

СПРАВОЧНИК

ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ
РУДНЫХ
ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ
ФАБРИК

КНИГА 1



СПРАВОЧНИК

ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ РУДНЫХ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

В двух книгах

Редакционная коллегия:
проф., д-р техн. наук О. Н. Тихонов,
Г. Т. Сазонов,
канд. техн. наук В. В. Рыбаков,
канд. техн. наук В. Ф. Баранов

Книга 1



МОСКВА «НЕДРА» 1988

ББК 33.4
С 74
УДК [622.7:622.34]001.2

Авторы: В. Ф. Баранов (гл. 5), П. С. Вольфсон (гл. 7),
П. И. Круппа (гл. 4), В. С. Маримьяничев (гл. 6),
В. В. Рыбаков (гл. 2, 4), Г. Т. Сазонов (гл. 1),
О. Н. Тихонов (гл. 3)

Справочник по проектированию рудных обогатительных
С 74 фабрик: В 2 кн./Редкол.: О. Н. Тихонов и др.—М.: Недра,
1988.— Кн. 1/В. Ф. Баранов, П. С. Вольфсон, П. И. Круппа
и др.— с. 374: ил.

ISBN 5—247—01756—0

Изложены правила и нормы по расчету и выбору принципиальных схем рудоподготовки и обогащения, а также принятые на практике методики расчета схем и оборудования, примеры расчета на ЭВМ технологических транспортных схем, основных строительных конструкций, прочностных параметров дамб для хвостового хозяйства, оборотного водоснабжения и др. Даны рекомендации по компоновке основного оборудования, правила разработки генеральных планов и промплощадок обогатительных фабрик. Уделено внимание автоматизации технологических процессов и проектирования.

Для работников комплексных проектных институтов, обогатительных фабрик, студентов вузов.

С $\frac{2505000000-410}{043(01)-88}$ 311—88

ББК 33.4

ISBN 5—247—01755—2
ISBN 5—247—01756—0

© Издательство «Недра», 1988

ВВЕДЕНИЕ

В 12—13-й пятилетках намечено строительство ряда новых крупных обогатительных фабрик, а также расширение, модернизация и техническое перевооружение многих действующих предприятий за счет установки нового, более производительного оборудования, применения более эффективно действующих технологических схем и режимов, обеспечивающих существенное повышение производительности труда, экономию материальных и энергетических ресурсов, соблюдение требований законодательства Союза ССР по охране окружающей среды.

Проектирование обогатительной фабрики — это комплекс мероприятий, завершающих перевод полезного ископаемого из категории потенциальной ценности в реальную — товарную продукцию. При этом от правильности принятых решений зависят объем капитальных вложений в строительство будущей фабрики, доля активных фондов и эксплуатационные расходы при последующей работе, т. е. технико-экономические показатели проекта предприятия к моменту ввода его в эксплуатацию должны быть на уровне или превосходить лучшие мировые аналоги.

Важное значение при проектировании обогатительных фабрик имеют следующие этапы работ: выбор и расчет схемы обогащения; выбор и технологический расчет оборудования; выбор площади для размещения будущего предприятия и составление схемы сооружений; компоновка оборудования в цехах и предприятиях; решение вопросов, связанных с транспортировкой мокрых отходов, получаемых при обогащении, их складированием и использованием оборотных вод; организация электро- и водоснабжения, а также ремонтно-вспомогательного хозяйства; автоматизация технологических процессов; расчет капитальных затрат и эксплуатационных расходов создаваемого предприятия; организация и использование САПР.

Выбор метода обогащения осуществляется с учетом основных разделительных признаков (физические или физико-химические свойства) минералов. Главные разделительные признаки минералов — смачиваемость поверхности водой, плотность, магнитная восприимчивость, электрические свойства.

Схему обогащения выбирают, исходя из сепарационной характеристики обогатительного оборудования (т. е. способности аппаратов достаточно четко разделять минералы с разными свойствами), а также с учетом фракционного состава перерабатываемого сырья, характеризующего взаимосвязь между разделительным признаком и содержанием ценного компонента.

Обычно сульфиды цветных металлов, представляющие основные ценные минералы в рудах цветных и редких металлов, обладают после добавки реагентов пониженной смачиваемостью по сравнению с силикатными минералами пустой породы и избирательно извлекаются флотацией.

При производстве железных концентратов преобладают магнитные технологические схемы, так как основной минерал — магнетит характеризуется резко выраженными магнитными свойствами.

При обогащении золотых, оловянных, вольфрамитовых руд, в которых ценные минералы имеют высокую плотность, используются схемы гравитационного обогащения.

Одна из важных современных тенденций при проектировании технологических схем — комбинирование упомянутых методов обогащения для максимально полного и чистого извлечения ценных компонентов в концентраты с использованием различия двух, трех и более физических свойств минералов; так, применяют комбинированные схемы: гравитационно-флотационные, гравитационно-магнитные, флотационно-магнитные и т. д.

Другое важное направление — разработка и проектирование технологических схем, предусматривающих комплексное использование сырья, т. е. выделение по возможности всех минеральных компонентов в товарные продукты — концентраты.

В Справочнике рассматриваются два подхода к проектированию схем: 1) традиционный, в котором преобладают экспериментальные предпроектные исследования с разработкой схемы на основании лабораторных или полупромышленных испытаний на обогатимость или с использованием аналогичной существующей промышленной схемы; 2) проектирование оптимальных схем с учетом фракционного состава сырья и сепарационных характеристик оборудования, что, в частности, служит основой САПР технологических схем.

Современная тенденция в проектировании — использование оборудования большой единичной мощности, что, во-первых, обеспечивает повышение производительности труда на обогатительных фабриках и упрощает автоматизацию процесса, во-вторых, улучшает сепарационные характеристики оборудования, сокращает число пересистных и контрольных операций в технологических схемах, а также уменьшает машино- и энергоемкость схем.

В настоящее время отечественная машиностроительная промышленность осваивает производство оборудования нового поколения высокой надежности и ремонтпригодности, оснащенное микропроцессорной техникой.

Оптимальное размещение оборудования внутри цехов, а также рациональное взаимное расположение цехов обогатительной фабрики (включая хвостохранилище) на промышленной площадке,

их архитектурно-строительное оформление — основные технические решения проекта.

В Справочнике особое внимание уделено средствам и системам автоматизации технологических процессов и особенно проектированию АСУТП, представляющих собой одну из основных тенденций в научно-техническом прогрессе. Следует отметить важность САПР — систем автоматического проектирования — при разработке проекта обогатительной фабрики в целом или в его отдельных частях.

Важнейший конструктивный творческий элемент — сравнение конкурирующих вариантов при выборе технологии, оборудования, компоновки, что связано с емкими математическими расчетами. В этих расчетах может существовать ограниченный «дискретный» ряд конкурирующих вариантов или же множество «плавно изменяемых» вариантов. Лучший вариант — окончательное проектное решение — выбирается с учетом того или иного критерия оптимальности. В прошлом, при традиционных ручных расчетах, просто не хватало времени для сравнения всех вариантов и решающее значение имели опыт и инженерная интуиция, что не гарантировало оптимальности проектного решения и не исключало грубых ошибок. Применение современных ЭВМ решает в принципе проблему емкости расчетов и позволяет выполнять задачи по выбору оптимальной технологической схемы и ее аппаратного и компоновочного оформления с использованием различных критериев.

Справочник выпускается в двух книгах. В первой книге приведены общие сведения по проектированию, выбору и расчету технологических схем, в том числе с учетом сепарационных характеристик, а также выбору и расчету основного оборудования и его компоновки. Во второй книге рассмотрено проектирование ремонтно-вспомогательного хозяйства, электроснабжения, хвостохранилищ, уделено внимание автоматизации технологических процессов и САПР, приведены данные о технико-экономической характеристике обогатительных фабрик. Единый список литературы приведен во второй книге Справочника.

При подготовке Справочника широко использовались литературные данные, нормативные документы, а также материалы, представленные фабриками, научно-исследовательскими и проектными институтами.

**1.1. ОРГАНИЗАЦИЯ НАУЧНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ НА СТАДИИ
ПРЕДПРОЕКТНЫХ РАБОТ**

На стадии предпроектных работ выполняются научные исследования в объеме рекомендаций по технологическому регламенту. Состав, содержание, порядок разработки, согласование и утверждение технологических регламентов, выполняемых научно-исследовательскими организациями для разработки проектов строительства новых, расширения, реконструкции или технического перевооружения действующих обогатительных фабрик, определяются соответствующими инструкциями о порядке разработки, согласования и утверждения технологических регламентов при использовании их при проектировании предприятий цветной и черной металлургии.

Технологический регламент наряду с заданием на проектирование является обязательным, основополагающим документом для разработки проекта (рабочего проекта).

Технологический регламент может разрабатываться на один технологический процесс или на несколько взаимосвязанных технологических процессов, закладываемых в проект обогатительной фабрики и объединяемых в один общий технологический регламент, необходимый для разработки проекта этого предприятия.

При разработке технологических регламентов должны быть учтены и использованы данные последних достижений науки и техники в области технологии производства и оборудования, проверенные опытом работы действующих обогатительных фабрик, а также результаты законченных научно-исследовательских, опытно-конструкторских и опытно-промышленных работ по технологическим процессам и оборудованию, закладываемым в проект.

Технологический регламент разрабатывается соответствующим по профилю головным научно-исследовательским институтом с привлечением при необходимости организаций-соисполнителей для проведения ими научно-исследовательских работ по отдельным вопросам технологии и аппаратурного оформления схем.

Для предпроектных проработок (технико-экономические обоснования, технико-экономические расчеты, проектные предложения) при отсутствии законченных исследований головные научно-исследовательские институты разрабатывают по заявкам проектных институтов рекомендации по технологическому регламенту.

1.1.1. ТРЕБОВАНИЯ ПО СОСТАВУ И СОДЕРЖАНИЮ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РЕГЛАМЕНТА

Предлагаемые в технологическом регламенте решения должны обеспечивать:

- внедрение новейших достижений науки и техники в области технологии производства и оборудования на уровне лучших мировых достижений или превосходящих их;

- механизацию и автоматизацию основных и вспомогательных производственных процессов, автоматизацию управления производством;

- высокое качество продукции;

- снижение стоимости и сокращение сроков строительства;

- комплексное и рациональное использование природных ресурсов;

- снижение трудоемкости, материало- и энергоемкости, использование вторичных энергоресурсов и отходов производства;

- нормальные санитарно-гигиенические и безопасные условия труда;

- охрану окружающей среды от загрязнения и утилизацию отходов производства;

- высокие технико-экономические показатели производства.

Для обогащательных предприятий технологический регламент должен содержать:

- минеральный, гранулометрический, химический и рациональный составы, промышленные технологические типы и технологические сорта руд;

- физико-механические свойства промышленных технологических типов и технологических сортов руд;

- данные дробимости, измельчаемости и промываемости исходной руды, склонность минералов к переизмельчению и ошламование, насыпную плотность продуктов дробления по переделам, их подвижность, слеживаемость, угол естественного откоса;

- физико-химические константы и свойства пылей, рекомендаций по переработке пылей;

- возможные колебания показателей качества руды (влияние колебаний качества руды на показатели технологического процесса, возможные колебания выхода и качества концентратов и промежуточных продуктов — хвостов; необходимость усреднения руды или раздельной переработки выделенных технологических сортов руд);

- характеристику вкрапленности минералов, крупность измельчения для раскрытия минералов, оптимальную крупность измельчения;

- возможность и целесообразность предварительного обогащения кусковой руды (предконцентрация);

- возможность и целесообразность использования самоизмельчения и рудногалечного измельчения;

рекомендуемую технологическую схему с учетом комплексного использования сырья и отходов (на схеме должны быть указаны технологические показатели, режимные параметры);

реагентный режим с приведением перечня и расхода реагентов и указанием точек подачи;

рекомендации по выбору оборудования, коэффициенты и удельные производительности оборудования по всем операциям;

абразивность перерабатываемого сырья, щелочность или кислотность пульпы, рекомендации по защите оборудования и технологических коммуникаций;

данные по обесшламливанию, сгущаемости и фильтруемости промежуточных продуктов, концентратов, хвостов;

данные по балансу водопотребления, водно-шламовой схеме;

баланс металлов (рекомендации по показателям извлечения металлов, ценных минералов и серы в готовую продукцию и их распределение по продуктам обогащения; рекомендуемые показатели комплексности использования сырья, включая хвосты обогащения; удельные нормы расхода технологических материалов, топливно-энергетических ресурсов);

химический и минеральный составы готовой продукции и отвальных хвостов;

требования и условия использования оборотной воды и ее очистки (схема, степень и качество очистки), рекомендуемый уровень водооборота;

другие рекомендации, необходимые для проектирования;

рекомендации для конструирования основного технологического оборудования, а также для нестандартизированного оборудования, эксплуатирующегося в специфических условиях.

Метрологическое обеспечение:

перечень контролируемых параметров с указанием точек измерения в технологической схеме;

диапазон и периодичность измерений;

технологические допустимые пределы погрешности измерений и предел запаздывания информации по каждому параметру исходных материалов собственно процесса, конечной продукции, включая подготовительные, основные и вспомогательные операции;

рекомендуемые способы измерений.

Рекомендации по снижению расхода топливно-энергетических ресурсов, использованию вторичных энергоресурсов, в том числе низкопотенциальных.

Рекомендации по механизации ручного труда, в том числе на ремонтных работах и вспомогательных операциях.

Рекомендации по автоматизации производственных процессов, включая предложения по использованию промышленных роботов.

Требования безопасности по предлагаемому технологическому процессу, включая:

данные о соответствии предлагаемого технологического процесса требованиям безопасности труда;

данные о наличии опасных и вредных производственных факторов, их уровни, качественные и количественные характеристики и источники выделения;

рекомендации, направленные на предотвращение или снижение воздействия опасных и вредных производственных факторов на работающих агрегатах до уровней, не превышающих установленные нормы.

Дополнительные исходные данные, определенные проектным институтом в технических требованиях, указанных в заявке на разработку технологического регламента (например, дополнительные исходные данные, необходимые для проектирования разработки россыпных месторождений, золотоизвлекательных фабрик, фабрик с гидрометаллургической схемой переработки руд благородных металлов и др.).

Технико-экономические показатели и сопоставление их с показателями передовых отечественных и зарубежных предприятий аналогов.

Допускается при необходимости расширять состав и содержание разделов технологических регламентов. К технологическому регламенту должны быть приложены:

акт экспертизы о возможности открытой публикации материалов технологического регламента и патентный формуляр о проверке на патентную чистоту;

копия заявки проектной организации на разработку технологического регламента;

перечень использованных авторских свидетельств, научно-исследовательских разработок, лабораторных и промышленных испытаний, поданных заявок на изобретения.

Могут быть приложены также и вспомогательные материалы для использования их при проектировании.

Рекомендации по технологическому регламенту для предпроектных проработок при отсутствии законченных исследований могут выдаваться в сокращенном по сравнению с технологическим регламентом в полном объеме, но достаточном для предпроектных проработок. Этот объем определяется проектным институтом в заявке на разработку рекомендаций.

1.1.2. ПОРЯДОК РАЗРАБОТКИ, РАССМОТРЕНИЯ И УТВЕРЖДЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РЕГЛАМЕНТА

Технологический регламент разрабатывается головным научно-исследовательским институтом по заявке проектного института. Заявки на разработку технологических регламентов составляются проектными институтами для всех намечаемых к разработке про-

ектов (рабочих проектов). Заявки передаются головным научно-исследовательским институтам и организациям — заказчикам проектов для включения их в план научно-исследовательских работ института заблаговременно.

Срок выдачи законченного и утвержденного технологического регламента указывается в заявке проектного института исходя из срока начала проектирования и окончательно определяется при утверждении тематических планов работ научно-исследовательских институтов. При необходимости проектные институты могут выдавать заявки на разработку дополнительных (срочных) технологических регламентов на какой-либо технологический процесс, закладываемый в проект, но не отраженный в общем технологическом регламенте.

Научно-исследовательские институты могут привлекать проектные институты и организации-заказчики, по заявкам которых они разрабатывают технологические регламенты, для совместной оценки научно-технического уровня разрабатываемых и принимаемых технологических процессов.

Разработанный технологический регламент должен быть рассмотрен и одобрен научно-техническим советом научно-исследовательского института-разработчика. Порядок рассмотрения такой же, как и рассмотрение отчетов о научно-исследовательской работе.

Технологический регламент утверждается министерствами в установленном порядке.

Срок действия утвержденного технологического регламента, как правило, не должен превышать 5 лет. Для использования регламента при разработке проектов сверх указанного срока он корректируется научно-исследовательским институтом-разработчиком или срок его действия продлевается.

