ (19,072 г/л)	0,1 н.
7,62	5,25	4,75 HCl
7,94	5,5	4,5
8,14	5,75	4,25
8,29	6,0	4,0
8,51	6,5	3,5
8,68	7,0	3,0
8,8	7,5	2,5
8,91	8,0	2,0
9,01	8,5	1,5
9,09	9,0	1,0
9,17	9,5	0,5
9,24	10,0	0,0
9,36	9,0	1,0
9,5	8,0	2,0
9,68	7,0	3,0 NaOH
9,97	6,0	4,0
11,07	5,0	5,0
12,37	4,0	6,0

Примечание. Раствор буры (0,1 н.) можно приготовить растворением 12,404 г H_2BO_3 и 100 мл 1 н. NaOH в 1 л воды.

Интервал рН перехода окраски индикаторов ($t = 18^{\circ} \text{C}$)

Индикатор	Цвет в среде		Интервал рН перехода окраски	Приготовление раствора индикатора
	кислой	щелочной		
Тимоловый синий	Красный	Желтый	1,2—2,8	100 мг растирают с 4,3 мл 0,05 н. NaOH, разбавляют водой до 250 мл; 1 г в 1 л 20%-ного этилового спирта
Тропеолин 00	То же	То же	1,3—3	1 г в 1 л воды
Метиловый желтый	»	»	3,9—4	1 г в 1 л 90%-ного этилового спирта
Бромфеноловый синий	Желтый	Сине-фиолетовый	3—4,6	100 мг растирают с 3 мл 0,05 н. NaOH, разбавляют водой до 250 мл; 1 г в 1 л 20%-ного этилового спирта
Метиловый оранжевый	Красный	Оранжево-желтый	3,1—4,4	1 г в 1 л воды
Бромкрезоловый синий	Желтый	Синий	3,8—5,4	100 мг растирают с 2,9 мл NaOH, разбавляют водой до 250 мл; 1 г в 1 л 20%-ного этилового спирта
Метиловый красный	Красный	Желтый	4,4—6,2	2 г в 1 л 60%-ного этилового спирта
Хлорфеноловый красный	Желтый	Красный	5—6,6	100 мг растирают с 3 мл 0,05 н. NaOH, разбавляют водой до 250 мл; 1 г в 1 л 20%-ного этилового спирта
Лакмус (азолятмин)	Красный	Синий	5—8	5—10 г в 1 л воды
Бромтимоловый синий	Желтый	То же	6—7,6	100 мг растирают с 3,2 мл 0,05 н. NaOH, разбавляют водой до 250 мл; 1 г в 1 л 20%-ного этилового спирта
Феноловый красный	То же	Красный	6,8—8	100 мг растирают с 5,7 мл 0,05 н. NaOH, разбавляют водой до 250 мл
Нейтральный красный	Красный	Янтарно-желтый	6,8—8	1 г в 1 л 60%-ного этилового спирта
Крезоловый красный	Янтарно-желтый	Пурпурно-красный	7,2—8,8	100 мг растирают с 5,3 мл 0,05 н. NaOH, разбавляют водой до 250 мл; 1 г в 1 л 20%-ного этилового спирта
α -нафтолфталеин	Желто-розовый	Сине-зеленый	7,3—8,7	5 г в 1 л 50%-ного этилового спирта
Тимоловый синий	Желтый	Синий	8—9,6	100 мг растирают с 4,3 мл 0,05 н. NaOH, разбавляют водой до 250 мл; 1 г в 1 л 20%-ного этилового спирта
Фенолфталеин	Бесцветный	Малиново-красный	8,2—10	1 г в 1 л 60—90%-ного этилового спирта
Тимолфталеин	То же	Синий	9,4—10,6	1 г в 1 л 90%-ного этилового спирта
Ализаариновый желтый	Желтый	Фиолетовый	10,1—12	1 г в 1 л воды
Нитрамин	Бесцветный	Буро-красный	10,8—13	1 г в 1 л 60%-ного этилового спирта

определения pH (точность определения 0,1—0,5 pH) пользуются индикаторной бумагой, карандашным колориметром или окраску испытуемого раствора сравнивают с окраской приготовленных растворов с известным значением pH. В табл. 286 приведена характеристика индикаторов.

Определение щелочности пудры титрованием H_2SO_4 . При употреблении в качестве щелочи NaOH или CaO щелочность пудры можно определить титрованием 50 мл раствора пудры 0,1 н. раствором H_2SO_4 . В табл. 287, 288 приведены соотношения между количеством H_2SO_4 , пошедшего на титрование, и щелочностью.

Таблица 287

Определение щелочности пудры при употреблении в качестве щелочи CaO

H_2SO_4 , мл	Щелочность, г/М*	H_2SO_4 , мл	Щелочность, г/М*	H_2SO_4 , мл	Щелочность, г/М*	H_2SO_4 , мл	Щелочность, г/М*	H_2SO_4 , мл	Щелочность, г/М*
0,1	5,6	4,1	229,6	8,1	453,6	12,1	677,6	16,1	901,6
0,2	11,2	4,2	236,2	8,2	459,2	12,2	683,2	16,2	907,2
0,3	16,8	4,3	240,8	8,3	464,8	12,3	688,8	16,3	912,8
0,4	22,4	4,4	246,4	8,4	470,4	12,4	694,4	16,4	918,4
0,5	28,0	4,5	252,0	8,5	476,0	12,5	700,0	16,5	924,0
0,6	33,6	4,6	257,6	8,6	481,6	12,6	705,6	16,6	929,6
0,7	39,2	4,7	263,2	8,7	487,2	12,7	711,2	16,7	935,2
0,8	44,8	4,8	268,8	8,8	492,8	12,8	716,8	16,8	940,8
0,9	50,4	4,9	274,4	8,9	498,4	12,9	722,4	16,9	946,4
1,0	56,0	5,0	280,0	9,0	504,0	13,0	728,0	17,0	952,0
1,1	61,6	5,1	285,6	9,1	509,6	13,1	733,6	17,1	957,6
1,2	67,2	5,2	291,2	9,2	515,2	13,2	739,2	17,2	963,2
1,3	72,8	5,3	296,8	9,3	520,8	13,3	744,8	17,3	968,8
1,4	78,4	5,4	302,4	9,4	526,4	13,4	750,4	17,4	974,4
1,5	84,0	5,5	308,0	9,5	532,0	13,5	756,0	17,5	980,0
1,6	89,6	5,6	313,6	9,6	537,6	13,6	761,6	17,6	985,6
1,7	95,2	5,7	319,2	9,7	543,2	13,7	767,2	17,7	991,2
1,8	100,8	5,8	324,8	9,8	548,8	13,8	772,8	17,8	996,8
1,9	106,4	5,9	330,4	9,9	554,4	13,9	778,4	17,9	1002,4
2,0	112,0	6,0	336,0	10,0	560,0	14,0	784,0	18,0	1008,0
2,1	117,6	6,1	341,6	10,1	565,6	14,1	789,6	18,1	1013,6
2,2	123,2	6,2	347,2	10,2	571,2	14,2	795,2	18,2	1019,2
2,3	128,8	6,3	352,8	10,3	571,8	14,3	800,8	18,3	1024,8
2,4	134,4	6,4	358,4	10,4	582,4	14,4	806,4	18,4	1030,4
2,5	140,0	6,5	364,0	10,5	588,0	14,5	812,0	18,5	1036,0
2,6	145,6	6,6	369,6	10,6	593,6	14,6	817,6	18,6	1041,6
2,7	151,2	6,7	375,2	10,7	599,2	14,7	823,2	18,7	1047,2
2,8	156,8	6,8	380,8	10,8	604,8	14,8	828,8	18,8	1052,8
2,9	162,4	6,9	386,4	10,9	610,4	14,9	834,4	18,9	1058,4
3,0	168,0	7,0	392,0	11,0	616,0	15,0	840,0	19,0	1064,0
3,1	173,6	7,1	397,6	11,1	621,6	15,1	845,6	19,1	1069,6
3,2	179,2	7,2	403,2	11,2	627,2	15,2	851,2	19,2	1075,2
3,3	184,8	7,3	408,8	11,3	632,8	15,3	856,8	19,3	1080,8
3,4	190,4	7,4	414,4	11,4	638,4	15,4	862,4	19,4	1086,4
3,5	196,0	7,5	420,0	11,5	644,0	15,5	868,0	19,5	1092,0
3,6	201,6	7,6	425,6	11,6	649,6	15,6	873,6	19,6	1097,6
3,7	207,2	7,7	431,2	11,7	655,2	15,7	879,2	19,7	1103,2
3,8	212,8	7,8	436,8	11,8	660,8	15,8	884,8	19,8	1108,8
3,9	218,4	7,9	442,4	11,9	666,4	15,9	890,4	19,9	1114,4
4,0	224,0	8,0	448,0	12,0	672,0	16,0	896	20,0	1120,0

Определение щелочности пудры при употреблении в качестве щелочи NaOH

H ₂ SO ₄ , мл	Щелочность, г/м ³	H ₂ SO ₄ , мл	Щелочность, г/м ³	H ₂ SO ₄ , мл	Щелочность, г/м ³	H ₂ SO ₄ , мл	Щелочность, г/м ³	H ₂ SO ₄ , мл	Щелочность, г/м ³
0,1	8	2,5	200	4,9	392	7,3	584	9,7	776
0,2	16	2,6	208	5,0	400	7,4	592	9,8	784
0,3	24	2,7	216	5,1	408	7,5	600	9,9	792
0,4	32	2,8	224	5,2	416	7,6	608	10,0	800
0,5	40	2,9	232	5,3	424	7,7	616	10,1	808
0,6	48	3,0	240	5,4	432	7,8	624	10,2	816
0,7	56	3,1	248	5,5	440	7,9	632	10,3	824
0,8	64	3,2	256	5,6	448	8,0	640	10,4	832
0,9	72	3,3	264	5,7	456	8,1	648	10,5	840
1,0	80	3,4	272	5,8	464	8,2	656	10,6	848
1,1	88	3,5	280	5,9	472	8,3	664	10,7	856
1,2	96	3,6	288	6,0	480	8,4	672	10,8	864
1,3	104	3,7	296	6,1	488	8,5	680	10,9	872
1,4	112	3,8	304	6,2	496	8,6	688	11,0	880
1,5	120	3,9	312	6,3	504	8,7	696	11,1	888
1,6	128	4,0	320	6,4	512	8,8	704	11,2	896
1,7	136	4,1	328	6,5	520	8,9	712	11,3	904
1,8	144	4,2	336	6,6	528	9,0	720	11,4	912
1,9	152	4,3	344	6,7	536	9,1	728	11,5	920
2,0	160	4,4	352	6,8	544	9,2	736	11,6	928
2,1	168	4,5	360	6,9	552	9,3	744	11,7	936
2,2	176	4,6	368	7,0	560	9,4	752	11,8	944
2,3	184	4,7	376	7,1	568	9,5	760	11,9	952
2,4	192	4,8	384	7,2	576	9,6	768	12,0	960

§ 90. СИТОВЫЙ АНАЛИЗ

Процессы дробления и намельчения контролируются ситовым анализом, характеризующим крупность материала. Этот метод применим для материала не мельче 0,044 мм.

Для ситового анализа применяют набора стандартных сит (табл. 289). Рассев проб на лабораторных ситах осуществляют на механических встряхивателях (рис. 101). Размер отверстий сит обозначается в мм или числом меш, т. е. числом отверстий, приходящихся на один дивейный дюйм,

$$m = \frac{25,4}{a + d}$$

где m — число меш;

a — размер отверстия, мм;

d — диаметр проволоки, мм.

Стандартные механические встряхиватели с набором в 11 сит ФР-1 выпускаются усманским механическим заводом «Главармалит». Наборы сит с размером отверстий от 0,25 мм и крупнее выпускаются кировским заводом «Физприбор». В табл. 290 приведена техническая характеристика механического встряхивателя.

Для ситового анализа отбирают определенную навеску в зависимости от размера наиболее крупных кусков (табл. 291).