1.1.3. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РЕГЛАМЕНТА ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ

Проектные институты, использующие при проектировании разработанные по их заявкам технологические регламенты (или рекомендации), обязаны согласовывать принимаемые ими проектные решения в технологической части с научно-исследовательскими институтами — разработчиками технологических регламентов (рекомендаций). Это согласование оформляется соответствующими протоколами.

Разногласия по использованию технологического регламента при проектировании, возникающие между проектным институтом и научно-исследовательским институтом — разработчиком регламента, рассматриваются и решаются вышестоящими организациями.

Научно-исследовательский институт — разработчик технологического регламента и проектный институт, использовавший в своем

проекте этот технологический регламент, обязаны на договорных началах с организацией — заказчиком участвовать в пусконаладочных работах, освоении оборудования и технологии до достижения на запроектированном предприятии проектных показателей.

За правильность и полноту разработки технологического регламента, за точность определенных в нем исходных данных для проектирования несет ответственность головной научно-исследовательский институт — разработчик регламента.

За правильное использование технологического регламента и приведенных в нем исходных данных при проектировании отвечает проектный институт — разработчик проекта.

1.2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Для разработки проекта обогатительной фабрики необходимо иметь: задание на проектирование; акт выбора площадки для строительства и экономические данные о районе строительства; достоверную промышленную оценку месторождения с подсчетом запасов, утвержденных ГКЗ СССР; данные геолого-технологической изученности месторождения и исследований полезного ископаемого (исходной руды) на обогатимость; основные данные по горной части проекта.

Порядок составления задания на проектирование предприятия, здания и сооружения производственного назначения, общие требования к содержанию задания и порядок его утверждения, а также порядок и условия выбора площадки для строительства промышленного объекта (фабрики) установлены СНиП 1.01.01—85.

Для выбора площадки строительства министерством, ведомством-заказчиком создается комиссия из представителей: заказчика проекта, проектных организаций — генерального проектировщика, субподрядных проектных и изыскательских организаций, а также других представительств и заинтересованных организаций.

Комиссия составляет акт о выборе площадки для строительства, утверждаемый в установленном законодательством порядке, являющийся документом о согласовании принятых решений и условий на присоединение предприятий, зданий, сооружений к источникам энергоснабжения, инженерным сетям и коммуникациям, а также намечаемых мероприятий по охране окружающей природной среды.

Выбор площадки строительства производится в соответствии с Основами земельного, водного законодательства Союза ССР и союзных республик, другими законодательными актами, а также с учетом проектов районной планировки и в необходимых случаях проекта планировки городов (поселков) и других региональных схем развития.

При выборе площадки для строительства и составления задания на проектирование необходимо иметь и учитывать экономиче-

ские данные о районе строительства. Данные должны содержать сведения о ближайших населенных пунктах; наличии близкорасположенных промышленных и сельскохозяйственных объектов; перспективах их развития; наличии свободных трудовых ресурсов; транспортных условиях; расстояниях до ближайших железнодорожных станций; крупных автомобильных магистралей и т. п.; а также сведения по источникам тепла (его видам, характеристике, источнике поставки); источнике электроснабжения; его характеристике; технические условия на присоединение объектов к энергосистеме; род и напряжение тока; стоимость 1 кВт·ч; степень обеспечения по источникам водоснабжения с полной характеристикой по качественным и количественным показателям.

Необходимы также данные о согласованной с местной и центральной инспекциями пожарной охраны системе пожаротушения; требования действующих специальных постановлений по району строительства со стороны пограничной охраны, Госсанинспекции, Советской Армии и других гражданских и государственных органов.

Должны быть краткие сведения о наличии в районе строительства запасов строительных материалов (в виде месторождений), степень их изученности, сведения об их утверждении, размерах добычи и направлениях их промышленного использования.

По площадке предполагаемого строительства (земельного отвода) должна быть дана производственная характеристика земель (средние данные по урожайности, бонитировка почв, таксационная характеристика лесонасаждения и др.).

Строительство фабрики, как правило, следует располагать на землях, не пригодных для сельскохозяйственного использования, а также с соблюдением требований по охране природы и обязательным заключением о безрудности застраиваемого участка.

Решающими факторами при выборе конкретной площадки для строительства фабрики являются: транспорт руды, концентратов и хвостов обогащения; источники водоснабжения; инженерно-геологические условия; размещение хвостохранилища; размещение жилого поселка; охрана окружающей среды.

Рекомендуется выбор нескольких площадок размещения строительства фабрики (вариантность площадок); окончательный выбор должен быть обоснован сопоставлением всех технико-экономических показателей размещения. Площадь под застройку объектов обогатительной фабрики должна учитывать ожидаемую структуру и планировочные решения по ситуационному и генеральному плану фабрики.

Проектирование горно-обогатительного предприятия должно осуществляться на базе отчета о детальной разведке месторождения с подсчетом запасов, утвержденных ГКЗ СССР.

Единые, установленные для СССР принципы подсчета и государственного учета запасов твердых полезных ископаемых

в недрах по степени их изученности и народнохозяйственному значению, условия, определяющие подготовленность разведанных месторождений для промышленного освоения, изложены в Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых (ГКЗ СССР, 1981 г.).

Запасы твердых полезных ископаемых по степени их разведанности и изученности подразделяются на следующие категории: разведанные — категории А, В и С; предварительно оцененные — категория С₂; прогнозные ресурсы — категории Р₁, Р₂ и Р₃.

Последние оцениваются до глубин, доступных для эксплуатации при современном или возможном в ближайшей перспективе технико-экономическом уровне разработки месторождений, с учетом особенностей качества и технологических свойств данного вида минерального сырья.

По народнохозяйственному значению запасы подразделяются на две группы:

балансовые, использование которых согласно утвержденным кондициям экономически целесообразно при существующей либо осваиваемой промышленностью прогрессивной технике и технологии добычи и переработки сырья с соблюдением требований по рациональному использованию недр и охране окружающей среды;

забалансовые, использование которых согласно утвержденным кондициям в настоящее время экономически нецелесообразно или технически и технологически невозможно, но которые могут быть в дальнейшем переведены в балансовые.

Для подготовленных к промышленному освоению месторождений должны быть соблюдены следующие основные условия:

балансовые запасы основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, а также содержащихся в них компонентов (попутных), имеющих промышленное значение, должны быть утверждены ГКЗ СССР или в соответствующих случаях территориальными комиссиями по запасам полезных ископаемых Мингео СССР (ТКЗ);

утвержденные в установленном порядке балансовые запасы полезных ископаемых (основных компонентов в комплексных рудах), используемые при проектировании предприятий по добыче полезных ископаемых, должны иметь определенные соотношения различных категорий (в процентах).

По передаваемым для промышленного освоения месторождениям технологической оценкой запасов, выполняемой на основании результатов геолого-технологического картирования и технологического опробования, должно быть охарактеризовано качество руды в запасах, выявлена пространственная закономерность ее изменчивости в пределах месторождения, определены природные (геологические) и выделены промышленные (технологические) типы и сорта руд; произведен необходимый объем технологи-

ского опробования; определены основные технологические параметры обогащения с учетом комплексного извлечения содержащихся в рудах и имеющих промышленное значение компонентов. В соответствии с требованиями к комплексному изучению руд месторождений должны быть получены полные данные о сопутствующих полезных компонентах и вредных примесях, должны быть выяснены формы нахождения и баланс их распределения в продуктах обогащения и концентратах; выполнены требования для подсчета запасов: основных, попутных и других полезных ископаемых, залегающих совместно с основными.

Требования к технологической оценке запасов, разведанных до различных категорий, приведены в табл. 1.1.

Изучение попутных компонентов и подсчет их запасов должны быть произведены на основании Требований к комплексному изучению месторождений и подсчету запасов попутных полезных ископаемых и компонентов (ГКЗ СССР, 1982 г.).

Вскрышные и вмещающие породы должны быть разведаны и изучены в степени, достаточной для определения промышленного использования. Запасы их и кондиции на них должны утверждаться на основании Положения о порядке утверждения кондиций и запасов вскрышных и вмещающих пород, пригодных для использования в народном хозяйстве (ГКЗ СССР, 1982 г.).

Технологические исследования, проводимые на всех стадиях разведки, а также при разработке месторождений должны проводиться на представительных пробах.

Отбор проб для технологических исследований должен проводиться в соответствии с временным методическим руководством — Технологическое опробование месторождений цветных металлов в процессе разведки (Минцветмет СССР и Мингео СССР, 1982 г.).

Для проектирования обогатительной фабрики необходимо иметь следующие данные по горной части проекта:

- производительность рудника (карьера) по исходной руде и календарный план отработки месторождения с указанием качественных параметров руды по годам и периодам эксплуатации;

- данные по способу добычи руды (подземный способ или открытый) и режиму работы рудника (карьера): число дней в году, число смен и часов в сутки;

- степень разубоживания при отработке месторождения, вид добычи — селективная (по промышленным типам) или валовая; способ вскрытия и разработки месторождения; вид внутрикарьерного транспорта с данными о технологии ведения горных работ, в частности о циклично-поточной технологии для открытых карьеров; режим подачи руды на фабрику с учетом сортности в разрезе суток, недели, квартала; вид транспортных средств; максимальный размер куска в исходной руде, подаваемой на обогатительную фабрику;

Т а б л и ц а 1.1. Требования к изученности вещественного состава и технологических свойств запасов руд, разведанных по различным категориям

Категории запасов			
А	В	С ₁	С ₂
Определены природные разновидности, выделены и охотурены промышленные (технологические) типы и сорта полезного ископаемого, установлены их состав, свойства и распределение ценных и вредных компонентов по минеральным формам; качество выделенных промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого охарактеризовано по всем предусмотренным кондициями показателями. Технологические свойства полезного ископаемого изучены с детальностью, обеспечивающей получение исходных, достаточных для проектирования технологической схемы его переработки с комплексным извлечением содержащихся в нем компонентов, имеющих промышленное значение	Определены природные разновидности, выделены и по возможности охотурены промышленные (технологические) типы полезного ископаемого; при невозможности охотуривания установлены закономерности пространственного распределения и количественного соотношения промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого, минеральных и вредных компонентов; качество выделенных промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого охарактеризовано по всем предусмотренным кондициями показателям. Технологические свойства полезного ископаемого изучены в степени, необходимой для выбора принципиальной технологической схемы переработки, обеспечивающей рациональное и комплексное его использование с извлечением компонентов, имеющих промышленное значение	Определены природные разновидности и промышленные (технологические) типы полезного ископаемого, установлены общие закономерности их пространственного распространения и количественные соотношения промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого, формы нахождения полезных и вредных компонентов; качество выделенных промышленных (технологических) типов и сортов охарактеризовано по всем предусмотренным кондициями показателям. Технологические свойства полезного ископаемого охарактеризованы в степени, позволяющей предварительно охарактеризовать их основные показатели	Качество и технологические свойства полезного ископаемого определены по результатам исследований единичных лабораторных проб либо оценены по аналогии с более изученными участками того же или другого подобного месторождения

сведения о решениях по организации подготовки руды к обогащению и системе управления качеством руды при добыче на стадии оперативного планирования и управления горнотранспортными работами и усреднения руды на руднике.

1.3. СТАДИИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Порядок разработки проектно-сметной документации в одну стадию — рабочий проект или в две стадии — проект и рабочая документация определяется в ТЭО (ТЭР), имея в виду, что проектирование технически несложных и других объектов, определяемых министерствами и ведомствами, а также предприятий, зданий и сооружений, строительство которых должно осуществляться преимущественно по типовым и повторно применяемым проектам, и объектов технического перевооружения выполняется в одну стадию.

Стадийность разработки проектно-сметной документации определяется инстанцией, утверждающей ТЭО (ТЭР), с учетом необходимости дальнейшей детализации и уточнения основных технических решений.

При разработке проектов на сложные объекты отдельные технологические, конструктивные, архитектурные и другие решения могут разрабатываться в нескольких вариантах и на конкурсной основе.

По крупным стройкам с длительным сроком проектирования, включенным в государственный план экономического и социального развития СССР при наличии утвержденных ТЭО, исходных данных по прогрессивным технологиям производства и оборудованию, генерального плана стройки и проекта организации строительства, в исключительных случаях с разрешения министерства и ведомства СССР или Совета Министров союзной республики могут осуществляться разработка рабочей документации на объем работ первого года строительства предприятия (сооружения) в установленном порядке до утверждения проекта и подготовительные и строительно-монтажные работы по внеплощадочным сооружениям и коммуникациям, объектам производственной базы, жилым домам, объектам социально-культурно-бытового назначения для подрядных организаций в объемах, согласованных с Госпланом СССР.

В случае, когда в ТЭО (ТЭР) предусматривается строительство предприятий и сооружений по очередям, состав и продолжительность их осуществления окончательно уточняются при разработке рабочего проекта (проекта).

В рабочем проекте (проекте) должны в соответствии с требованиями задания на проектирование выделяться пусковые комплексы, в состав которых включаются объекты основного производственного, вспомогательного и обслуживающего назначения,

энергетического, транспортного и складского хозяйств, связи, инженерные коммуникации и очистные сооружения, обеспечивающие выпуск продукции (оказание услуг) в установленном объеме и полную переработку отходов производства, нормативные санитарно-бытовые условия для работающих, а также включаются объекты, связанные с охраной окружающей природной среды.

В исключительных случаях изменения в состав пусковых комплексов могут вноситься органом, утвердившим рабочий проект или проект (по проектам, утвержденным Советом Министров СССР,— после предварительного рассмотрения изменений Госпланом СССР и Госстроем СССР). При этом из состава пусковых комплексов не должны исключаться здания и сооружения, предназначенные для санитарно-бытового обслуживания работников, обеспечения здоровых и безопасных условий труда, эффективной очистки, обезвреживания и улавливания вредных выбросов в атмосферу, воду и почву, а также подъездные пути с фронтами погрузки и выгрузки, линии связи и мелиоративные мероприятия.

Изменения состава пусковых комплексов, связанные с уточнением вводимых в действие производственных мощностей, предусмотренных планом экономического и социального развития СССР, могут производиться с разрешения Совета Министров СССР.

В рабочих проектах (проектах) предприятий и сооружений отраслей народного хозяйства и отраслей промышленности необходимо предусматривать опережающее строительство и ввод в действие жилых домов, зданий и помещений социально-бытового назначения, общественного питания, здравоохранения, автомобильных и железных дорог, средств связи, сооружений, связанных с защитой территорий от опасных геологических процессов, а также других вспомогательных зданий и сооружений, которые могут быть использованы в период строительства.

При проектировании предприятий и сооружений, для которых в утвержденных ТЭО (ТЭР) предусмотрено наращивание или создание мощностей базы строительной индустрии за счет средств на это строительство, составляется отдельный рабочий проект (проект) со сводным сметным расчетом стоимости на строительство этой базы, данные которого включаются в сводку затрат к рабочему проекту (проекту) предприятия, сооружения.

Проектирование общеузовых объектов следует выполнять, как правило, с учетом опережающего (по сравнению с объектами основного производственного назначения) строительства их в составе и объемах, необходимых для обеспечения ввода в действие предприятий и сооружений или их очередей, включенных в состав промышленного узла, в установленные сроки.

Для предприятий и сооружений со сложной и неосвоенной технологией производства в проектах необходимо в обоснованных случаях предусматривать опережающее строительство и ввод

в действие экспериментальных лабораторий, опытных цехов и стендов для выполнения исследований, отработки и испытания новой техники, оборудования материалов и изделий.

При проектировании предприятий, зданий и сооружений (кроме технически несложных объектов) генеральный проектировщик (или, по его поручению, проектная организация строительного профиля) разрабатывает основные положения на строительное проектирование и представляет их заказчику для получения заключения генерального подрядчика. Основные положения должны обеспечивать единство строительных решений и широкое применение наиболее экономичных проектных решений, снижение сметной стоимости и трудоемкости строительства, сокращение расхода материальных ресурсов.

При этом использование в проектах зданий и сооружений конструкций и изделий, включенных в территориальные каталоги, а также ведомственные каталоги для специализированных видов строительства, утвержденные по согласованию с Госстроем СССР, не требует согласования с подрядной организацией, осуществляющей строительство в районе действия данного каталога.

При проектировании особо сложных и уникальных зданий и сооружений заказчиком проекта совместно с генеральным проектировщиком, соответствующими головными научно-исследовательскими и специализированными проектными организациями должны разрабатываться специальные технические условия, отражающие специфику их проектирования, строительства и эксплуатации.

Расчеты таких зданий, сооружений и их конструкций также следует выполнять с привлечением указанных научно-исследовательских и проектных организаций.

В случаях, когда с намечаемым строительством предприятия (сооружения) необходимо создание города (поселка) или развитие существующего города (поселка) и на эти цели предусматриваются капитальные вложения, в составе проекта предприятия (сооружения) разрабатывается проектно-сметная документация в соответствии с требованиями Инструкции о составе, порядке разработки, согласования и утверждения схем и проектов районной планировки, планировки и застройки городов, поселков и сельских населенных пунктов.