Характеристика стандартных сит

Шкала размеров плетеных металлических сит по ГОСТ 3584-53		Шкала с модулем $\sqrt{2}$, основание шкалы 0,074 мм*		Шкала с модулем $\sqrt[4]{2}$, основание шкалы 1 мм	
№ сита	Размер стороны ячейки в свету, мм	Диаметр отверстия, мм	Меш	Диаметр отверстия, мм	Меш
40	0,040	0,043	325	0,044	325
50	0,050	0,053	270	0,052	270
63	0,063	0,061	250	0,062	230
75	0,075	0,074	200	0,074	200
90	0,090	0,088	170	0,088	170
106	0,106	0,104	150	0,105	140
125	0,125	0,124	115	0,124	120
150	0,150	0,147	100	0,152	100
180	0,18	0,175	80	0,177	80
242	0,242	0,208	65	0,210	70
250	0,25	0,246	60	0,250	60
300	0,30	0,295	48	0,297	50
355	0,355	0,351	42	0,350	45
425	0,425	0,417	35	0,420	40
500	0,50	0,495	32	0,500	35
600	0,60	0,589	28	0,590	30
740	0,71	0,701	24	0,710	25
850	0,85	0,833	20	0,840	20
1000	1,0	0,991	16	1,0	18
1180	1,18	1,168	14	1,19	16
1400	1,40	1,397	12	1,410	14
1700	1,7	1,601	10	1,68	12
2000	2,0	1,981	9	2,000	10
2360	2,36	2,362	8	2,380	8
2800	2,80	2,794	7	2,830	7
3350	3,35	3,327	6	3,360	6
4000	4,00	3,962	5	4,000	5
—	—	4,689	4	4,760	4
—	—	5,613	3,5	—	—
—	—	6,680	3,0	—	—
—	—	7,925	2,5	—	—
—	—	9,420	—	—	—
—	—	11,200	—	—	—
—	—	13,330	—	—	—
—	—	18,850	—	—	—
—	—	26,670	—	—	—

* Сито 0,074 мм считается нулевым. Размер n-го сита крупнее 0,074 мм равен $0,074 (\sqrt{2})^n$, мельче 0,074 мм — $\frac{0,074}{(\sqrt{2})^n}$.

Методика проведения ситового анализа. Сухую навеску материала помещают на верхнее сито набора, и весь набор встряхивают 15—30 мин. Рассел считается удовлетворительным, если при контрольном встряхивании каждого из сит в течение 1 мин через отверстия пройдет не больше 1% от оставшегося на сите материала.

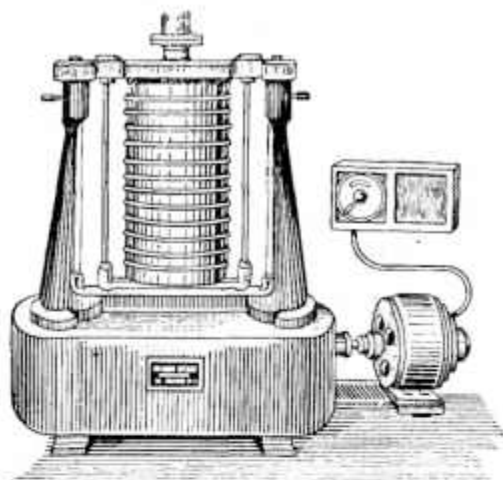


Рис. 101. Механический встряхиватель

Таблица 290

Техническая характеристика механического встряхивателя

Параметры	Показатели
Число сит	До 6—12
Продолжительность рассева пробы, мин	10—20
Габариты, мм:	
длина	953
ширина	420
высота	775
Мощность электродвигателя, кВт	0,27
Масса встряхивателя, кг	123

Таблица 291

Зависимость веса пробы для ситового анализа от крупности наибольших кусков

Крупность наибольших кусков в смеси, мм	Вес пробы, г
16—11,32	40 000
11,32—8	12 500
8—5,66	5 000
5,66—4	2 000
4—2	1 000
2—1	500
1—0,5	250
0,5—0,25	100
0,25—0	50

Материал, оставшийся на каждом сите, взвешивают и подсчитывают процентный выход каждого класса. Надрешетный материал (класс) обозначают знаком (+), подрешетный (-).

Для анализа тонкоизмельченных продуктов или для ускоренного ситового анализа пульпы применяют мокрый способ ситового анализа. При мокром способе навеску материала промывают на контрольном сите (200 меш) тонкой струей воды. Подрешетный продукт сохраняют или выбрасывают, если он не нужен для дальнейших исследований, а надрешетный продукт сушат и расцеивают на ситах.

При ситовом анализе пульпы содержание оставшегося материала на сите определяется по формуле

$$a = \frac{q \cdot 100}{V \gamma P}, \quad \% \quad (194)$$

где q — сухой вес класса, г;

V — объем пульпы, взятый для ситового анализа, л;

γ — плотность пульпы, г/л;

P — содержание твердого, доли ед.

При ускоренном методе ситового анализа пульпы остаток материала на контрольном сите (200 меш) после промывки переносят обратно в мерную кружку, доливая до метки водой и взвешивают.

Выход класса +200 меш рассчитывают по формуле

$$a = \frac{q - b - V}{q_1 - b - V} 100, \quad \% \quad (195)$$

где q — вес кружки с осадком и водой, г;

b — вес кружки, г;

V — объем кружки, л;

q_1 — вес кружки с пульпой, г.

§ 91. ДИСПЕРСИОННЫЙ АНАЛИЗ

Дисперсионный анализ — это метод контроля гранулометрического состава (крупности) материала мельче 0,07 мм. Дисперсионный анализ основан на измерении скорости осаждения частиц в водной среде в зависимости от крупности и плотности материала. Скорость падения частиц менее 0,15 мм определяется по формуле Стокса

$$v = 545 d^2 (\delta - 1), \quad (196)$$

где v — скорость осаждения мм/с;

d — диаметр частиц, мм;

δ — плотность материала.

В случае полиминеральной суспензии практический размер зерен более тяжелого минерала, попавших в выделяемую фракцию, т. е. оседающих с равной скоростью, легко определить по формуле

$$d_2 = \sqrt{\frac{d_1^2 (\delta_1 - 1)}{(\delta_2 - 1)}}, \quad (197)$$

где d_1 и δ_1 — соответственно диаметр и плотность легкого зерна;

d_2 и δ_2 — то же, для тяжелого зерна.

Метод отмучивания (рис. 102). 50–100 г материала помещают в цилиндрический сосуд (1 л), доливают воду до определенной метки, тщательно перемешивают, дают пульпе отстояться и затем часть ее (на определенную глубину сосуда) сливают через сифон в приемник, предварительно отметив черту на 5 мм выше уровня осевшего материала и вторую черту — на расстоянии h выше первой. Необходимую продолжительность отстаивания материала для выделения фракций заданной крупности определяют по формуле

$$t = \frac{h}{v}. \quad (198)$$

где t — время отстаивания материала, с;

h — глубина погружения сифона для слива материала, мм (практически 200—300 мм);

v — скорость осаждения граничного (легкого) зерна заданного размера, мм/с.

Продолжительность отстаивания рассчитывается для каждой фракции материала, и отмывку начинают с самой тонкой фракции.

Операцию отмывки для каждой фракции крупности повторяют до тех пор, пока слив не станет чистым. Затем поступают так же для следующей, более крупной фракции.

Каждую фракцию материала собирают в отдельную посуду, сушат, взвешивают и определяют процентное содержание (выход) фракции.

Для устранения коагуляции тонких частиц в пульпу при дисперсионном анализе добавляют реагенты-пептизаторы, например жидкое стекло, шрофосфат натрия и др.

Гидравлическая классификация.

При гидравлической классификации скорость восходящей струи (количество воды, подаваемой на классификацию) равна скорости падения отмываемых частиц:

$$V = vF, \quad (199)$$

где V — количество воды, мл;

v — скорость осаждения, см/с;

F — площадь сечения восходящей струи на уровне слива, см².

Гидравлический классификатор (рис. 103) состоит из цилиндрического сосуда с коническим дном (уклон 60°). В конической части классификатора расположены перфорированные лопасти, укрепленные на пустотелом валу, через который в классификатор поступает вода.

Порядок работы: включить электродвигатель мешалки; навеску (предварительно смоченную водой) вылить в классификатор; в пустотелый вал подается отрегулированное количество воды. Слив классификатора собирают в сосуд до тех пор, пока он не будет чистым. Для отмывки следующего класса, регулируют краном соответствующее количество воды.

Установка Гипсретмета для дисперсионного анализа (рис. 104) позволяет выделить одновременно четыре класса.

Гидравлические классификаторы диаметром 100, 200 и 400 мм располагают каскадно: слив первого классификатора ($D_1 = 100$ мм) поступает в питание второго ($D_2 = 200$ мм), а слив второго — в питание третьего ($D_3 = 400$ мм). Количество воды, поступающей в классификатор, регулируется по крупности слива третьего классификатора, а размер частиц слива предыдущего классификатора рассчитывается по формуле

$$d_3 = \frac{D_2 d_2}{D_3} \quad (200)$$

где d_3 и d_2 — соответственно размер частиц слива классификаторов диаметром D_3 и D_2 .

В табл. 292 приведена характеристика крупности продуктов классификации, а в табл. 293 — расход воды для выделения необходимых классов крупности в зависимости от плотности материала.

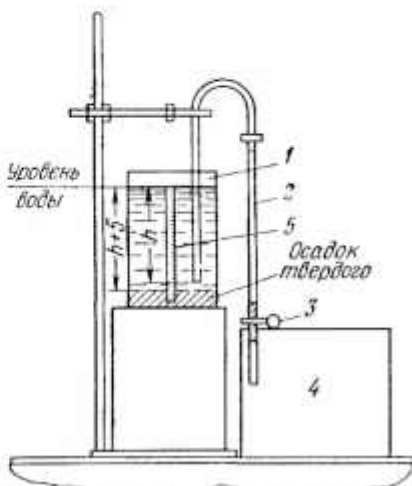


Рис. 103. Схема установки для отмывывания: 1 — сосуд с пульпой; 2 — сифон; 3 — кран; 4 — приемник для слива; 5 — полоска миллиметровой бумаги

По такому же принципу действует классификатор КааИМСа (рис. 105), представляющий собой набор последовательно соединенных сосудов различного сечения.

Фотоэлектрический метод дисперсионного анализа позволяет быстро определить гранулометрическую характеристику материала без выделения фракций. Прибор (рис. 106) состоит из цилиндрического сосуда 1 для анализируемой суспензии, источника света 2, фотозлемента 3 типа СЦВ-5. Свет, проходящий

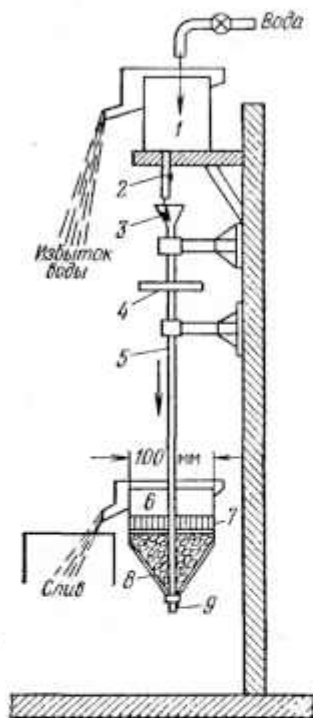


Рис. 104. Установка Гинцветмета для дисперсионного анализа.

Рис. 103. Схема установки классификатора для дисперсионного анализа:

1 — натерный бак; 2 — кран; 3 — воронка; 4 — приводной шкив; 5 — пустотелый вал; 6 — классификатор; 7 — решетка; 8 — лопасти мешалки; 9 — пробка

через суспензию, попадает на фотозлемент, фототок которого измеряется гальванометром, а запись показаний изменения светового потока может производиться потенциометром типа ЭПП-09.

Таблица 292

Крупность продуктов классификации на установке Гинцветмета

Расход воды, м ³ /мин	Классы, мм			Слив классификатора диаметром 400 мм
	Пески классификатора диаметром, мм			
	100	200	400	
Q ₁	-74 +10	-10 +5	-5 +2,5	-2,5
Q ₂	-74 +20	-20 +10	-10 +5	-5
Q ₃	+74	-40 +20	-20 +10	-10

Порядок работы: навеску материала перемешивают в стакане с водой, выливают в сосуд *I*, добавляют воду до определенной высоты столба суспензии *H* и перемешивают. По прекращении перемешивания засекают время и начинают отсчет показаний гальванометра. Время осаждения зерен материала определенной крупности рассчитывают по формуле

$$t = \frac{H}{v},$$

где *v* — скорость осаждения (определяют по формуле Стокса).

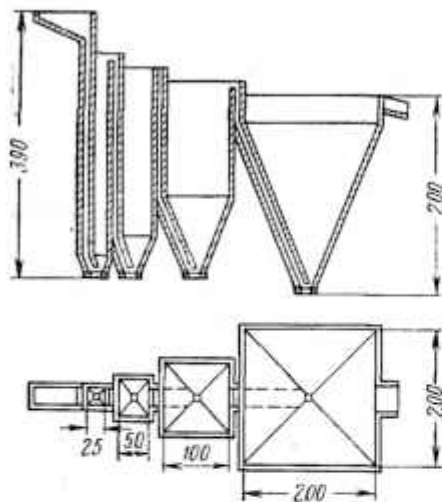


Рис. 105. Классификатор КваИМСа для дисперсионного анализа

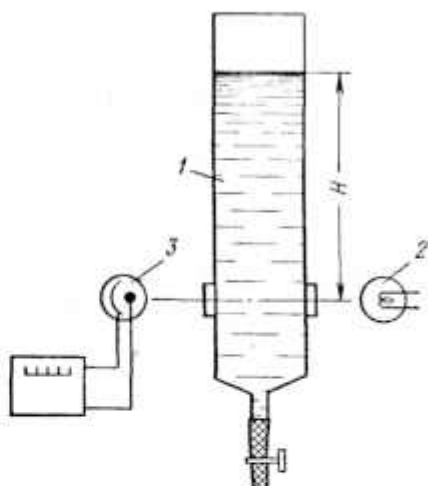


Рис. 106. Схема установки для дисперсионного анализа фотоэлектрическим методом: 1 — цилиндрический сосуд; 2 — источник света; 3 — фотозвон