При относительно небольших объемах жилищно-гражданского строительства (когда необходимо строительство одного или нескольких домов) в составе рабочего проекта (проекта) предприятия, сооружения указанная документация не разрабатывается.

1.4. УКАЗАНИЯ И НОРМЫ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ

СНиП 1.02.01—85 регламентирует состав, порядок разработки, согласования и утверждения проектно-сметной документации на новое строительство, расширение, реконструкцию и техническое пе-

ревооружение действующих предприятий, зданий и сооружений¹ отраслей народного хозяйства, отраслей промышленности и видов строительства.

Типовая проектная документация разрабатывается, согласовывается и утверждается в соответствии с Инструкцией по типовому проектированию, утвержденной Госстроем СССР.

Проектно-сметная документация на экспериментальное строительство разрабатывается в соответствии с Положением о проектировании и строительстве экспериментальных объектов, утвержденным Госстроем СССР, Госпланом СССР, ГКНТ и Госкомтрудом СССР.

Проектирование предприятий, зданий и сооружений для строительства за границей осуществляется в соответствии с Инструкцией по проектированию объектов для строительства за границей и требованиями других нормативных актов Госстроя СССР и ГКЭС.

Министерства и ведомства СССР, органы государственного надзора и общественные организации в соответствии с предоставленными им правами в необходимых случаях могут с учетом СНиП 1.02.01—85 разрабатывать нормативные документы по проектированию, отражающие специфику отдельных отраслей народного хозяйства, отраслей промышленности и видов строительства, и утверждать их по согласованию с Госстроем СССР. Например, Нормы технологического проектирования флотационных фабрик для руд цветных металлов ВНТП 21 — 86/МЦМ СССР.

1.5. СОСТАВ ПРОЕКТА

1.5.1. РАБОЧИЙ ПРОЕКТ

Рабочий проект (проект) на новое строительство, расширение и реконструкцию действующих предприятий, зданий и сооружений или их очередей должен состоять из следующих разделов: общая пояснительная записка; генеральный план и транспорт; технологические решения; научная организация труда рабочих и служащих; управление предприятием; строительные решения; организация строительства; охрана окружающей природной среды; жилищно-гражданское строительство; сметная документация; паспорт рабочего проекта (проекта).

В состав рабочего проекта следует включать также рабочую документацию, которая разрабатывается в целом на строительство предприятия, здания и сооружения или их очередей при его продолжительности (по нормам) до двух лет, при большей

¹ Новое строительство, расширение, реконструкция и техническое перевооружение действующих предприятий, зданий и сооружений в дальнейшем именуется «строительство предприятий, зданий и сооружений».

продолжительности — на годовой объем строительно-монтажных работ. На отдельные объекты, входящие в состав предприятия и сооружения, со сроками их строительства до одного года, рабочая документация разрабатывается в целом на эти объекты.

Установленные требования к рабочему проекту предусматривают состав и содержание разделов, которые могут быть сокращены министерствами и ведомствами с учетом специфики проектирования и сложности объектов отрасли в утверждаемых ими эталонах рабочего проекта.

В соответствующих разделах проекта, а также рабочего проекта (кроме рабочей документации) при продолжительности строительства предприятия, здания и сооружения по нормам более двух лет следует приводить:

спецификации оборудования, составляемые по форме, установленной ГОСТ 21.110—82, для размещения заказов на технологическое, энергетическое, подъемно-транспортное, насосно-компрессорное, специальное и другое оборудование, на изготовление которого необходимо длительное время, а также на оборудование, исходные данные по которому проектные организации получают от заводов-изготовителей;

ведомости, составляемые применительно к указанной форме спецификации, на остальное оборудование, в том числе и нестандартизированное;

данные по техническим проектам на машины и оборудование с длительным циклом разработки, конструирования и изготовления, полученные от организаций (предприятий)-разработчиков, разработанные в соответствии с комплексными планами-графиками выполнения научно-исследовательских, конструкторских и проектных работ;

исходные требования к разработке конструкторской документации по оборудованию индивидуального изготовления, включая нетиповое и нестандартизированное, составляемые в соответствии с ГОСТ 15.001—73.

Рабочий проект на техническое перевооружение действующих предприятий, зданий и сооружений должен состоять из следующих разделов:

общая пояснительная записка, содержащая: краткую характеристику состояния объекта и решения по применению новой техники, технологии и оборудования; уровень автоматизации и решения по управлению технологическими процессами; мероприятия по охране окружающей природной среды, пожаробезопасности и охране труда; основные технико-экономические показатели и результаты расчетов экономической эффективности проектных решений; данные об объемах строительных и монтажных работ, о потребности в материальных, энергетических и трудовых ресурсах; решения по организации выполнения строительно-монтажных работ;

сметная документация.

В состав рабочего проекта включается рабочая документация. По согласованию с подрядными строительными и монтажными организациями рабочая документация на техническое перевооружение объектов или выполнение видов работ может разрабатываться в сокращенном объеме и составе, а в отдельных случаях для определения сметной стоимости намечаемого технического перевооружения допускается (при проведении обследований действующих производств, конструкций зданий и сооружений) составление только ведомостей, содержащих перечень и объемы строительных и монтажных работ.

Материалы рабочего проекта (проекта) должны быть подписаны:

разделы «Общая пояснительная записка», «Генеральный план и транспорт», «Технологические решения» — директором (главным инженером) проектной организации, главным инженером (главным архитектором) проекта, начальником отдела, специалистом, осуществляющим нормоконтроль, и исполнителями;

другие разделы рабочего проекта и основные чертежи — главным инженером проекта, начальником отдела, специалистом, осуществляющим нормоконтроль, и исполнителями;

сметная документация — должностными лицами, указанными в соответствующих формах этих документов.

1.5.2. СОСТАВ И СОДЕРЖАНИЕ РАБОЧЕГО ПРОЕКТА (ПРОЕКТА) НА НОВОЕ СТРОИТЕЛЬСТВО, РАСШИРЕНИЕ И РЕКОНСТРУКЦИЮ ОБЪЕКТОВ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО НАЗНАЧЕНИЯ

Общая пояснительная записка. Основание для разработки рабочего проекта (проекта); исходные данные для проектирования; краткая характеристика предприятия (сооружения) и его состав; данные о проектной мощности, номенклатуре, качестве и техническом уровне продукции, сырьевой базе; принципиальные решения по организации производств, труда и управления; результаты расчетов численного и профессионально-квалификационного состава работающих; число и оснащенность рабочих мест; сведения об организации, специализации и кооперировании основного и вспомогательного производств (с учетом намечаемого развития производственного объединения, в состав которого входит проектируемое предприятие); сведения о потребности в топливе, воде, тепловой и электрической энергии и др.; сведения о пусковых комплексах и их основные технико-экономические показатели; организация и сроки строительства и освоение проектных мощностей; данные по экономике производства, себестоимости продукции, эффективности капитальных вложений и использованных в проекте достижений науки и техники; основные решения и показатели по генеральному плану, инженерным сетям и комму-

никациям; сведения о защитных сооружениях (оформляются в установленном порядке).

В данном разделе приводятся сведения о комплексном и рациональном использовании сырья, отходов производства, вторичных энергоресурсов при выпуске продукции и решениях по рациональному и экономному использованию трудовых, материальных и энергетических ресурсов в строительстве с указанием удельных показателей их расхода на производство единицы продукции, на единицу создаваемой мощности и на 1 млн. руб. строительно-монтажных работ и сравнение их с показателями лучших отечественных предприятий, сооружений и с показателями, установленными в задании на проектирование.

В составе раздела «Общая пояснительная записка» следует приводить: общие сведения и данные, характеризующие предусматриваемые природоохранные мероприятия, обеспечивающие предотвращение отрицательного воздействия проектируемого объекта на окружающую природную среду; сведения об использованных в проекте изобретениях (указываются номера авторских свидетельств и заявок на используемые изобретения, по которым принято решение о выдаче авторских свидетельств), а также сведения о проведенных дополнительных согласованиях проектных решений и соблюдении норм, правил, инструкций и государственных стандартов.

На основе вариантного проектирования даются оценка прогрессивности и эффективности принятых решений и сравнение технико-экономических показателей с показателями, утвержденными в ТЭО (ТЭР). Приводятся данные о соответствии принятых технологий, оборудования, строительных решений, организации производств и труда новейшим достижениям отечественной и зарубежной науки и техники и прогрессивным удельным показателям.

Генеральный план и транспорт. Краткая характеристика района и площадки строительства; решения и показатели по генеральному плану, внутриплощадочному и внешнему транспорту; выбор вида транспорта; основные планировочные решения, мероприятия по благоустройству и обслуживанию территории; решения по расположению инженерных сетей и коммуникаций; организация охраны предприятия.

Основные чертежи: ситуационный план размещения предприятия, здания и сооружения с указанием на нем существующих и проектируемых внешних коммуникаций, инженерных сетей и селитебной территории. Для линейных сооружений приводится план трассы (при необходимости — продольный профиль трассы);

генеральный план, на котором наносятся существующие, проектируемые, реконструируемые и подлежащие сносу здания и сооружения, объекты охраны окружающей природной среды и благоустройства, озеленения и принципиальные решения по располо-

жению внутриплощадочных инженерных сетей и транспортных коммуникаций, планировочные отметки территории. При этом на плане выделяются объекты, коммуникации и сети, входящие в пусковые комплексы;

картограмма земляных масс (для крупных предприятий и сооружений).

Технологические решения. Данные о производственной и расчетной программах; краткая характеристика и обоснование решений по принятой технологии производства и выделения технологических узлов; решения по применению малоотходных и безотходных технологических процессов и производств; данные о трудоемкости (станкоемкости) изготовления продукции, определяемые с учетом кооперации труда рабочих, совмещения профессий, многостаночного (многоагрегатного) обслуживания, бригадной формы организации труда, механизации и автоматизации технологических процессов; аттестация технологических процессов; состав и обоснование применяемого оборудования (в том числе приобретаемого по импорту), гибких автоматизированных систем, промышленных роботов, показателей их загрузки и соответствие принятых технологических решений новейшим достижениям науки и техники и технико-экономическим показателям, установленным в задании на проектирование; число рабочих мест и их оснащенность; общая численность рабочих, в том числе по категориям и квалификации; предложения по организации контроля качества продукции; решения по организации ремонтного хозяйства; данные об объеме и составе вредных выбросов в атмосферу и водные источники (даются по отдельным цехам, производствам, сооружениям); характеристика цеховых и межцеховых коммуникаций; решения по теплоснабжению, электроснабжению и электрооборудованию; предложения по эксплуатации электроустановок; топливно-энергетический и материальный балансы технологических процессов; рекомендации по освоению проектных мощностей в нормативные сроки.

Основные чертежи: принципиальные схемы технологических процессов (при узловом методе строительства производится выделение технологических узлов);

технологические компоновки или планировки по корпусам (цехам) с указанием размещения крупного, уникального оборудования и транспортных средств;

схемы грузопотоков (для крупных предприятий);

принципиальные схемы электроснабжения предприятия, сооружения;

схемы трасс магистральных и распределительных тепловых сетей.

Научная организация труда рабочих и служащих, управление предприятием. Разработка проектной документации осуществляется в соответствии с Межотраслевыми требованиями по науч-

ной организации труда, производства и управления, утвержденными Госкомтрудом СССР, ГКНТ и Госстроем СССР.

Строительные решения. Краткое описание и обоснование архитектурно-строительных решений по основным зданиям и сооружениям с оценкой прогрессивности этих решений; обоснование принципиальных решений по освещенности рабочих мест, снижению производственных шумов и вибраций, бытовому, санитарному обслуживанию работающих; мероприятия по электро-взрыво- и пожаробезопасности, защите строительных конструкций, сетей и сооружений от коррозии; основные решения по водоснабжению, канализации, отоплению, вентиляции и кондиционированию воздуха; перечни типовых и повторно применяемых экономичных проектов с краткой их характеристикой; решения по защитным сооружениям (оформляются в установленном порядке).

Основные чертежи: планы, разрезы и фасады основных зданий и сооружений, строящихся по индивидуальным проектам, со схематическим изображением основных несущих и ограждающих конструкций; по типовым проектам — каталожные листы типовых проектов, а по объектам, для которых разработаны рабочие чертежи, и повторно применяемым экономичным индивидуальным проектам — основные рабочие чертежи;

планы и профили внешних инженерных и транспортных коммуникаций и основных внутриплощадочных сетей (для крупных предприятий и сооружений).

Примечание. По производственным зданиям со сложными системами вентиляции и кондиционирования воздуха допускается разработка планов и разрезов этих зданий с нанесением указанных систем, а также планов по основным сооружениям водопровода и канализации.

Организация строительства. Разработка проектной документации осуществляется со СНиП 3.01.01—85.

Охрана окружающей природной среды. Исходные данные для разработки решений по предотвращению загрязнения атмосферного воздуха; краткая характеристика физико-географических и климатических условий района строительства с учетом местных особенностей; сведения о существующих фоновых концентрациях вредных веществ в атмосферном воздухе (по данным органов Госкомгидромета и Минздрава СССР); перечень источников выбросов; наименование выбрасываемых загрязняющих веществ с суммирующимися вредными воздействиями; количественные характеристики выбросов загрязняющих веществ, в том числе возможных аварийных выбросов; результаты расчетов приземных концентраций, анализ и предложения по предельно допустимым и временно согласованным выбросам; обоснование решений по предотвращению (уменьшению) образования и выделения загрязняющих атмосферу веществ и выбору оборудования, аппаратуры для очистки и выбросов в атмосферу; сравнение принимаемых в про-

екте решений с имеющимся передовым опытом по очистке вредных выбросов; сведения о сметной стоимости объектов и работ, связанных с осуществлением воздухоохраных мероприятий; решения по снижению производственных шумов и вибраций; оценка эффективности намечаемых мероприятий и проектируемых сооружений и устройств.

Основные чертежи: ситуационная схема-карта района размещения предприятия, здания и сооружения с указанием на ней границ санитарно-защитной зоны, селитебной территории, зон отдыха, санаториев и местоположения расчетных точек;

генеральный план, на котором показано расположение источников выбросов в атмосферу загрязняющих веществ и устройств по очистке этих выбросов;

карты-схемы (сводные таблицы) с результатами расчетов загрязнения атмосферы при неблагоприятных погодных условиях и выбросов по веществам и комбинациям веществ с суммирующимися вредными воздействиями.

Объем и содержание проектных материалов данного подраздела устанавливаются с учетом требований ГОСТ 17.2.3.02—78, методических и нормативных документов, согласованных с Госстроем СССР и утвержденных в установленном порядке Госкомгидрометом и другими органами государственного надзора, устанавливающим порядок разработки, рассмотрения и согласования воздухоохраных мероприятий.

Охрана водоемов от загрязнения сточными водами. Исходные данные и сведения, выдаваемые заинтересованными организациями исполкомов местных Советов народных депутатов, санитарно-эпидемиологической службой, органами водного надзора и др. и характеризующие естественное состояние водоемов, используемых предприятием, сооружением; решения по очистке потребляемых природных вод; обоснование решений по оборотному водоснабжению; сведения об объеме сточных вод (приводятся по отдельным цехам, производствам, сооружениям); баланс водопотребления и водоотведения по предприятию в целом и по основным производственным процессам; характеристика сточных вод; обоснование принимаемых проектных решений по очистке сточных вод и утилизации обезвреженных элементов; предложения по предотвращению аварийных сбросов сточных вод, по предельно допустимым и временно согласованным сбросам сточных вод; решения по предупреждению загрязнения рыбохозяйственных водоемов при проведении лесосплавных, гидромеханизированных и других работ, сохранению естественного состояния водоемов; оценка эффективности намечаемых мероприятий и проектируемых сооружений по рациональному использованию и охране вод и рыбных запасов; данные о затратах на осуществление этих мероприятий.

Указанные материалы разрабатываются с учетом требований Правил охраны поверхностных вод от загрязнения сточными

водами, утвержденных Минводхозом СССР, Главным государственным санитарным врачом СССР, Минрыбхозом СССР, Инструкции о порядке согласования и выдачи разрешений на специальное водопользование, утвержденной Минводхозом СССР, ГОСТ 2874—82 и других нормативных документов, регламентирующих порядок рассмотрения и согласования указанной документации.