Таблица 293

Расход воды (Q_1 , Q_2 , Q_3) для выделения необходимых классов крупности на установке Гинцветмета и в зависимости от плотности материала

Минерал	Плотность, г/см ³	Расход воды, м ³ /мин		
		Q_1	Q_2	Q_3
Кварц	2,65	42,33	169,43	677,86
Кальцит	2,70	43,58	174,58	698,46
Доломит	2,85	47,60	189,91	760,0
Сфалерит	3,95	75,74	302,95	1212,0
Халькопирит	4,2	82,14	328,57	1315,0
Барит	4,45	88,55	354,19	1417,4
Молибденит	4,75	96,21	385,09	1540,6
Пирит	5,02	103,24	412,72	1651,5
Шеелит	6,0	128,36	513,33	2054,2
Галенит	7,5	166,80	667,44	2670,4

Выход каждого класса крупности определяют по формуле

$$W_i = \frac{d_{\text{ср}i} (\lg I_{d_i} - \lg I_{d_i + \Delta d}) 100}{\sum d_{\text{ср}i} (\lg I_{d_i} - \lg I_{d_i + \Delta d})} \cdot \% \quad (204)$$

где $d_{\text{ср}i}$ — средний размер зерна в данном классе, мкм;

I_{d_i} и $I_{d_i + \Delta d}$ — показания гальванометра при прохождении частицами (соответственно, минимального и максимального размера данного класса) через луч света.

Форму записи показаний и расчетов можно представить таблицей (табл. 294).

Таблица 294

Результаты дисперсионного анализа фотоэлектрическим методом

Выход класса W_i , %	Класс, мкм	$d_{\text{ср}i}$	I_{d_i}	$\lg I_{d_i} - \lg I_{d_i + \Delta d}$	$d_{\text{ср}i} (\lg I_{d_i} - \lg I_{d_i + \Delta d})$
	-74+60	67			
	-60+50	55			
	-50+40	45			
	и т. д.				
100	Вода	—			$\sum d_{\text{ср}i} (\lg I_{d_i} - \lg I_{d_i + \Delta d})$

Метод дисперсионного анализа с использованием торсионных весов (рис. 107) основан на измерении плотности суспензии во время отстаивания. Время осаждения зерен определенной крупности рассчитывают по формуле

$$t = 1840 \frac{H}{(\delta - 1) d^2} \quad (202)$$

где H — глубина погружения центра объема поплавок, мм ($H = 250$ мм);

δ — плотность материала, г/см³;

d — размер зерна, мм.

Выход фракции крупностью $d_{n-1} - d_n$ определяют по формуле

$$W = \frac{A_n - A_{n-1}}{A_0 - A} \cdot \% \quad (203)$$

где A_n и A_{n-1} — показания весов в моменты времени t и t_{n-1} ;

A_0 — показания весов при погружении поплавка в чистую воду;

A — показания весов после полного осаждения материала.

Метод Фигуровского основан на принципе деформации стекляного коромысла весов (вертикальное перемешивание), пропорциональной весу выпавшего осадка. К коромыслу весов, представляющего стеклянный шпиг, подвешивается стеклянная чашечка с загнутыми краями (рис. 108). Величину горизонтального перемещения коромысла наблюдают в горизонтальный микроскоп. Навеску материала 2,5 г/л помещают в цилиндр, перемешивают, затем быстро погружают чашечку весов и производят отсчет, включая секундомер. Длительность опыта 1—2 ч. Величину H замеряют после последнего отсчета. По данным замеров строят кривую в координатах время осаждения — величина деформации коромысла (пропорциональная увеличению веса осадка на чашечке).

Для определения по кривой осаждения суспензии относительного выхода фракций того или иного размера следует провести касательную к точке кривой, соответствующей данному времени осаждения t , за которое выпали на чашечку частицы, имеющие скорость $v = \frac{H}{t}$. Отрезок, полученный на оси ординат, представляет относительный выход материала полностью осевшей фракции (крупностью d и более). Эквивалентный диаметр частиц определяют по формуле Стокса.

Метод дисперсионного анализа, основанный на применении седиментационных весов Сартoriusа с автоматической регистрацией процесса седиментации. Суспензия вводится в седиментационный сосуд и осаждается на чашечку, подвешенную на коромысле весов. Прибор регистрирует увеличение веса осадка на чашке весов в зависимости от времени. Под действием оседающей суспензии коромысло приходит в движение и с помощью зеркала, отражающего лучи лампы,

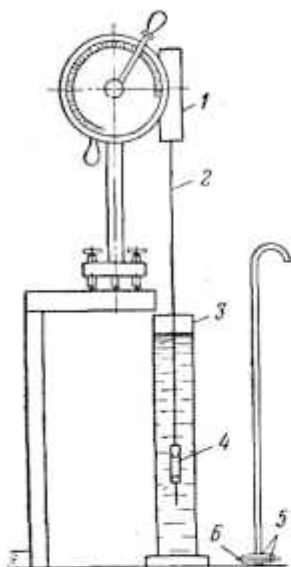


Рис. 107. Установка для дисперсионного анализа:

1 — торсионные весы ВТ; 2 — шкала; 3 — цилиндр; 4 — поплавок; 5 — перфорированный диск мешалки; 6 — резиновое кольцо

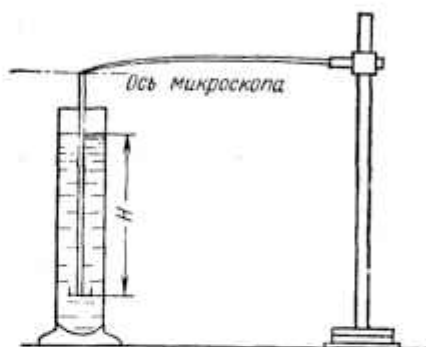


Рис. 108. Седиментационные весы Фигуровского

направляемые через конденсор, освещается в большей или меньшей степени фотоземлет (через диафрагму). При достижении во время движения коромысла

определенной интенсивности освещения включается (через усилитель и реле) электродвигатель. Он закручивает на определенный угол торсионный шнур (соответственно увеличению веса на чашечке), который через систему рычагов возвращает коромысло в нулевое положение, прекращая тем самым освещение фотоземлет. Каждый раз, когда осаждается 2 мг материала, процесс автоматически повторяется. При каждом включении двигателя перо самописца движется по бумаге и указывает увеличение веса. В итоге в процессе оседания на диаграммной ленте вычерчивается ступенчатая кривая, каждая ступенька которой соответствует осаждению 2 мг материала. Выход фракций частиц различного размера определяют методом проведения касательных, как было указано выше.

§ 92. МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ

Минералогическим анализом руд и продуктов обогащения определяют минеральный состав исследуемого материала, характер сростков, структурные и текстурные особенности руды.

Макроскопический метод анализа производится невооруженным глазом или с помощью карманной лупы. Этот метод позволяет определить качественный состав руды, крупность и равномерность вкрашенности.

Микроскопический метод анализа производится с помощью микроскопа и позволяет более полно выяснить состав рудных компонентов и их взаимное прорастание. Основной моделью рудного микроскопа для работы в отраженном свете является поляризационный микроскоп МИИ-9 с увеличением от 33 до 1425.

Поляризационный стереоскопический микроскоп МПС-1 позволяет наблюдать объемное изображение объекта, исследуемого в отраженном и проходящем, обыкновенном и поляризованном свете. Общее увеличение микроскопа от 3,5 до 88.

Цена деления E окулярной шкалы микроскопа определяется по формуле

$$E = \frac{zT}{A}, \quad (204)$$

где z — число делений объект-микрометра;

T — цена деления объект-микрометра;

A — число делений окулярной шкалы.

При фотографировании изображения объекта под микроскопом масштаб изображения на плёнке камеры определяют по формуле

$$M = V_{об} \frac{\Gamma_{ок}}{2}, \quad (205)$$

где $V_{об}$ — линейное увеличение объектива;

$\Gamma_{ок}$ — видимое увеличение окуляра.

Для мономинеральных руд количественное определение ценного минерала в классах ситового анализа производится методом подсчета количества зерен данного минерала n и общего числа зерен N на определенном участке просматриваемого объекта.

Объемное содержание данного минерала

$$V = \frac{n}{N} 100, \%, \quad (206)$$

а весовое содержание минерала

$$M = \frac{V\delta}{\delta_p}, \quad (207)$$

где δ — плотность минерала;

δ_p — плотность руды.

Количество зерен на 1 см^2 для разных классов крупности подсчитывается по формуле

$$N = \left(\frac{40}{d_{ср}} \right)^2, \quad (208)$$

где $d_{ср}$ — средний диаметр зерна в классе.

Минералогический анализ рудных образцов и классов ситового анализа полиметаллических руд производится со шлифами.

Для количественного подсчета минералов применяется линейный или точечный метод.

Линейный метод. Шлиф передвигают и по определенной линии на шлифе измеряют длину минеральных зерен, пересекаемых данной линией. Если l_1 , l_2 , l_3 — суммарная длина отрезка для каждого минерала, а δ_1 , δ_2 , δ_3 — плотность соответствующих минералов, то содержание, %, например, первого минерала

$$\alpha = \frac{l_1 \delta_1 \cdot 100}{l_1 \delta_1 + l_2 \delta_2 + l_3 \delta_3} = \frac{l_1 \delta_1}{\sum l \delta} 100, \quad (209)$$

где δ_p — плотность исследуемого материала.

Точечный метод. При движении шлифа в одном направлении через равные промежутки берут точки и отмечают, на какой минерал эти точки падают. Подсчет ведут по нескольким линиям. Если n_1, n_2, n_3 — число точек соответствующих материалов, а $\delta_1, \delta_2, \delta_3$ — их плотности, то весовое количество, %, первого минерала

$$M = \frac{n \delta \cdot 100}{n_1 \delta_1 + n_2 \delta_2 + n_3 \delta_3} = \frac{n \delta}{\sum n \delta} 100. \quad (210)$$

Для изготовления полированных шлифов из кусочков руды или цементированного измельченного материала производят обдирку или распиловку образца для получения на нем плоскости, шлифовку полученной плоскости и полировку.

Обдирку и шлифовку производят на вращающемся горизонтальном чугунном круте при скорости вращения его 1000—2000 об/мин влажными абразивными порошками — карбидом кремния, электрокорундом и естественным корундом. Крупность абразивных порошков приведена в табл. 295. При ручной обдирке и шлифовке пользуются набором наждачной бумаги, переходя от грубых сортов к тонким. Доводка шлифа выполняется на толстом матовом стекле влажными абразивными порошками крупностью от 10 до 2 мкм.

Полируют шлифы на диске, обтнутом сукном или другой материей, порошками окиси алюминия, крокуса (окись хрома), магнесии. Полировальный материал наносится на диск в виде пасты в большом количестве.

При изготовлении шлифов из порошков употребляют цементирующие вещества — шеллак, канадский бальзам, спиртовой раствор бакелита, канифоль, порошкообразные пластмассы АКР-7, полистирол и стиракрил.

Люминесцентный анализ основан на способности минералов излучать видимый свет под действием ультрафиолетовых лучей или потока электронов. По

Таблица 295

Гранулометрическая характеристика абразивов

Наименование по старой классификации *	По новым стандартам		Размер частиц, мкм	Стадии обработки рудного образца
	Наименование	№		
0,5'	Шлиф-порошки	120	125	Для распиловки или обдирки образцов, а также для подготовки и исправления стеклянных плит
3'		160	75	
5'		180	52—62	
15'	Микрошлиф-порошки (микроншляк)	M-28	20—28	Для грубой шлифовки на вращающемся диске Для тонкой шлифовки (доводки) на стеклянных плитках
30'		M-14	14—20	
60'		M-12	10—14	
120'		M-10	7—10	
240'		M-7	5—7	

* Классы абразивов называются минутниками, так они характеризуют продукт, не осевший за указанное время в вединном столбе высотой 1 м.

цвету и характеру свечения определяются вид минерала и его количественное содержание.

В качестве источников ультрафиолетового излучения применяются ртутно-кварцевые лампы ПРК-7, ПРК-2, ПРК-4, ЭУВ-15, 1-СБС-15.

Радиография применяется для определения текстуры минеральных зерен и распределения компонентов в исследуемом объекте.