Восстановление (рекультивация) земельного участка, использование плодородного слоя почвы, охрана недр и животного мира. Обоснование способов снятия и хранения плодородного слоя почвы, транспортирования его к месту укладки (или временного хранения) и нанесения плодородного слоя почвы на восстанавливаемый земельный участок или малопригодное угодье; проектные решения по восстановлению земельного участка и приведению его в состояние, пригодное для использования по назначению, устройству инженерных сетей и коммуникаций, дренажа, планировки участка; данные об объемах твердых отходов производства, перечень мероприятий по их переработке и утилизации для получения полезной продукции, транспортированию этих отходов за пределы предприятия (на переработку, складирование и др.); сведения о намечаемых мероприятиях по охране недр и сохранению среды обитания животных и путей их миграции; данные о капитальных затратах, связанных с восстановлением земельного участка, охраной недр и животного мира; оценка эффективности предусматриваемых мероприятий и сведения о сметной стоимости этих работ.

План рекультивируемого земельного участка с планировочными данными и нанесенными на нем проектируемыми сооружениями, коммуникациями и другие чертежи, позволяющие определить объемы строительных и монтажных работ и сметную стоимость.

Состав проектной документации по восстановлению (рекультивации) земельного участка, охране недр и животного мира определяется с учетом требований общесоюзных, ведомственных и республиканских нормативных актов, утвержденных в соответствии с Основами законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах, Законом Союза ССР об охране и использовании животного мира и Основными положениями по восстановлению земель, нарушенных при разработке месторождений полезных ископаемых, проведении геолого-разведочных, строительных и иных работ, утвержденными ГКНТ, Госстроем СССР, Минсельхозом СССР и Гослесхозом СССР.

Раздел должен содержать:

комплексную оценку оптимальности предусматриваемых технических решений по рациональному использованию природных ресурсов и мероприятий по предотвращению отрицательного воздействия строительства и эксплуатации предприятия, сооружения на окружающую природную среду, включая флору и фауну;

результаты расчетов в соответствии с Временной типовой методикой определения экономической эффективности осуществления

природоохранных мероприятий и оценки экономического ущерба, причиняемого народному хозяйству загрязнением окружающей среды, одобренной Госпланом СССР, Госстроем СССР и Академией наук СССР.

Состав и содержание материалов настоящего раздела уточняются в соответствии со спецификой проектируемых предприятий, зданий и сооружений соответствующих отраслей народного хозяйства и отраслей промышленности.

ГЛАВА 2

ВЫБОР И РАСЧЕТ СХЕМ РУДОПОДГОТОВКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

2.1. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР СХЕМЫ

Для выбора и расчета схем необходим определенный объем сведений о проектируемом предприятии и перерабатываемом полезном ископаемом, к которым относятся в первую очередь следующие: производственная мощность фабрики по сухой руде и крупность максимального куска по условиям ведения горных работ; принимаемый способ доставки руды на фабрику; гранулометрический состав добытой горной массы; влажность, крепость, насыпная и объемная плотность руды; содержание глинистых минералов и сведения о промывистости руды (для глинистых руд); схема обогащения и показатели, полученные при испытаниях обогатимости или при работе действующего промышленного аналога; требования к конечным продуктам по качеству и влажности.

Указанным перечнем не исчерпываются все необходимые данные. Так, например, при сравнении схем самоизмельчения с измельчением в шаровых мельницах решающими могут оказаться технологические преимущества, появляющиеся благодаря разрушению сростков по плоскостям спайности. Операция самоизмельчения может оказаться экономически выгодной и при строительстве в отдаленных районах, богатых энергетическими ресурсами. В каждом конкретном случае определяется перечень необходимых дополнительных данных.

Производственная мощность фабрики определяется обычно по массе сухой руды, перерабатываемой за год, с учетом запасов месторождения и потребностей промышленности в конечной продукции. Для различных полезных ископаемых отнесение фабрики по производственной мощности к разряду малых, средних или больших носит субъективный характер. Так, фабрика по обогащению медных руд производственной мощностью 500 тыс. т/год руды относится к малым, а такая же фабрика для оловянных руд будет очень большой.

Таблица 2.1. Максимальная крупность кусков исходной руды для рудообогатительной фабрики (по данным Механобра)

Производственная мощность фабрики, тыс. т/год	Максимальная крупность куска, мм	
	Открытые работы	Подземные работы
Малая, до 500	500—600	250—350
Средняя, 500—3000	700—1000	400—300
Большая, 3000—9000	900—1000	600—700
Очень большая, 9000	1200	—

В мировой статистике обогатительных предприятий ведется учет рудников капиталистических и развивающихся стран, расклассифицированных на 5 групп:

Группа	А	В	С	Д	Е
Производственная мощность по руде, млн. т/год	3	1—3	0,5—1	0,3—0,5	0,15—0,3

Производственная мощность фабрики влияет на крупность исходной руды, поступающей с рудника (табл. 2.1). Однако в последнее время стараются осуществлять I стадию дробления на руднике и транспортировать на фабрику крупнодробленую руду (крупность 300—350 мм).

Производительность отдельных цехов фабрики зависит от режима их работы, а производительность оборудования в цехах — от коэффициента их использования.

Режим работы фабрики и ее цехов характеризуется различными показателями, такими как машинное время t_m , время принятого режима t_k и коэффициент использования оборудования K_v .

Машинное время t_m — расчетное время работы оборудования при полной производительности, часов в год.

Время принятого режима t_k — расчетное (рабочее) время обслуживания оборудования технологическим персоналом, например в году.

Коэффициент использования оборудования (в долях единицы) — отношение машинного времени к рабочему:
 $K_v \approx t_m/t_k$.

Производительность цеха фабрики $Q_{ц}$ (т/ч)

$$Q_{ц} = Q_r / (Nmn) = Q_r / t_k,$$

где Q_r — годовая производительность, т/год; N — число рабочих дней в году; m — число рабочих смен в сутки; n — число рабочих часов в смене.

Для главного корпуса флотационных фабрик МЦМ при непрерывном режиме работы 365 дней в году $t_k = 8760$ ч.

Часовая производительность цеха отличается от часовой производительности оборудования в цехе.

Производительность оборудования Q_0 (т/ч)

$$Q_0 = Q_r / t_m = Q_r / (t_k K_v K_n), \quad (2.1)$$

где K_v — коэффициент использования оборудования; K_n — коэффициент неравномерности питания, принимаемый следующим:

Оборудование и условия загрузки	K_n
Дробилки всех стадий дробления, стержневые, рудно-галечные мельницы и мельницы самоизмельчения при непосредственной загрузке из бункеров и автоматическом регулировании загрузки, флотомшины	0,98
Дробилки крупного дробления при их загрузке непосредственно из автомашин или железнодорожных вагонов	0,95
Дробилки среднего и мелкого дробления при каскадном их расположении и загрузке непосредственно надрешетным продуктом грохота, при отсутствии склада или емких бункеров между корпусом крупного дробления и корпусом среднего и мелкого дробления	0,95
Мельницы доизмельчения промежуточных продуктов при отсутствии буферных емкостей (сгустителей) и автоматического регулирования загрузки	0,95

Фонд машинного времени и коэффициент использования оборудования в отдельных цехах рекомендуется принимать по отраслевым нормам. В табл. 2.2—2.6 даны рекомендуемые режимы работы оборудования для фабрик МЦМ.

Для предприятий других отраслей промышленности режимы работы отдельных цехов могут существенно отличаться от рекомендуемых для флотационных фабрик МЦМ и должны уточняться по отраслевым нормам.

Таблица 2.2. Режим работы дробилок крупного дробления

Тип дробилки	Коэффициент использования оборудования $K_{вс}$	Расчетное время t_k		Машинное время t_m по режиму подачи руды на фабрику, ч/год, не более
		сут/год	ч/сут	
Конусные:				
7-дневная работа	0,8	365	24	7008
6 » »	0,8	305	21	5124
Щековые:				
7-дневная работа	0,75	365	24	6570
6 » »	0,75	305	21	4803

Примечание. Коэффициент $K_{вс}$ приведен для руд средней крепости. Для других руд $K_v = K_{вс} a$, где $a = 1,05-1,08$ для мягких руд; $a = 0,95$ для твердых руд; $a = 0,90$ для весьма твердых руд.

Таблица 2.3. Режим работы дробилок среднего и мелкого дробления

Компоновочное решение	Коэффициент использования оборудования $K_{\text{вс}}$	Расчетное время		Машинное время $t_{\text{м}}$, ч/год
		сут/год	ч/сут	
При отсутствии склада крупнодробленой руды	0,75	По режиму работы корпуса крупного дробления		
При наличии склада крупнодробленой руды:				
7-дневная работа	0,8	365	24	7008
6 » »	0,8	305	21	5124

Примечание см. табл. 2. 2.

Таблица 2.4. Режим работы мельниц в главном корпусе флотационных фабрик

Измельчение	Диаметр барабана мельницы, мм					
	до 3200		3600—4500		5000—6000	
	$K_{\text{вс}}$	$t_{\text{м}}$, ч/год	$K_{\text{вс}}$	$t_{\text{м}}$, ч/год	$K_{\text{вс}}$	$t_{\text{м}}$, ч/год
Одностадиальное в шаровых мельницах	0,95	8139	0,94	8053	0,93	7968
Двух- и трехстадиальное в стержневых и шаровых мельницах	0,9	7711	0,88	7539	0,87	7454

Примечания: 1. Коэффициент $K_{\text{вс}}$ приведен для руд средней крепости. Для других руд $K_{\text{вс}} = K_{\text{вс}} a$, где $a = 1,02 \div 1,04$ для мягких руд; $a = 0,99$ —для твердых руд; $a = 0,96$ —для весьма твердых руд. 2. При технико-экономическом обосновании машино-сменного способа ремонта коэффициенты использования мельниц принимать на 0,05 выше, но не более 0,98.

Таблица 2.5. Режим работы мельниц самоизмельчения

Метод ремонта	Диаметр барабана мельницы, мм			
	до 7000		9000 и более	
	$K_{\text{вс}}$	$t_{\text{м}}$, ч/год	$K_{\text{вс}}$	$t_{\text{м}}$, ч/год
Агрегатный	0,8	6854	0,75	6426
То же, технологической секции	0,86	7368	0,86	7368

Примечания см. табл. 2.4.

Таблица 2.6. Режим работы цехов и оборудования вспомогательных цехов и участков

Цех, оборудование	Коэффициент использования оборудования K_v	Расчетное время t_k	
		сут/год	ч/сут
Цех фильтрации и сушки	По режиму главного корпуса		
В том числе:			
вакуум-фильтры	0,8	365	24
сушилки	0,8	365	24
Цех отгрузки готовой продукции железнодорожным транспортом	—	365	24
Хвостовое хозяйство	—	365	24
Цех приготовления реагентов	—	По режиму главного корпуса	1 смена*, 7 ч

* При повышенных расходах реагентов, например извести, соды, жидкого стекла и других, режим работы цеха приготовления реагентов следует принимать двух- и трехсменным.

Пример годового фонда машинного времени t_m , ч

На рудных гравитационных фабриках	6000
На промывочных и промывочно-гравитационных при сезонной работе	5900
На дробильно-обогащительных (для сухого обогащения)	6300
На щебеночных и гравийно-песчаных заводах (круглогодовой трехсменный режим, пятидневная неделя, $K_v = 0,85$)	5164

На фабриках по обогащению калийных руд фонд рабочего времени флотационных фабрик достигает 7536 ч/год при непрерывной рабочей неделе. Для проведения ремонтов предусматриваются: 15 дней на капитальный ремонт, ежемесячная остановка фабрики на 24 ч для ремонта и профилактики общих коммуникаций и электросетей, еженедельная остановка каждой технологической секции на 8 ч для промывки технологических трубопроводов и проведения планово-предупредительного ремонта оборудования.

Принимаемый способ доставки руды на фабрику определяет до некоторой степени схему рудоподготовки.

Руда может подаваться на фабрику железнодорожным, автомобильным либо конвейерным способом. Выбор доставки определяется технико-экономическим сравнением вариантов и зависит от расстояния до рудника, крупности руды, производственной мощности фабрики и рельефа местности.

При доставке руды железнодорожным транспортом предпочтительно дробление в I стадии в крупных конусных дробилках.

При использовании конвейерного транспорта для доставки из карьера крупнодробленой руды ее целесообразно складировать с последующей подачей в дробилки среднего дробления.

Гранулометрический состав добытой горной массы зависит от способа разработки полезных ископаемых.

При наличии данных о характеристике крупности исходной руды ими следует воспользоваться. В случае отсутствия данных можно пользоваться усредненными гранулометрическими характеристиками крупности взорванной горной массы, составленными по данным работы предприятий черной и цветной металлургии [48]. Для руд с максимальным номинальным размером куска d_n выходы классов крупностью, оцениваемой в долях единицы d_n , примерно одинаковы для значений d_n от 1200 до 300 мм.

Размер класса доли ед. от d_n	Суммарный выход класса по плюсу, %
+1,0	5
-1,0 + 0,75	14
-0,75 + 0,50	27
-0,50 + 0,25	50
-0,25 + 0,12	70
-0,12 + 0	100

Физические свойства руды и ее влажность влияют на производительность выбираемого оборудования и схему рудоподготовки.

Влажность руд зависит от типа руды, способа добычи и климатических условий.

Влажность (%) руд некоторых типов

Цветных металлов	3—5
Железные магнетитовые	1—5
Железные окисленные	До 10
Марганцевые	20—30
Хромовые	3
Апатитовые подземной добычи	0,5
Апатитовые открытой добычи	1—2
Фосфатные	20
Флюоритовые	2—4
Калийные	0,2—2

Конкретные данные по месторождениям приведены в соответствующей справочной литературе.

Крепость руд определяется по ГОСТ 21153.0—75 — ГОСТ 21153.7—75 и характеризуется следующими показателями: коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодьяконова, пределами прочности при одноосном сжатии, одноосном растяжении, многократном раскалывании и сжатии, срезе и изгибе.

Наиболее распространенные показатели в практике обогащения руд цветных металлов коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова, а железных руд — предел прочности при одноосном сжатии.

В зависимости от значения прочностных показателей руды классифицируются следующим образом (табл. 2.7).

Таблица 2.7. Показатели крепости руд

Категория крепости	Коэффициент крепости руд по шкале М. М. Протодяконова		Предел прочности при одноосном сжатии, МПа
	цветных металлов	черных металлов	
Мягкие	≤ 10	≤ 12	≤ 90
Средней твердости	10—14	12—18	90—150
Твердые	14—18	18—22	150—230
Весьма твердые	> 18	> 22	> 230

Средние прочностные показатели руд приведены в табл. 2.8.

Насыпная и объемная плотность руд зависят от их минерального состава и пористости, особенно важной для марганцевых руд.

Объемная плотность характеризуется массой единицы объема материала в целике, а насыпная — массой единицы объема материала в разрыхленном состоянии. Средние данные для различных руд даны в табл. 2.9.

Содержание глинистых минералов определяет тип оборудования, применяемого для дробления, влияет на выбор схем дробления и измельчения. При высоком содержании глины материал

Таблица 2.8. Крепость промышленных руд по усредненным данным

Руды	Характеристика крепости	
	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова	Предел прочности при одноосном сжатии, МПа
Цветных металлов:		
первичные	10—18	—
смешанные и окисленные	6—12	—
Железные:		
неокисленные кварциты	—	90—300
окисленные кварциты	—	30—300
Магнетитовые	—	80—250
Титаномагнетитовые	—	60—150
Марганцевые:		
окисные	—	10—60
карбонатные	—	30—110
Апатито-нефелиновые	6—9	—
Фосфоритовые, желваковые	6	—
Калийные	3,5—4	—
Серные	6—8	—
Асбестовые:		
перидотиты	8—16	—
серпентиниты	5—7	—

Т а б л и ц а 2.9. Плотность ρ (т/м³) руд различного состава

Руды	Объемная (в целике)	Насыпная
Цветных металлов:		
сплошные	3,7—4,4	2,2—2,7
вкрапленные	2,7—3,2	1,6—1,9
Железные*:		
неокисленные кварциты	2,8—3,6	2,2—2,5
окисленные кварциты	3,1—3,2	2,3—2,4
Скарновые магнетитовые	2,8—4,3	1,7—2,8
Титаномагнетитовые	3,1—3,6	2,3—2,6
Бурожелезняковые	1,9—2,1	1,9—2,1
Марганцевые*	1,9—3,8	1,8—2,4
Калийные	1,98—2,2	1,2—1,3
Асбестовые (до дробления)	2,6—2,7	1,6—1,7

* Для железных и марганцевых руд дана средняя плотность с учетом пористости руд.

перед обогащением промывают с выводом в отвал шламов или отдельным обогащением тонкой и зернистой частей.

Наиболее часто промывают марганцевые и окисленные железные руды, а также нерудные строительные материалы, для которых предложена следующая классификация по промывистости в зависимости от содержания класса — 0,005 мм:

Категория материала по промывистости	Содержание класса — 0,005 мм, %
Легкопромывистый	Менее 25
Среднепромывистый	25—50
Труднопромывистый	Более 50

Промывистость оценивают также расходом энергии (см. гл. 4).

Схема обогащения полезного ископаемого определяется в процессе проведения исследовательских работ на обогатимость.