При прохождении рентгеновских лучей через тонкий шлиф получается различное по резкости теневое изображение зерен различных компонентов вследствие их различной способности к поглощению рентгеновских лучей.

Термический анализ применяется для определения водных и карбонатных минералов. Метод основан на том, что температура диссоциации каждого минерала различна. Анализ заключается в непрерывном взвешивании навески исследуемого материала в течение процесса нагревания, т. е. определении убыли веса навески в зависимости от температуры.

§ 93. ИЗМЕРЕНИЕ ТЕМПЕРАТУР

По принципу действия приборы для измерения температуры делятся на следующие группы.

Термометры расширения — основаны на расширении тел при нагревании. К этой группе относятся жидкостные термометры, термометры dilatометрические (учитывающие разницу удлинения двух стержней), диметаллические, основанные на разнице коэффициента расширения двух металлов при изменении температуры.

Наибольшее практическое применение получили ртутные термометры типа А, Б, ТЛ, ТК (табл. 296).

Термометр типа Б имеет ту же техническую характеристику, что и тип А, но погружаемая часть изготавливается под углом 90° или 135°.

Таблица 296

Техническая характеристика стеклянного ртутного термометра типа А

№№ термометров	Предел измерения, °С	Длина верхней части термометра, мм			Длина погружаемой части, мм
		220 ± 10	160 ± 10	110 ± 10	
		Цена наименьшего деления шкалы, °С			
1	0—+50	0,5	0,5 или 1	1	60, 80, 100, 120, 160, 200, 250, 320
2	-35—+50	0,5 или 1	1	1 или 2	
3	0—+100	1	1 или 2	2	
4	0—+150	1 или 2	2	2 или 5	400, 500 630, 800, 1000 1250, 1600, 2000
5	0—+200	2	2 или 5	5	
6	0—+250	2 или 5	5	5 или 10	
7	0—+300	2 или 5	5	5 или 10	2000
8	0—+350	5	5 или 10	10	
9	0—+400	5	5 или 10	10	
10	0—+450	5 или 10	10	—	—
11	0—+500	5 или 10	10	—	

Термометры типа ТЛ применяются для точных измерений малых температурных разностей.

Термометры типа ТК (термоконтакты), техническая характеристика которых приведена в табл. 297 применяются для поддержания заданного режима температуры.

Таблица 297

Техническая характеристика одноконтатных термометров

Тип	Рабочая точка контактирования, °С	Длина, мм	Тип	Рабочая точка контактирования, °С	Длина, мм
ТК-15	60	65	ТК-19:	6 12 22 33 39 60	95
ТК-16	50	55	№ 1		
ТК-17	27	85	№ 2		
ТК-18	65	75	№ 3		
			№ 4		
			№ 5		
			ТК-20		58

Манометрические термометры — основаны на изменении давления в замкнутой системе при нагревании. Манометрические термометры газовые ТПГ, жидкостные ТПЖ и ртутные ТПР предназначены для дистанционного измерения температуры от 0° до 300° С.

Таблица 298

Характеристика термопар

Тип	Материал электрода	Предельная температура, °С		Состав электрода	
		градуировки	рабочая	положительного	отрицательного
ТПШ	Платинородий-платина	1600	1300	Сплав: 10% Rh, 90% Pt	Платина
ТХА	Хромель-алюмель	1200	900	Хромель: 90% Ni, 9,7% Cr, 0,3% Si	Алюмель: 94,8% Ni, 2% Al, 2% Mn, 0,20% Fe, 1% Si
ТХК	Хромель-копель	800	600	Хромель	Копель: 55% Cu, 45% Ni
ТЖК	Железо-копель	800	600	Железо	Копель
ТМК	Медь-копель	600	350	Медь	То же

Термометры сопротивления основаны на изменении электрического сопротивления проводников при изменении их температуры. Зависимость между электрическим сопротивлением чистых металлов и температурой выражается формулой

$$R_t = R_0 (1 - \alpha_0 \Delta t^\circ), \quad (211)$$

где R_t и R_0 — сопротивление при температуре t и 0° ;

α — температурный коэффициент, зависящий от рода применяемого металла.

Платиновые термометры сопротивления применяются для измерения температур от -200 до $+500^\circ \text{C}$, медные — от -50 до $+100^\circ \text{C}$.

Термопары (термоэлектрические шротметры). Измерение температуры термопарами основано на измерении э. д. с., возникающей при нагревании места спая двух проводников из разных металлов. Характеристика термопар приведена в табл. 298.

Точность измерения температуры термопарами в пределах 5°C , суммарная ошибка не превышает 1—2%.

Для автоматического измерения и регулирования температуры применяются самопишущие электронные потенциометры и электронные автоматические мосты в комплекте с термопарами и термометрами сопротивления. В качестве показывающих и самопишущих приборов применяются логометры в комплекте с термометрами сопротивления и милливольтметры в комплекте с термопарами.

Температура пудлы замеряется жидкостными или манометрическими термометрами, которые погружаются в пудлу в защитных футлярах.

Для контроля температуры сушки концентратов (300 — 400°C) применяются термометры сопротивления и термопары.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Стр.

Предисловие	8
-------------	-------	---

РАЗДЕЛ 1

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССАХ ОБОГАЩЕНИЯ РУД

Глава I. Подготовительные процессы	5
Глава II. Основные процессы обогащения	8
Глава III. Вспомогательные процессы и процессы производственного обслуживания	18

РАЗДЕЛ 2

ОБОРУДОВАНИЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

Глава IV. Дробилки	19
1. Определение производительности щековых и конусных дробилок	19
2. Техническая характеристика щековых дробилок	23
3. Новые конструкции щековых дробилок	26
4. Эксплуатация щековых дробилок	29
5. Техническая характеристика конусных дробилок	35
6. Новые конструкции конусных дробилок	40
7. Эксплуатация конусных дробилок	46
8. Техническая характеристика валковых дробилок	56
9. Эксплуатация валковых дробилок	56
Глава V. Грохоты	58
10. Определение размеров и производительности плоских грохотов	58
11. Техническая характеристика инерционных наклонных грохотов	62
12. Новые конструкции грохотов	62
13. Дуговые грохоты (ситя дуговые)	67
14. Просеивающие поверхности	69
15. Эксплуатация грохотов	74
Глава VI. Мельницы	75
16. Определение типоразмера и производительности мельниц	75
17. Техническая характеристика шаровых и стержневых мельниц	86
18. Футеровка мельниц	87
19. Дробящая среда	94
20. Мельницы самоизмельчения	102
21. Эксплуатация мельниц	112
Глава VII. Гидравлические классификаторы	117
22. Гидравлические намерные и конусные классификаторы	117
23. Спиральные классификаторы	126
24. Эксплуатация гидравлических классификаторов	135
Глава VIII. Флотационные машины	137
25. Определение производительности флотационных машин	137
26. Техническая характеристика флотационных машин	139
27. Флотационные машины новых конструкций	145
28. Эксплуатация флотационных машин	176
29. Работа флотационных отделений	181