Выявляется наличие существенных различий в разделительных признаках ценных и породных минералов, выбирается метод обогащения и определяется необходимая крупность рудоподготовки для ведения обогащения. Сравниваются конкурирующие методы обогащения и выбирается наиболее надежный и экономически целесообразный. В ходе исследований выбирается процесс обогащения исходя из сепарационной характеристики полезного ископаемого и намечается схема обогащения с учетом требований к конечным продуктам и вида сепарационных характеристик отдельных аппаратов.

Таблица 2.10. Основные методы обогащения, применяемые для руд с различными ценными минералами

Основной метод обогащения	Тип руд по минеральному составу	Основной ценный минерал	Основной разделительный признак
Флотационный	Сульфидные цветных, благородных и редких металлов	Самородные металлы, сульфиды тяжелых и редких металлов	Смачиваемость поверхности после подачи аполярного и (или) сульфидрильного собирателя
	Оксидные цветных, редких, черных металлов	Карбонаты, сульфаты, фосфаты (апатит), оксиды	То же, сульфидизатора и сульфидрильного или оксигидрильного собирателя
	Растворимые соли	Хлориды калия, магния	То же, амина или оксигидрильного собирателя
Гравитационный	Оловянные	Касситерит	Плотность 6700—7000 кг/м ³
	Вольфрамовые (вольфрамитовые)	Вольфрамит	Плотность 6800—7400 кг/м ³
	Железные (окисленные)	Гематит	Плотность 5000—5200 кг/м ³
	Хромовые	Хромиты	Плотность 4200—5000 кг/м ³
	Марганцевые	Пиролузит	Плотность 4700—5100 кг/м ³
	Фосфатные (желваковые)	Фосфорит	Крупность
	Золотые	Золото	Плотность 13 000—19 000 кг/м ³
Магнитный	Железные (неокисленные)	Магнетит	Сильная магнитная восприимчивость (более $4 \cdot 10^{-8}$ м ³ /кг)
	Марганцевые	Оксиды, гидроксиды и карбонаты	Слабая магнитная восприимчивость ($7.5 \cdot 10^{-6}$ — 10^{-7} м ³ /кг)
	Железные (окисленные)	Вольфрамит	
Радиометрический, в том числе фотометрический	Вольфрамитовые	Вольфрамит	
	Алмазные	Алмаз	Способность к люминесценции
	Золото-кварцевые	Золотосодержащий кварц	Светоотражающая способность

Обобщенные сведения об основных методах обогащения, применяемых для полезных ископаемых различного состава, даны в табл. 2.10.

В связи с многообразием свойств ценных минералов трудно в краткой форме охватить все методы обогащения и в каждом конкретном случае следует обращаться к дополнительной справочной литературе [46].

Таблица 2.11 Граничная крупность рудных частиц, обогащаемых различными процессами

Процесс	Крупность частиц, мм	
	максимальная	минимальная
Пенная флотация	0,2—0,25	0,00
Пенная сепарация	3	0,2—0,5
Тяжелосредняя сепарация в сепараторах	100—150	3—5
То же, в циклонах	12—25	0,25
Отсадка	30—40	0,1
Концентрация на столе	2—3	0,04
Обогащение на винтовых сепараторах и шлюзах	3—4	0,04
Промывка	150—300	1—2
Обогащение на конусных сепараторах	1—2	0,07
Обогащение в центробежных концентраторах	1—2	0,05
Обогащение на орбитальных шлюзах	0,1	0,01
Магнитная сепарация в слабом поле:		
сухая	40—50	2—3
мокрая	6	0,00
Магнитная сепарация в сильном поле:		
сухая	2—3	0,02—0,04
мокрая	2—3	0,00
Радиометрическая сепарация в том числе фотометрическая	100—300	2,8

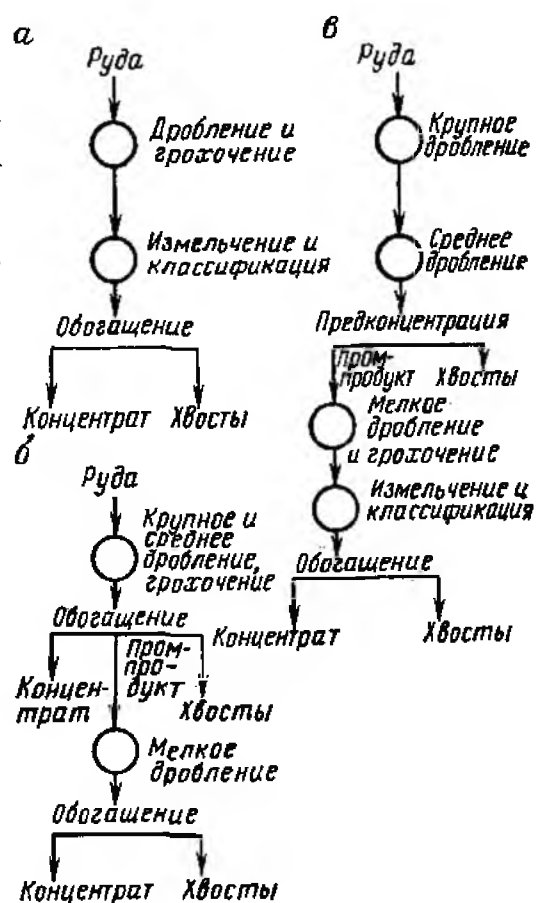


Рис. 2.1. Принципиальные схемы с сочетанием процессов рудоподготовки и обогащения;

а — тонко- и средневкрапленных руд; б — руд с крупной и агрегатной вкрапленностью и доработкой промпродукта после мелкого дробления; в — руд с крупными породными включениями, средней и мелкой вкрапленностью рудных минералов

Выбор того или иного процесса, воплощающего метод обогащения в производстве, определяется главным образом возможной крупностью разделения ценных и породных минералов и разрешающими возможностями аппарата по приему максимального по крупности куска. Ориентировочные данные по диапазону крупности частиц (граничная крупность), обогащаемых различными процессами, приведены в табл. 2.11.

Большое значение для правильного выбора исходных данных имеют показатели работы действующих промышленных предприятий.

Условные изображения операций на схемах. Схемы рудоподготовки и обогащения могут изображаться в сокращенном виде (принципиальные схемы) с объединением групп операций в отдельные циклы (рис. 2.1) либо в развернутом виде с изображением на схеме каждой операции.

2.2. ВЫБОР И РАСЧЕТ СХЕМ ДРОБЛЕНИЯ

2.2.1. ВЫБОР СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ

Схема рудоподготовки определяется исходя из вещественного состава и физических свойств полезного ископаемого, а также крупности материала, принятой в схеме обогащения.

На большинстве фабрик, обрабатывающих руды цветных, редких и черных металлов методами флотационного, магнитного и гравитационного обогащения, схемы рудоподготовки включают операции дробления и измельчения в сочетании с грохочением и классификацией (см. рис. 2.1, а).

При наличии в полезных ископаемых крупновкрапленных полезных минералов (или агрегатов минералов) с явно выраженными различиями разделительных признаков схема рудоподготовки может размыкаться с включением операции предконцентрации, позволяющей выделить часть обогащенного материала, отвальных хвостов, либо разделить полезное ископаемое на продукты, в дальнейшем обрабатываемые по разным схемам. Такими операциями обычно являются тяжелосреднее обогащение, радиометрическая сепарация, сухая магнитная сепарация (см. рис. 2.1, б, в).

При обогащении нерудных полезных ископаемых, марганцевых и хромитовых руд, в которых ценные и породные минералы раскрываются при крупном дроблении, схемы рудоподготовки могут ограничиваться крупным (средним) дроблением и грохочением.

Для выбора схемы дробления необходимо знание ряда физических свойств руды, таких, как крепость, влажность, глинистость, гранулометрический состав.

При выборе схемы дробления необходимо определить число и вид отдельных стадий дробления.

Определение числа стадий дробления. Наиболее часто встречающаяся задача — дробление исходной руды крупностью $D_{исх}$, полученной из карьера или шахты, до крупности d_k , необходимой при последующем измельчении или обогащении.

По условиям экономичности рудоподготовки крупность конечного продукта дробления d_k питания, подаваемого в мельницы,

при шаровом измельчении не должна превышать 10—13 мм, а при стержневом — 15—20 мм [21].

Общая степень дробления

$$S_{\text{общ}} = D_{\text{исх}}/d_{\text{к}}. \quad (2.2)$$

На крупных фабриках $S_{\text{общ}}$ достигает 100 и более.

Получить такую степень дробления в один прием невозможно. Степень дробления в одну стадию обычно колеблется в пределах 4—6. Поэтому наиболее часто встречающиеся схемы дробления имеют три стадии — крупное, среднее и мелкое дробление.

Двухстадиальные схемы дробления применяют, как правило, на мелких рудах шахтной добычи ($D_{\text{исх}} = 250 \div 350$ мм); четырехстадиальные — используют на ряде фабрик, перерабатывающих крепкие железные руды плитнякового строения. Одностадиальные схемы с применением только крупного дробления (до 300 мм) используют при подготовке руды к самоизмельчению.

Определение вида отдельных стадий дробления. Схемы дробления обычно состоят из операций дробления и грохочения. Операции грохочения могут использоваться для выделения мелочи из питания дробилки или контроля крупности дробленого продукта.

В первом случае грохочение называют предварительным, во втором — контрольным (поверочным).

В зависимости от наличия и назначения операций грохочения встречающиеся в схемах (рис. 2.2) стадии можно разделить на открытые (схема А), открытые с предварительным грохочением (схема Б), замкнутые с поверочным грохочением (схема В), замкнутые с совмещенным предварительным и поверочным грохочением (схема Г) и замкнутые с отдельным предварительным и поверочным грохочением (схема Д). В многостадийных схемах операцию грохочения относят к той стадии дробления, в которую направляется верхний (надрешетный) продукт грохота.

Предварительное грохочение перед крупным дроблением целесообразно применять при наличии во влажных рудах повышенного содержания глинистой мелочи или при отсутствии достаточного запаса в производительности дробилки, выбираемой по размеру максимального куска.

Введение предварительного грохочения экономически оправдано, если содержание мелочи в исходной руде превышает 15 %.

Так как установка грохотов всегда связана с увеличением высоты корпуса дробления, применение предварительного грохочения в I стадии дробления следует обосновывать.

Поверочное (контрольное) грохочение применяют для замыкания стадии дробления с возвращением крупного продукта в ту же стадию дробления и, как правило, используют в последней стадии (мелкое дробление). При использовании современных круп-

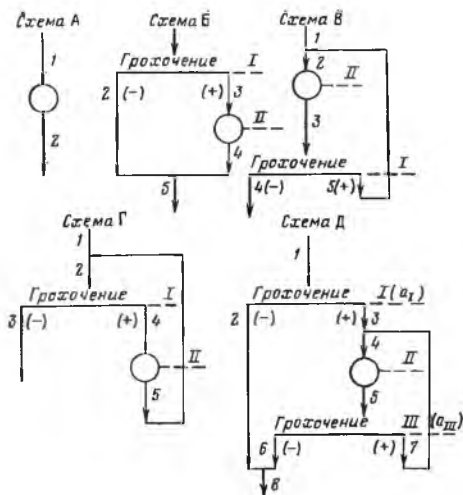


Рис. 2.2. Одностадийные схемы дробления:

А — в открытом цикле; Б — в открытом цикле с предварительным грохочением; В — в замкнутом цикле с поверочным грохочением; Г — в замкнутом цикле с совмещенными операциями предварительного и поверочного грохочения; Д — в замкнутом цикле с отдельными операциями предварительного и поверочного грохочения

ных дробилок мелкого дробления (КМД-2200, КМД-3000) получение дробленого продукта крупностью 10—20 мм возможно только при замкнутом цикле в последней стадии. Исключение составляют дробилки со специальным профилем брони КМД-2200Т2.

При дроблении влажных и глинистых руд удаление мелочи из питания дробилки обеспечивает надежность ее работы. Для этого в схему дробления включают операцию предварительного грохочения крупнодробленой руды с выделением мелочи из грохотах при увеличенной площади грохочения либо с введением промывки на грохотах. Промывку глинистых руд обязательно применяют и при проведении предконцентрации гравитационными процессами (обогащение в тяжелых суспензиях и отсадка).

Если даже после промывки дробление до крупности кусков 10—13 мм затруднено, то принимают дробление до крупности 20—25 мм (имея в виду необходимость применения при измель-

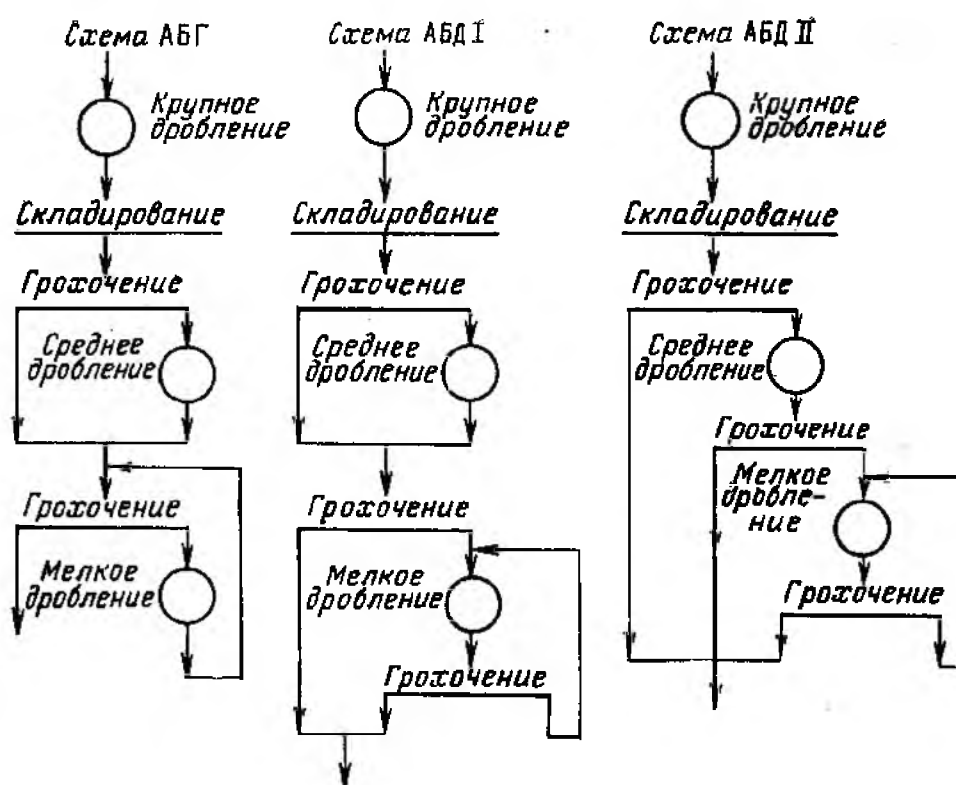


Рис. 2.3. Трехстадиальные схемы дробления с замкнутым циклом в III стадии: АБГ — с совмещенными операциями предварительного и поверочного грохочения в III стадии; ABD I — с раздельными операциями предварительного и поверочного грохочения в III стадии; ABD II — с раздельными операциями предварительного и поверочного грохочения в III стадии и выделением готового по крупности материала из крупнодробленой руды

чении в I стадии стержневых мельниц). В этом случае стадия мелкого дробления может размыкаться.

Если глинистую мелочь выделить трудно, то повышенную конкурентоспособность получают схемы мокрого рудного самоизмельчения или полусамоизмельчения крупнодробленой руды.

Наиболее часто применяют трехстадиальные схемы дробления АБГ, ББГ, ABD, ББД с замкнутым циклом в III стадии, трехстадиальные схемы дробления АББ (БББ) с открытым циклом в III стадии и открытые одностадиальные схемы дробления А с последующим измельчением крупнодробленой руды в мельницах мокрого самоизмельчения. Вариант схемы ABD (ББД) — схема с выводом готового по крупности продукта из крупнодробленого материала (рис. 2.3).

Применение склада крупнодробленой руды рекомендуется, так как обычно горный цех работает в режиме, отличающемся от режима работы обогатительной фабрики. Лишь цех крупного дробления на фабриках тесно связан во времени работы с горным цехом. Для обеспечения независимости работы остальных цехов с получением максимально возможной производительности оборуду-

дования в схемах дробления предусматривается устройство склада крупнодробленой руды.

Отказ от такого склада должен обосновываться.

2.2.2 РАСЧЕТ СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ

Предварительный расчет схем дробления. Для расчета схемы дробления необходимы следующие данные: производительность обогатительной фабрики по сырью; гранулометрический состав сырья; максимальная крупность дробленого продукта; гранулометрический состав дробленых продуктов дробилок, устанавливаемых в отдельных стадиях дробления.

Гранулометрический состав дробленых продуктов зависит от крепости руды, типоразмера и ширины выходной щели дробилки.

Максимальная относительная крупность кусков дробленого продукта (закрупнение) определяется по формуле

$$z_{95} = d_n / i, \quad (2.3)$$

где d_n — номинальная крупность дробленого продукта, т. е. размер отверстий сита, через которое проходит 95 % материала, мм; i — ширина выходной щели дробилки, мм.

Крупность дробленого продукта d_n при работе дробилок в открытом цикле значительно отличается от ширины i выходной щели дробилки.

Закрупнение продукта z_{95} зависит от типоразмера дробилки и крепости руды. Усредненные данные z_{95} на стадии предварительного расчета могут быть приняты по данным табл. 2.12.

Для руд разной крепости выходы продуктов, поступающих в операции дробления, могут быть определены с достаточной погрешностью для предварительного расчета, если принять размер

Таблица 2.12. Максимальная относительная крупность дробленого продукта z_{95} в зависимости от категории крепости руды*

Категория крепости руды	Дробилки крупного дробления	Конусные дробилки	
	щелевые и конусные	среднего дробления (КСД)	мелкого дробления (КМД)
Весьма твердые	1,7	3,2	3,8
Твердые	1,65	3,0	3,5*
Средние	1,4	2,5	3,2
Мягкие	1,15	2,1	2,9

* Значения z_{95} даны при ширине выходной щели дробилок, близкой к минимальной.

Таблица 2.13. Ориентировочные выходы (%) продуктов, поступающих в операции дробления, в зависимости от крепости руд и схемы дробления

Дробление	Схема стадии дробления	Мягкие руды	Руды средней крепости	Твердые руды
Крупное	Открытый цикл без грохочения	100	100	100
»	Открытый цикл, предварительное грохочение	65—75	70—80	80—90
Среднее	То же	65—75	70—80	80—85
Мелкое	»	50—65	65—75	75—80
	Замкнутый цикл, предварительное и поверочное грохочение совмещены	90—120	120—150	150—190

отверстий сит в грохотах каждой стадии дробления в границах от i до d_n . Данные таких расчетов приведены в табл. 2.13.

Порядок предварительного расчета. Примем в последующих расчетах следующие обозначения: D_n — максимальный номинальный размер кусков исходной руды или руды, поступающей на дробление в данную стадию ($D_{n \text{ исх}}$, $D_{n \text{ I}}$, $D_{n \text{ II}}$, $D_{n \text{ III}}$), мм; d_n — номинальная крупность дробленого продукта, т. е. размер отверстий сита, через которое проходит 95 % материала, мм; B — ширина приемного отверстия дробилки, мм; i — ширина выходной щели дробилки, мм; n — номер продукта в схеме; Q_n — производительность дробилки по продукту, т/ед. времени; β_n^{+d} , β_n^{-d} — содержание классов, крупнее или мельче d мм в n -м продукте; m — номер операции в схеме; S — степень дробления общая ($S_{\text{общ}}$) или в отдельных стадиях (S_I , S_{II} , S_{III}); E^{-d} — эффективность грохочения по классу с размером куска d мм, доли ед.; a — размер отверстий сита грохота, мм; b^{+i} — содержание в дробленом продукте материала более ширины выходной щели, %; γ_n — выход продукта, %.

1. По заданной годовой производственной мощности фабрики с учетом режима работы отдельных цехов дробления определяем часовую производительность в отдельных стадиях по формуле (2.1).

2. Определяем общую степень дробления по формуле (2.2).

3. Определяем среднюю степень дробления $S_{\text{ср}}$ по отдельным стадиям:

$$S_{\text{ср}} = \sqrt[N]{S_{\text{общ}}}, \quad (2.2a)$$

где N — число стадий.

4. Назначаем степени дробления в стадиях крупного и среднего дробления, округляя среднее значение до ближайших меньших целых чисел или принимая его на 0,2—0,5 меньше $\sqrt[N]{S_{\text{общ}}}$.

5. Подсчитываем степень дробления в стадии мелкого дробления:

для двухстадиальной схемы

$$S_{II} = S_{\text{общ}}/S_I;$$

для трехстадиальной схемы

$$S_{III} = S_{\text{общ}}/(S_I S_{II});$$

для четырехстадиальной схемы

$$S_{IV} = S_{\text{общ}}/(S_I S_{II} S_{III}).$$

6. Рассчитываем номинальную крупность продуктов, получаемых после каждой стадии дробления.

Для трехстадиальной схемы дробления:

$$d_{II} = D_I/S_I; \quad d_{III} = d_{II}/S_{II}; \quad d_{III} = d_{II}/S_{III}; \quad D_{II} = d_{II}; \quad D_{III} = d_{III}.$$

7. Определяем необходимую минимальную ширину B_m приемных отверстий дробилок в каждой стадии:

$$B_m = D_{нм}/K_3, \quad (2.4)$$

где K_3 — коэффициент, учитывающий закругление куска максимального диаметра D_{max} по сравнению с номинальным, D_n :

$$D_n = 0,8 + 0,85 D_{\text{max}};$$

$K_3 = 0,8$ — для стадий крупного и среднего дробления; $K_3 = 0,85$ — для стадии мелкого дробления.

Для трехстадиальной схемы дробления:

$$B_I = D_{нI}/0,8; \quad B_{II} = D_{нII}/0,8 = d_{нII}/0,8; \quad B_{III} = D_{нIII}/0,85 = d_{нII}/0,85.$$

8. Определяем необходимые размеры выходных щелей дробилок, в каждой стадии исходя из величины z_{95} в зависимости от крепости руды и типа дробилки.

Значения z_{95} принимаем по табл. 2.12, i_m находим по формуле

$$i_m = d_{нm}/z_{95m};$$

для трехстадиальной схемы дробления с открытым циклом

$$i_I = d_{нI}/z_{95I}; \quad i_{II} = d_{нII}/z_{95II}; \quad i_{III} = d_{нIII}/z_{95III};$$

для третьей стадии дробления замкнутого цикла чаще принимают

$$i_{III} = (1,3 + 1,5) i_{\text{min}},$$

где i_{min} — минимальная ширина выходной щели дробилки мелкого дробления, принятой к установке.

9. Выбираем варианты схем для сравнения и определяем ориентировочно выходы продуктов, поступающих в дробилки каждой стадии (см. табл. 2.13).

Таблица 2.14. Исходные данные для выбора дробилок по стадиям

Стадия дробления	Ширина, мм		Производительность	
	приемного отверстия	выходной щели	массовая Q_m , т/ч	объемная Q_o , м ³ /ч
I	B_I	i_I	Q_{mI}	Q_{oI}
II	B_{II}	i_{II}	Q_{mII}	Q_{oII}
III	B_{III}	i_{III}	Q_{mIII}	Q_{oIII}

10. Подсчитываем объемную производительность дробилок каждой стадии:

$$Q_o = Q_m / \rho_n,$$

где ρ_n — насыпная плотность, т/м³ (см. табл. 2.9).

Требования к дробилкам по отдельным стадиям удобно представить в виде табл. 2.14.

11. Выбираем по техническим характеристикам (см. гл. 4) дробилки, обеспечивающие: а) прием куска максимальной крупности; б) нужную ширину выходной щели.

12. Определяем объемную производительность каждой из выбранных дробилок для заданной ширины выходной щели.

Для конусных дробилок крупного дробления размер выходной щели задается конструктивно, в справочной литературе приводятся производительности при стандартизованных размерах выходных щелей.

Объемная производительность (м³/ч) щековых дробилок при отклонении ширины выходной щели от номинальной может быть определена по эмпирической формуле:

$$Q = (150 + 750B) LiK_f K_{\omega} K_{кр}, \quad (2.5)$$

где Q — объемная производительность при фактическом размере щели, м³/ч; i — ширина выходной щели, м; B и L — ширина и длина приемного отверстия, м; K_f , K_{ω} , $K_{кр}$ — поправочный коэффициент соответственно на крепость руды, влажность и содержание крупных классов в питании.

При известных табличных данных о производительности дробилок среднего и мелкого дробления при максимальной $i_{\max}$ и минимальной $i_{\min}$ размерах выходных щелей объемную производительность при заданной ширине щели i находим прямолинейной интерполяцией:

$$Q_i = Q_{\max} - \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{i_{\max} - i_{\min}} (i_{\max} - i); \quad (2.6)$$

$$Q_i = Q_{\min} + \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{i_{\max} - i_{\min}} (i - i_{\min}). \quad (2.7)$$

Если дробилка мелкого дробления работает в замкнутом цикле, ее производительность $Q_{з.ц}$ определяем по формуле

$$Q_{з.ц} = K_{ц} Q_i \quad (2.8)$$

где Q_i — производительность дробилки в открытом цикле, $\text{м}^3/\text{ч}$; $K_{ц}$ — коэффициент, учитывающий прирост производительности за счет уменьшения крупности питания дробилки, работающей в замкнутом цикле.

Ориентировочно $K_{ц} = 1,3 \div 1,4$ (более точно определение $K_{ц}$ в зависимости от отношения a/d_n см. по отраслевым нормам).

На крупных дробилках прирост производительности в замкнутом цикле не всегда подтверждается опытом работы новых фабрик (см. гл. 4).

Производительность дробилок крупного, среднего и мелкого дробления приведена в гл. 4.

Степень закругнения и расчетную производительность в открытом цикле дробилок типа КСД и КМД уточняют по специальной справочной литературе.

13. Подсчитываем необходимое число дробилок разных типов-размеров для обеспечения требуемой производительности и выбираем экономически оптимальный вариант. При этом имеем в виду, что обычно для среднего и мелкого дробления предпочтительнее установка одной более крупной дробилки вместо нескольких мелких.

Пример предварительного расчета схем дробления. Рассчитать схему дробления средней по крепости руды с исходной крупностью $D_{исх} = 1000$ мм и конечной крупностью 13 мм для фабрики производственной мощностью 16 млн. т/год руды. Добыча руды открытым способом. Измельчение руды в шаровых мельницах в одну стадию.

1. Находим часовую производительность дробилок крупного, среднего и мелкого дробления по формуле (2.1), приняв $t_k = 365 \times \times 24$; $K_b = 0,8$; $K_n = 0,95$;

$$Q_o = 16 \cdot 10^6 / (365 \cdot 24 \cdot 0,8 \cdot 0,95) = 2403 \text{ т/ч.}$$

2. Общую степень дробления рассчитываем по формуле (2.2):

$$S_{общ} = 1000/13 = 77.$$

3. Среднюю степень дробления определяем по формуле (2.2 а):

$$S_{ср} = \sqrt[3]{77} = 4,3.$$

4. Назначаем $S_I = S_{II} \approx 4$.

5. $S_{III} = 4,8$.

Таблица 2.15 Результаты предварительного расчета схем дробления по выбранным вариантам (см. рис. 2.4)

Стадия дробления	Выход питания дробилок от исходного материала, %		Требуемая объемная производительность дробилок, м³/ч	
	схема АВД	схема ВВГ	схема АВД	схема ВВГ
I	100	70—80	1502	1050—1200
II	70—80	70—80	1050—1200	1050—1200
III	120—150	120—150	1802—2253	1802—2253

10. Находим необходимые объемные производительности дробилок по этим продуктам.

Результаты предварительного расчета сводим в табл. 2.15.

11. Требования к дробилкам в отдельной стадии дробления сводим в табл. 2.16.

Насыпная плотность руды принята $\rho_n = 1,6 \text{ т/м}^3$. При иной плотности необходимо введение поправки на плотность руды $K_p = \rho_f / 1,6$, где ρ_f — фактическая насыпная плотность руды (см. табл. 2.9).

12. Определяем объемную производительность выбранных дробилок при заданных (либо минимальных конструктивных) размерах выходных щелей.

13. Подсчитываем число дробилок, необходимых для установок по предварительному расчету (табл. 2.17).

Требуемую производительность в схемах с грохочением принимаем средней.

Исходя из условий минимизации установочной мощности и стоимости всех дробилок, следует, по-видимому, выбрать вариант ККД-1500/180 (I, Б) — 1 шт.; КСД-2200 Гр (II, Б) — 3 шт.; КМД-3000 Т (III, Г, Д) — 5 шт.

Таблица 2.16. Требования к дробилкам в отдельных стадиях дробления

Стадия дробления	Тип дробилки	Минимальная ширина приемного отверстия, мм	Ширина выходной щели, мм	Требуемая объемная производительность, м³/ч		Возможные варианты использования оборудования
				схема АВД	схема ВВГ	
I	ЩДП	1250	180	1502	1050—1200	ЩДП-15×21
	ККД	1250	180	1502	1050—1200	ККД-1200/150
II	КСД	312	25	1502	1050—1200	ККД-1500/180
	КМД	74	8	1802—2253	1802—2253	КСД-2200Гр
III						КСД-3000Т
						КМД-2200
						КМД-3000Т

Таблица 2.17. Варианты установки дробилок разных типоразмеров в различных стадиях дробления

Стадия дробления, схема (см. рис. 2.2)	Типоразмер дробилки	Производительность, м³/ч		Ширина выходной щели, мм	Требуемое число дробилок	Установочная мощность двигателей дробилок, кВт	
		требуемая	одной дробилки (при принятой щели)			одной	всех
I, А	ЩДП-15×21	1502	550	180	3	250	750
	ККД-1200/150	1502	680	150	3	320	960
	ККД-1500/180	1502	1450	180	1	400	400
I, Б	ЩДП-15×21	1126	550	180	2	250	500
	ККД-1200/150	1126	680	150	2	320	640
	ККД-1500/180	1126	1450	180	1	400	400
II, А	КСД-2200 Гр	1502	360	30	5	250	1250
	КСД-3000Т	1502	425 (510)	25 (30)	4 (3)	400	1600 (1200)
II, Б	КСД-2200Гр	1126	360	30	4 (3)	250	1000 (750)
	КСД-3000Т	1126	425 (595)	25 (35)	3 (2)	400	1200 (800)
III, Г, Д	КМД-2200 Т1	2027	$178 \times 1,3 = 231$	8	9	250	2250
	КМД-3000Т	2027	$337 \times 1,3 = 438$	8	5	400	2000

Далее типоразмер и число дробилок уточняют на стадии окончательного расчета. При этом используют статистические данные промышленности о результатах работы промышленных аналогов.

Окончательный расчет схемы дробления. При окончательном расчете схемы уточняют ширину выходных щелей дробилок данного типоразмера для необходимого перераспределения удельных нагрузок между стадиями, выбирают грохоты, устанавливаемые в разных стадиях дробления, с учетом гранулометрического состава продуктов дробления и эффективности грохочения, окончательно определяют возможную компоновку грохотов и дробилок среднего и мелкого дробления, исходя из числа грохотов, необходимых для предварительного грохочения в III стадии и для замыкания цикла мелкого дробления.

При окончательном расчете для выбора грохотов и дробилок необходимо использовать усредненные характеристики крупности дробленых продуктов.

Для дробилок крупного дробления усредненные характеристики крупности и типовые характеристики широко известны. Ус-

Таблица 2.18. Усредненные характеристики крупности продукта разгрузки дробилок крупного дробления без отсева исходной мелочи

Крупность продукта, мм	Суммарный выход классов по минусу (%) при крупности продукта d_H , мм					
	350—0	300—0	250—0	200—0	150—0	100—0
350	95	—	—	—	—	—
300	88	95	—	—	—	—
250	81	87	95	—	—	—
200	74	79	86	95	—	—
150	62	68	75	84	95	—
100	47	51	58	68	79	95
875	37	41	47	56	68	84
50	27	31	35	41	51	68
25	14	17	20	24	30	41
15	7	10	12	15	20	27

усредненные характеристики крупности продукта, выгружаемого из дробилок крупного дробления, приведены в табл. 2.18.

Применительно к дробилкам среднего и мелкого дробления типовая характеристика может быть изображена в обобщенном виде, если выходы γ отдельных классов определены по отношению к максимальному (номинальному) размеру куска в дробленном продукте (рис. 2.5).

Сами по себе размеры номинального куска зависят не только от размера щели, но и от типоразмера дробилки и крепости руды, что затрудняет аналитическое определение размера выходной щели по заданной крупности дробленого продукта. Типовые характеристики дробленого продукта для дробилок типа КСД и КМД даны на рис. 2.5 для руды средней крепости.