	Стр.
Глава IX. Отсадочные машины	184
§ 30. Определение производительности отсадочных машин	184
§ 31. Технические характеристики отсадочных машин	185
§ 32. Эксплуатация отсадочных машин	191
Глава X. Оборудование для обогащения в воде, текущей по наклонной плоскости	192
§ 33. Концентрационные столы	192
§ 34. Концентрационные столы новых конструкций	198
§ 35. Вибрационный концентратор ВК-2М	203
§ 36. Ирусные конусные сепараторы	204
Глава XI. Аппараты для обогащения в тяжелых суспензиях	208
§ 37. Определение производительности сепараторов	208
§ 38. Конусные сепараторы	209
§ 39. Промышленная практика обогащения руд в тяжелых суспензиях	212
§ 40. Эксплуатация суспензионных установок	215
Глава XII. Аппараты для обогащения в желобах	216
§ 41. Струйные желоба	216
§ 42. Винтовые сепараторы	216
§ 43. Шпалы (желоба)	220
Глава XIII. Магнитные сепараторы	222
§ 44. Определение производительности магнитных сепараторов	222
§ 45. Технические характеристики электромагнитных сепараторов	223
§ 46. Аппаратура для регенерации ферромагнитных утяжелителей	227
§ 47. Железосодержащие электромагнитные	228
§ 48. Эксплуатация электромагнитных сепараторов	231
§ 49. Магнитогидродинамические сепараторы (МГД)	232
Глава XIV. Электрические сепараторы	233
§ 50. Технические характеристики электрических сепараторов	233
§ 51. Эксплуатация электрических сепараторов	239
Глава XV. Оборудование для обезвоживания продуктов	240
§ 52. Сгустители	240
§ 53. Эксплуатация сгустителей	246
§ 54. Вакуум-фильтры	246
§ 55. Фильтровальная ткань	253
§ 56. Эксплуатация фильтровальных установок	254
§ 57. Вспомогательное оборудование отделений фильтрования и типовые схемы установок	257
Глава XVI. Оборудование внутризаводского транспорта	259
§ 58. Питатели	259
§ 59. Ленточные конвейеры	260
§ 60. Эксплуатация конвейеров и резиноканальных лент	265
§ 61. Насосы	268
§ 62. Эксплуатация насосов	273
§ 63. Самотечный транспорт	275
Глава XVII. Вспомогательное оборудование	278
§ 64. Контактные цепи и мешалки	278
§ 65. Питатели флотационных реагентов	281
§ 66. Эмгуляторы	286

РАЗДЕЛ 3

ПРОМЫШЛЕННЫЕ СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД

Глава XVIII. Медные сульфидные руды	290
Глава XIX. Медные окисленные руды	291
Глава XX. Медно-молибденовые руды	295
Глава XXI. Медно-цинково-пиритные руды	302
Глава XXII. Медно-никелевые руды	308
Глава XXIII. Медно-кобальтовые руды	309
Глава XXIV. Медно-свинцово-цинково-пиритные руды	314
Глава XXV. Свинцово-цинковые руды	319
Глава XXVI. Свинцовые руды	323
Глава XXVII. Золотосодержащие руды	325
Глава XXVIII. Висмутсодержащие руды	327
Глава XXIX. Баритсодержащие руды	328
Глава XXX. Оловянные руды	331

РАЗДЕЛ 4

ФЛОТАЦИОННЫЕ РЕАГЕНТЫ

	Стр.
Глава XXXI. Собиратели	333
§ 67. Классификация реагентов-собирателей	333
§ 68. Характеристика реагентов-собирателей	358
Глава XXXII. Пенообразователи	358
§ 69. Классификация пенообразователей	358
§ 70. Характеристика реагентов-пенообразователей	380
Глава XXXIII. Регуляторы	380
§ 71. Классификация реагентов-регуляторов	380
§ 72. Характеристика реагентов-регуляторов	403
Глава XXXIV. Флокулянты	404
§ 73. Классификация реагентов-флокулянтов	407
§ 74. Характеристика реагентов-флокулянтов	410
Глава XXXV. Приготовление растворов флотационных реагентов	410
§ 75. Методы приготовления рабочих растворов реагентов	410
§ 76. Расчет концентрации растворов реагентов	412

РАЗДЕЛ 5

ОПРОБОВАНИЕ РУД И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ И КОНТРОЛЬ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

Глава XXXVI. Опробование руд и продуктов обогащения	415
§ 77. Опробование сыпучих материалов	416
§ 78. Опробование пудры	420
§ 79. Опробование влажных продуктов	422
§ 80. Опробование реагентов и воды	422
§ 81. Обработка проб	423
§ 82. Баланс металлов	431
Глава XXXVII. Контроль технологического процесса	436
§ 83. Учет руды и концентратов	436
§ 84. Определение влажности	438
§ 85. Определение плотности	438
§ 86. Определение расхода воды и пудры	444
§ 87. Определение количества воздуха в пудре флотационных машин	447
§ 88. Определение содержания кислорода в воде и фабричных растворах	448
§ 89. Определение щелочности пудры и растворов	450
§ 90. Ситовый анализ	455
§ 91. Дисперсионный анализ	458
§ 92. Минералогический анализ	463
§ 93. Измерение температур	466

Осип Борисович Клебонов
Лазарь Яковлевич Шубов
Надежда Клементьевна Щеглова

Справочник технолога
по обогащению руд цветных металлов

Редактор издательства Н. Д. Балахова
Технические редакторы Л. Д. Аваномова,
О. Ю. Третьяков
Корректор Н. А. Громова

Сдано в набор 31/VIII 1973 г.
Подписано в печать 11/III 1974 г. Т-04656.
Формат 60 × 90^{1/16}. Бумага № 1. Печ. л. 29,5.
Уч. изд. л. 36,0. Тираж 5700 экз.
Заказ № 568/1864—11 Цена 2 р. 14 к.

Издательство «Недра», 163633,
Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.
Ленинградская типография № 6
«Советполиграфпрома»
при Государственном комитете
Совета Министров СССР
по делам издательства, полиграфии
и книжной торговли
196006, г. Ленинград, Московский пр., 91.