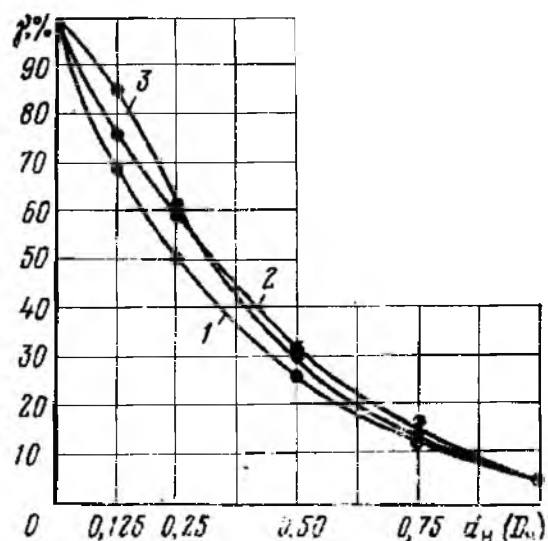


Рис. 2.5. Усредненные типовые характеристики материала по плюсу:

1 — горной массы (в долях от D_H); 2 — продукта, выгружаемого из дробилок крупного дробления (в долях от d_H); 3 — продукта, выгружаемого из дробилок среднего и мелкого дробления (в долях от d_H)

Таблица 2.19. Размер (мм) номинального куска $d_{н.с}$ дробленого материала дробилок типа КСД и КМД для руд средней крепости

Ширина выход- ной щели, мм	КСД-1750	КСД-2200	КСД-3000Т	КМД-1750	КМД-2200	КМД-3000Т*
5	—	—	—	15	25	—
7	—	—	—	20	30	20
10	—	—	—	25	35	25
15	30	40	—	30	40	—
20	35	50	—	35	45	—
30	50	65	65	—	—	—
40	65	85	105	—	—	—
50	85	105	—	—	—	—
60	100	120	—	—	—	—

* Подсчитано по материалам статьи: М. И. Кроль, Б. И. Молитвин. Дробление железосодержащих руд в конусных дробилках КСД-3000Т и КМД-3000Т. — Обогащение руд. 1985, № 1.

Зависимость суммарного выхода продукта (по плюсу) от размера отверстий сита в долях d_n описывается следующим образом:

Размер отверстия сита, доли d_n	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
Суммарный выход класса по плюсу, %	90	70	52	40	30	22	16	11	7

Размер номинального куска в продукте разгрузки дробилки определяется для материала средней крепости по данным табл. 2.19 для выбранной ширины выходной щели.

Для руд с крепостью, отличающейся от средней, размер номинального куска определяется по табл. 2.19 с поправкой на крепость

$$d_{н.с} = a d_{н.с.}$$

где $d_{н.с}$ — номинальная крупность руды средней крепости; a — коэффициент, зависящий от крепости руды следующим образом:

Категория крепости руды	Весьма твердые	Твердые	Средние	Мягкие
a	1,2	1,1	1	0,9

Порядок окончательного расчета. 1. Уточняем ширину выходных щелей дробилок, исходя из типоразмера дробилок, выбранных в предварительном расчете, и степени их загрузки с учетом необходимости получения в предыдущей стадии кусков, пригодных для загрузки в дробилки следующей стадии.

2. Выбираем грохоты для каждой стадии дробления, назначаем эффективность грохочения на них и определяем фактическую производительность дробилки в каждой стадии.

3. Рассчитываем номинальную крупность дробленых продуктов по стадиям и гранулометрический состав продуктов в раз-

личных узлах схемы с целью определения поправочных коэффициентов для расчета грохотов и дробилок.

4. Определяем уточненную производительность грохотов и дробилок данного типоразмера и число единиц устанавливаемого оборудования.

Примеры расчета одностадийных схем дробления

Дробление в открытом цикле без предварительного грохочения (схема А, рис. 2.2). Даны производительность Q_1 по исходному материалу, характеристика крупности β_1^{+d} материала исходного. При расчете необходимо определить характеристику крупности дробленого продукта 2.

Для дробилки, выбранной по предварительному расчету, находим номинальную ширину выходной щели и определяем степень закругления, номинальный диаметр дробленого продукта и его гранулометрический состав. Определяем производительность дробилки с учетом крепости, крупности и влажности руды.

Содержание класса $-d$ в дробленом продукте определяем для нескольких крупностей, пользуясь типовой характеристикой дробленого продукта.

Для классов размером менее ширины выходной щели i приrost содержания класса $-d$ осуществляется только за счет дробления крупного класса, содержание которого равно β_1^{+i} .

Таким образом, содержание расчетного мелкого класса в дробленом продукте

$$\beta_2^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+i} b_1^{-d},$$

а содержание класса крупнее размера выходной щели для случая $d > i_1$

$$\beta_2^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+d} b_1^{-d}.$$

Упрощенным способом можно определить характеристику дробленого продукта по табл. 2.18.

Дробление в открытом цикле с предварительным грохочением (схема Б, рис. 2.2). Даны производительность Q_1 по исходному материалу, характеристика крупности исходного материала β_1^{+d} , типовая характеристика дробленого продукта b_{II}^{+d} , эффективность грохочения E_{I-II}^{+d} , размер отверстий сита a_I и ширина выходной щели дробилки i_{II} .

Для расчета характеристик крупности продукта 5 намечают три-четыре расчетных класса крупности, которые делили бы приблизительно равномерно участок оси размеров от 0 до d_{II} .

Содержания расчетных классов в продукте 5 определяем по следующим формулам:

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+i} b_{II}^{-d}; \quad (2.9)$$

для случая $d > i_{II}$

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+d} b_{II}^{-d}. \quad (2.10)$$

Массу продуктов 2 и 3 определяем как

$$Q_2 = Q_1 \beta_1^{-a_1} E_1^{-a_1}; \quad Q_3 = Q_1 - Q_2.$$

Эффективность грохочения принимаем для колосниковых грохотов $E_1 = 0,6 \div 0,7$, а для вибрационных — $E_1 = 0,8 \div 0,85$.

Дробление в замкнутом цикле с поверочным грохочением (схема В, рис. 2.2). Даны производительность Q_1 по исходному материалу, характеристика крупности исходного материала β_1^{+d} , типовая характеристика дробленого продукта b_{II}^{+d} , эффективность грохочения $E_1^{-a_1}$, размер отверстий сита a_1 и ширина выходной щели дробилки i_{II} .

Определяем массу продуктов 3, 4, 5:

$$Q_3 = Q_1 [1/E_1^{-a_1} + \beta_1^{+a_1} b_{II}^{+a_1}/b_{II}^{-a_1}];$$

$$Q_2 = Q_3; \quad Q_5 = Q_3 - Q_1; \quad Q_4 = Q_1.$$

Определяем в продукте 3 содержание классов крупностью $+a_1$ и $-0,5 a_1$, необходимое для расчета грохотов, имея в виду, что $\beta_3^{+a_1} = 1 - \beta_3^{-a_1}$, тогда:

$$\beta_3^{-a_1} = Q_1/(E_1^{-a_1} Q_3); \quad \beta_3^{-0,5a_1} \approx 0,5 \beta_3^{-a_1}.$$

Дробление в замкнутом цикле с совмещенными операциями предварительного и поверочного грохочения (схема Г, рис. 2.2). Даны производительность Q_1 по исходному материалу, характеристика крупности исходного материала β_1^{+d} , типовая характеристика дробленого продукта b_{II}^{+d} , эффективность грохочения $E_1^{-a_1}$, $E_{III}^{-a_{III}}$, размеры отверстий сит a_1 и a_{III} и ширина выходной щели дробилки i_{II} .

Определяем массу продуктов 2, 4 и 5;

$$Q_2 = Q_1 (1/E_1^{-a_1} + \beta_1^{+a_1}/b_{II}^{-a_1}); \quad Q_4 = Q_5 = Q_2 - Q_1.$$

Для расчета грохота необходимо рассчитать содержание «трудных» и затрудняющих зерен (характеристику крупности продукта):

$$\beta_2^{-a_1} = \frac{Q_1}{E_1^{-a_1} Q_2}; \quad \beta_2^{+a} = 1 - \beta_2^{-a}; \quad \beta_2^{-0,5a} \approx 0,5 \beta_2^{-a}.$$

Дробление в замкнутом цикле с отдельными операциями предварительного и поверочного грохочения (схема Д, рис. 2.2). Даны производительность Q_1 по исходному материалу, характеристика крупности исходного материала β_1^{+d} , типовая характеристика дробленого продукта

b_{II}^{+d} , эффективность грохочения $E_I^{-a_I}$, $E_{III}^{-a_{III}}$, размеры отверстий сит a_I и a_{III} и ширина выходной щели дробилки i_{II} .

Определяем массу продуктов 2, 3, 4, 5 и 6:

$$Q_2 = Q_1 \beta_I^{-a_I} E_I^{-a_I}; \quad Q_6 = Q_3 = Q_1 - Q_2;$$

$$Q_4 = Q_5 = Q_3 (1/E_{III}^{-a_{III}} + \beta_3^{+a} b_{II}^{+a}/b_{II}^{-a}).$$

Определяем характеристику крупности продуктов:

$$\beta_5^{-a_{III}} = Q_3/(E_{III}^{-a_{III}} Q_5); \quad \beta_5^{+a_{III}} = 1 - \beta_5^{-a_{III}}; \quad \beta_5^{-0,5a_{III}} = 0,5 \beta_5^{-a_{III}}.$$

Пример расчета трехстадиальной схемы дробления ББГ (см. рис. 2.4).

Даны производительность Q_1 по исходному материалу, характеристика крупности исходного материала β_I^{+d} , типовые характеристики дробленых продуктов в отдельных стадиях дробления b_{II}^{+d} , b_{IV}^{+d} , b_{VI}^{+d} , размеры отверстий сит в грохотах a_I , a_{III} , a_V , эффективности грохочений в отдельных стадиях $E_I^{-a_I}$, $E_{III}^{-a_{III}}$, $E_V^{-a_V}$.

Определяем массы продуктов 6 и 7:

$$Q_6 = Q_5 \beta_5^{-a_{III}} E_{III}^{-a_{III}}; \quad Q_7 = Q_1 - Q_6.$$

Содержание $\beta_5^{-a_{III}}$ определяем по формулам (2.9) и (2.10).

Одновременно определяем содержание $\beta_5^{-a_V}$, необходимое в дальнейшем для расчета операции грохочения в III стадии.

Определяем массы продуктов 8, 9 и 10:

$$Q_8 = Q_7; \quad Q_9 = Q_1; \quad Q_{10} = Q_1 (1/E_V^{-a_V} + \beta_9^{+a_V}/b_{VI}^{-a_V}).$$

Определяем характеристику крупности продукта 9:

$$\beta_9^{+a_V} = 1 - \beta_9^{-a_V};$$

$\beta_9^{-a_V}$ находим по формулам (2.9) и (2.10) с соответствующей корректировкой номеров продуктов и операций.

Характеристику крупности продукта 10 рассчитываем по формуле

$$\beta_{10}^{-a_V} = Q_1/(Q_{10} E_V^{-a_V}); \quad \beta_{10}^{-0,5a_V} \approx 0,5 \beta_{10}^{-a_V}.$$

При необходимости подробнее методику расчета см. в соответствующей учебной литературе.

2.3. ВЫБОР И РАСЧЕТ СХЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

2.3.1. ОПЕРАЦИИ КЛАССИФИКАЦИИ В СХЕМАХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Операции классификации применяются для вывода готового по крупности материала из питания или для разгрузки мельницы. Для классификации питания используется предварительная клас-

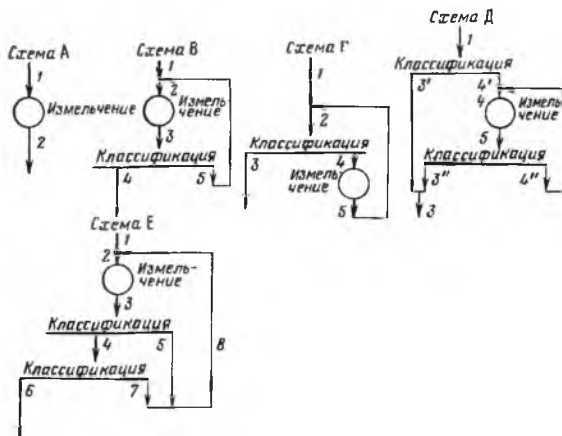


Рис. 2.6. Одностадиальные схемы измельчения:

А — в открытом цикле; В — в замкнутом цикле с поверочной классификацией; Г — в замкнутом цикле с совмещенными операциями предварительной и поверочной классификации; Д — в замкнутом цикле с раздельными операциями предварительной и поверочной классификации; Е — в замкнутом цикле с контрольной классификацией слива поверочной классификации

сификация, а для продукта, выгружаемого из мельниц, — поверочная и контрольная.

Контрольной классификацией принято называть повторную классификацию продуктов поверочной классификации с целью более полного выделения из них разделяемых по крупности классов.

Операции классификации могут совмещаться в одном аппарате, и тогда они носят двойное название — предварительная и поверочная классификация.

Использование классификации в схемах измельчения повышает содержание средних по крупности классов в питании мельницы, что в большинстве случаев способствует повышению их производительности.

Схемы измельчения, подобно схемам дробления, состоят из отдельных стадий. Из большого числа возможных вариантов схем одностадиального измельчения чаще всего применяют (рис. 2.6):

измельчение в открытом цикле (схема А);

измельчение в замкнутом цикле с поверочной классификацией песков (схема В);

измельчение с предварительной и поверочной классификацией (схемы Г и Д);

измельчение в замкнутом цикле с поверочной и контрольной классификацией слива (схема Е).

Наиболее распространенным является вариант схемы В.

При использовании такой схемы пески классификатора возвращаются в мельницу, увеличивая содержание в ней крупных классов, что уменьшает вероятность нерационального удара шаром мелкой частицы с бесполезной затратой энергии падающего шара.

Отношение массы песков Q_5 к массе исходного питания Q_1 носит название циркулирующей нагрузки C . Между величиной C и относительной производительностью мельницы по вновь образованному классу расчетной крупности q^{-d} существует определенная зависимость — относительная производительность мельницы возрастает при росте циркулирующей нагрузки.

2.3.2. ВЫБОР СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Схема измельчения для больших фабрик обычно выбирается после опытно-промышленных испытаний измельчаемости руды на опытных секциях или установках. В случае невозможности проведения таких испытаний схему выбирают путем технико-экономического сравнения нескольких вариантов. На большинстве рудообогатительных фабрик рудоподготовка осуществляется в усредненных условиях.

Усредненными условиями работы (без осложняющих обстоятельств) можно считать следующие: состав руды позволяет дробить ее в сухом виде до крупности 10—20 мм; конечная крупность измельчения перед обогащением не превышает 60—65 % класса —0,074 мм; вкрапленность и свойства минералов не требуют стадияльного обогащения.

В этом случае конкурентоспособные варианты рудоподготовки для сравнения следующие [36].

Схема 1. Дробление до 10—13 мм и одностадияльное измельчение в больших шаровых мельницах (с решеткой или с центральной разгрузкой), работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами.

Схема 2. Дробление до 20 мм и двухстадияльное измельчение по схеме типа АГ или АЕ (стержневая и шаровая мельницы с соотношением объемов $V_{II} : V_I \approx 2$). Мельница II стадии измельчения работает в замкнутом цикле с гидроциклонами.

При наличии осложняющих обстоятельств схемы рудоподготовки могут усложняться. В случае агрегатной либо неравномерной вкрапленности хрупких минералов требуется стадияльное

обогащение. Это приводит к использованию двухстадиальных и многостадийных схем измельчения (и обогащения). Такие же схемы рудоподготовки требуются для руд с очень тонкой вкрапленностью.

Если испытаниями обогатимости установлено повышение извлечения ценных компонентов при самоизмельчении, целесообразно рассмотреть схемы рудного самоизмельчения и полусамозмельчения крупнодробленой руды. Такие схемы обязательно используются для рудоподготовки золотых руд и часто применяются на медно-молибденовых фабриках большой производительности.

Присутствие в рудах тонких первичных шламов, нарушающих ведение процесса обогащения, вызывает необходимость использования схем с предварительной классификацией. Применение промывки дробленой руды обязательно перед обогащением в тяжелых суспензиях и перед отсадкой.

Окончательный вариант рудоподготовки выбирается на основании техно-экономического сравнения вариантов.

2.3.3. РАСЧЕТ СХЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Оценка крупности продукта. Крупность продуктов измельчения оценивают по их гранулометрическому составу. Продукты характеризуют условной максимальной крупностью d_n и содержанием расчетного класса крупности. За такой расчетный класс чаще всего принимают класс $-0,074$ мм (95 % класса $-0,074$ мм соответствуют крупности $d_n = 0,074$ мм).

Для характеристики тонких продуктов расчетными классами могут быть 0,040 и 0,020 мм, а для грубых продуктов — 0,2 и 0,15 мм. Приближенные зависимости между содержаниями классов различной крупности даны в табл. 2.20.

Переход от одного расчетного класса к другому приближенно выполняется по уравнению Розина—Раммлера

$$1 - \beta^{-d} = e^{-bd} \quad \text{или} \quad \beta^{-d} = 1 - e^{-bd}, \quad (2.11)$$

где d — размер расчетного класса крупности, мм; b — параметр уравнения для продуктов измельчения и классификации; β^{-d} — содержание суммарного класса крупностью $-d$ в продукте, доли ед.

При заданном содержании одного класса (например, 0,074 мм) по формуле определяют параметр b и после второй подстановки находят содержание любого класса крупности.

Переход от одного расчетного класса крупности к другому необходим для определения содержания в продуктах тонких классов (размером менее 0,15 d_n). Такие классы при классификации распределяются пропорционально распределению воды.

Т а б л и ц а 2.20. Содержание (%) расчетных классов крупности в продуктах измельчения разного максимального размера

Расчетный класс крупности, мм	Номинальный размер измельченного продукта β'_c мм									
	2,1	1,0	0,62	0,43	0,32	0,24	0,18	0,14	0,094	0,074
—0,2	25	46	62	75	85	92	96	—	—	—
—0,074	10	20	30	40	50	60	70	80	90	95
—0,040	5,6	11,3	17,3	24	31,5	39,5	48	58	71,5	80,5
—0,020	—	—	9	13	17	22	26	35	46	55

Расчет выходов слива и песков классификатора (гидроциклона) по заданным разжижениям продуктов.

Основную сложность при расчете схем измельчения представляет определение выходов продуктов классификации. Сделав предположение, что тонкие классы (0,04, 0,02 или 0,015 мм) распределяются между продуктами пропорционально распределению воды, нетрудно получить формулы:

$$\gamma_c = (\beta'_n R_c - \beta'_c R_n) / [\beta'_c (R_c - R_n)]; \quad (2.12)$$

$$\gamma_n = 1 - \gamma_c; \quad (2.13)$$

$$\gamma_n = R_c (\beta'_c - \beta'_n) / [\beta'_c (R_c - R_n)], \quad (2.14)$$

где γ_c и γ_n — выход соответственно слива и песков от операции, доли ед.; R_c и R_n — Ж:Т по массе в продуктах; β'_n и β'_c — содержание тонкого класса соответственно в исходном продукте и в сливе, доли ед.

При известном разжижении R_n исходного продукта, поступающего на классификацию, разжижение слива определяют по формуле

$$R_c = R_n \beta'_c / \beta'_n.$$

Разжижение слива гидроциклона или классификатора, работающих в открытом цикле, принимают по данным практики с учетом крупности слива.

Для классификаторов и гидроциклонов, работающих в замкнутом цикле, разжижение слива назначают по данным практики либо определяют по эмпирической формуле, учитывающей выход и крупность слива:

$$R_c = (1 - T_c) / T_c;$$

$$T_c = T_n \gamma_c / (K T_n + \gamma_c - 1), \quad (2.15)$$

Таблица 2.21. Значения T_n и K для песков гидроциклонов в зависимости от крупности слива

Параметр, характеризующий плотность песков	Содержание класса —0,074 мм, доли ед.					
	0,4—0,5	0,5—0,6	0,6—0,7	0,7—0,8	0,8—0,9	0,9—0,95
T_n , доли ед.	0,80	0,77	0,75	0,72	0,70	0,67
K	1,46	1,62	1,83	2,10	2,47	2,83

где T_c и T_n — содержание твердого соответственно в сливе и песках гидроциклона по массе, доли ед.; K — коэффициент, учитывающий крупность слива:

$$K = 1 - 0,7\beta (2,7/\rho_r)^{0,25},$$

β — содержание класса —0,074 мм в сливе, доли ед.; ρ_r — объемная плотность руды.

Значения T_n и K в зависимости от содержания в сливе класса менее 0,074 мм для руды плотностью $\rho_r = 2,7$ т/м³ принимают по табл. 2.21. Разжижение в песках классификатора принимают равным $R_n = 0,25 - 0,43$ (меньшие значения относятся к рудам высокой плотности).

Разжижение в песках гидроциклона R_n вычисляют по формуле

$$R_n = (1 - T_n)/T_n, \quad (2.16)$$

где T_n — содержание твердого в песках берут по табл. 2.21.

Циркулирующая нагрузка. Значение циркулирующей нагрузки C необходимо знать для выбора гидроциклонов и насосов при работе мельниц в замкнутом цикле, а также при проверке производительности выбранных мельниц по общему питанию.

При проектировании значения C в зависимости от условий работы принимают в следующих пределах:

Грубое измельчение (до 50 % класса —0,074 мм) на мягких рудах	1,5—2
То же, на рудах средней твердости и твердых	2—3
Тонкое измельчение (до 85 % класса —0,074 мм) на рудах средней твердости и твердых	3—6

Выборную циркулирующую нагрузку необходимо после определения размеров мельницы проверить, оценив пропускную способность мельницы. Удельная производительность по общему питанию q_v не должна превышать 10—12 т/(м³·ч):

$$q_v = Q_0/V,$$

где V — объем устанавливаемой мельницы, м³; Q_0 — суммарная производительность (по твердому) по исходному продукту и пескам, т/ч.

Если $q_v \geq 12$ т/(м³·ч), то значение C следует уменьшить.

Расчет типовых схем измельчения

Схема измельчения в замкнутом цикле с поверочной классификацией (см. рис. 2.6, схема В). Даны производительность Q_1 по исходному продукту, содержания расчетного класса крупности в исходном продукте β_1^{-d} и в сливе классифицирующего аппарата β_4^{-d} .

Необходимо определить производительность по всем продуктам и их плотности. Назначаем оптимальную циркулирующую нагрузку $C_{\text{опт}}$, исходя из условий измельчения.

Затем определяем производительность по всем продуктам по формулам:

$$Q_2 = Q_1(1 + C_{\text{опт}}); \quad Q_3 = Q_2; \quad Q_4 = Q_1; \quad Q_5 = Q_1 C_{\text{опт}}.$$

Плотность слива задаем по данным промышленных аналогов или определяем по формуле (2.15) с учетом того, что $\gamma_c = 1/(1 + C_{\text{опт}})$.

Схема измельчения в замкнутом цикле с совмещенными операциями предварительной и поверочной классификации (см. рис. 2.6, схема Г). Расчет такой схемы приходится выполнять для двухстадиальных схем и при проведении промывки перед измельчением. Даны производительность Q_1 по исходному продукту, содержания расчетного класса крупности в исходном β_1^{-d} и конечном β_3^{-d} продуктах. Необходимо определить производительность по всем продуктам и их плотности.

$Q_3 = Q_1$. Для определения Q_2 и Q_4 сделаем дополнительные построения. Представим схему в развернутом виде (см. рис. 2.6, схема Д). При этом примем одинаковыми крупности продуктов $3'$, $3''$ и 3 : $\beta_{3'}^{-d} = \beta_{3''}^{-d} = \beta_3^{-d}$.

Очевидно, что

$$Q_{3'} + Q_{3''} = Q_3, \quad \text{а} \quad Q_{4'} + Q_{4''} = Q_4 = Q_5.$$

Для определения $Q_{3'}$ принимаем $R_{3'} = R_c$ и задаемся значениями R_n , выбирая T_n по табл. 2.21.

Зная β_1^{-d} и β_3^{-d} , определяем содержания классов, распределяющихся как вода, и находим по формулам (2.12) — (2.14) выходы слива и песков. Определяем $Q_{3'}$ и $Q_{4'}$.

Дальнейший ход расчета определяется тем, какие показатели задаются в качестве исходных.

В а р и а н т 1. Задаемся разжижением слива поверочной классификации таким же, как для предварительной классификации: $R_{3''} = R_{3'}$. Выход слива от операции определяем из формулы (2.15)

$$\gamma_c = T_c (KT_n - 1) / (T_n - T_c).$$

Зная крупность слива, по табл. 2.21 найдем необходимые для расчетов значения T_n и K . После этого определим производительности по различным продуктам:

$$Q_{4''} = Q_{4'}(1 - \gamma_c)/\gamma_c; \quad Q_4 = Q_5 = Q_{4'} + Q_{4''}.$$

В а р и а н т 2. Задаемся циркулирующей нагрузкой $C_{\text{опт}}$ в цикле измельчения. Определяем частный выход продукта 3''

$$\gamma_{3''} = 1/(1 + C_{\text{опт}}).$$

Находим производительности по продуктам: $Q_{4''} = Q_{4'} \cdot C_{\text{опт}}$; $Q_4 = Q_{4'}(1 + C_{\text{опт}})$. По формуле (2.15) рассчитываем плотность слива $T_{3''}$ и общую плотность слива T_3 .

Схема измельчения в замкнутом цикле с контрольной классификацией слива поверочной классификации (см. рис. 2.6, схема Е). Даны производительность Q_1 по исходному продукту, содержания расчетного класса в исходном продукте β_1^{-d} и сливах классифицирующих аппаратов β_4^{-d} и β_6^{-d} . Необходимо определить производительности по всем продуктам и их плотности.

Назначаем значение разжижения R_6 продукта 6 классификации, исходя из требований технологического процесса к необходимой крупности слива.

Определяем содержания расчетных мелких классов β_4' и β_6' , распределяющихся как вода. Находим разжижение R_4 для продукта 4 по формуле

$$R_4 = R_6 \beta_6' / \beta_4'.$$

Определяем разжижение R_7 для продукта 7 по формуле (2.16).

Определяем частотный выход продукта 6 от операции контрольной классификации по формуле (2.12). Назначаем $C_{\text{опт}}$ в цикле измельчения и находим производительности по всем продуктам:

$$Q_8 = Q_1 C_{\text{опт}}; \quad Q_2 = Q_3 = Q_1(1 + C_{\text{опт}});$$

$$Q_5 = Q_1; \quad Q_4 = Q_6 / \gamma_6'; \quad Q_7 = Q_4 - Q_6; \quad Q_5 = Q_8 - Q_7.$$

Схема двухстадиального измельчения со стержневой мельницей в I стадии (рис. 2.7). Даны производительность Q_1 по исходному продукту, содержания расчетного класса крупности в исходном продукте β_1^{-d} и сливе классифицирующего аппарата β_4^{-d} . При расчете необходимо найти производительности по всем продуктам.

Прежде всего необходимо задаться соотношением объемов мельниц по стадиям $V_{II} : V_I$ и удельными производительностями мельниц по вновь образованному расчетному продукту в каждой стадии (q_I^{-d} и q_{II}^{-d}).

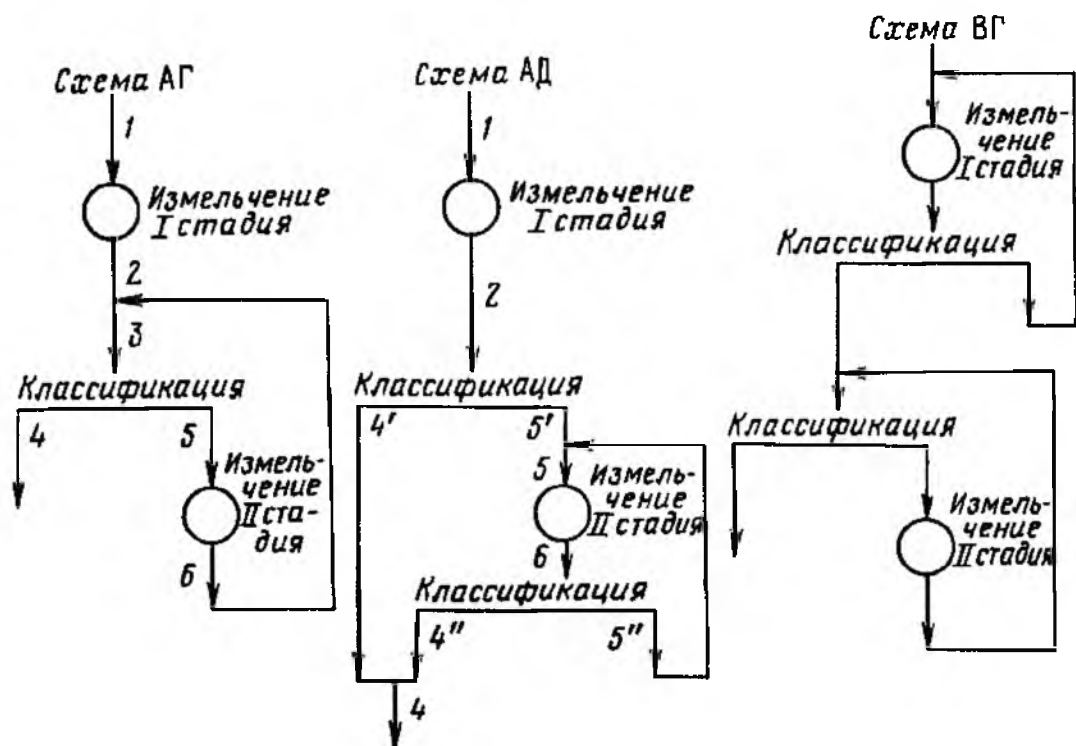


Рис. 2.7. Двухстадиальные схемы измельчения:

АГ — с установкой в I стадии стержневой мельницы в открытом цикле; АД — с установкой в I стадии стержневой мельницы в открытом цикле с отдельными операциями классификации во II стадии; ВГ — с замкнутыми циклами в каждой стадии измельчения

Обозначим отношение объемов мельниц $V_{II}:V_I=m$ и отношение удельных производительностей по вновь образованному классу $q_{II}^{-d}:q_I^{-d}=k$. Объемы V_{II} и V_I подбираем по каталогам в нескольких вариантах с учетом производственной мощности фабрики так, чтобы отношение мощностей приводов мельниц $N_{II}:N_I=1,5\div 2,0$.

Отношение $q_{II}^{-d}:q_I^{-d}$ принимаем по данным практики. Если практические данные отсутствуют, то можно принять $q_{II}^{-d}:q_I^{-d}=0,8$.

Первый этап расчета — определение содержания расчетного класса в продукте разгрузки мельницы I стадии:

$$\beta_2^{-d} = \beta_1^{-d} + (\beta_4^{-d} - \beta_1^{-d}) / (1 + km). \quad (2.17)$$

Дальнейший расчет ведется аналогично расчету одностадиальной схемы с совмещением операций предварительной и поверочной классификации (см. рис. 2.6, схема Г).

Схемы двух- и многостадийного измельчения с замкнутым циклом в каждой стадии (см. рис. 2.7, схема ВГ). Схемы рассчитываются как две или несколько последовательных одностадиальных схем, для каждой из которых методика расчета принимается в зависимости от конфигура-

ции схемы. Распределение объемов мельниц между стадиями обычно связано с необходимой крупностью измельчения, определяемой крупностью вкрапленности ценных минералов и видом используемого обогатительного процесса.

Схемы измельчения с использованием мельниц само- и полусамостоятельного измельчения (рис. 2.8). Схемы само- и полусамостоятельного измельчения используются на фабриках большой и очень большой производственной мощности в случае получения технологических преимуществ при замене стальной среды рудой либо в случаях, когда физические свойства руды (влажность, глинистость) не позволяют ее мелко дробить.

Из большого числа вариантов преимущественное применение находят схемы, изображенные на рис. 2.8 [21, 48].

Характеристика схем (см. рис. 2.8) и условия их применения

Схема А. Одностадиальное рудное полусамостоятельное измельчение с добавкой шаров (4—10 % объема мельницы). Конечная крупность измельчения 50—60 % класса — 0,074 мм. Грохочение продукта разгрузки мельницы в специальной бутаре или на двухдечном грохоте с классификацией нижнего продукта грохота в гидроциклоне. Между грохотом и гидроциклоном возможна установка спирального классификатора.

Схема Б. Многостадиальное рудное самостоятельное измельчение твердой руды. Крупность измельчения в I стадии — 50—60 % класса — 0,074 мм. Грохочение продукта разгрузки мельницы на двухдечном инерционном грохоте. В дробилке додрабатывается часть класса критической крупности (—75+25 мм), другая часть (6—8 % руды) используется при необходимости в мельницах рудно-галечного измельчения II и III стадий. Возвращение циркулирующего продукта (кроме песков гидроциклона) — ленточным конвейером. Если рудная галя не выводится, схема применяется как одностадиальная.

Схема В. Многостадиальная схема рудного самостоятельного измельчения для крепких и вязких руд. Крупность измельчения в I стадии до 60—85 % класса — 0,074 мм. В отличие от схемы Б, между бутарой и гидроциклоном установлен спиральный классификатор. В остальном схема В аналогична схеме Б.

Схема Г. Двухстадиальное измельчение до конечной крупности 60—85 % класса — 0,074 мм. В I стадии рудное полусамостоятельное измельчение, во II стадии — шаровое измельчение. Возврат надрешетного продукта грохота в мельницу осуществляется ленточным конвейером.

Схема Д. Аналогична схеме Г. Различия связаны с наличием в мельнице бутары закрытого типа. Нижний продукт бутары насосом подается на однодечный грохот, установленный выше мельницы, чем исключается необходимость использования ленточного конвейера.

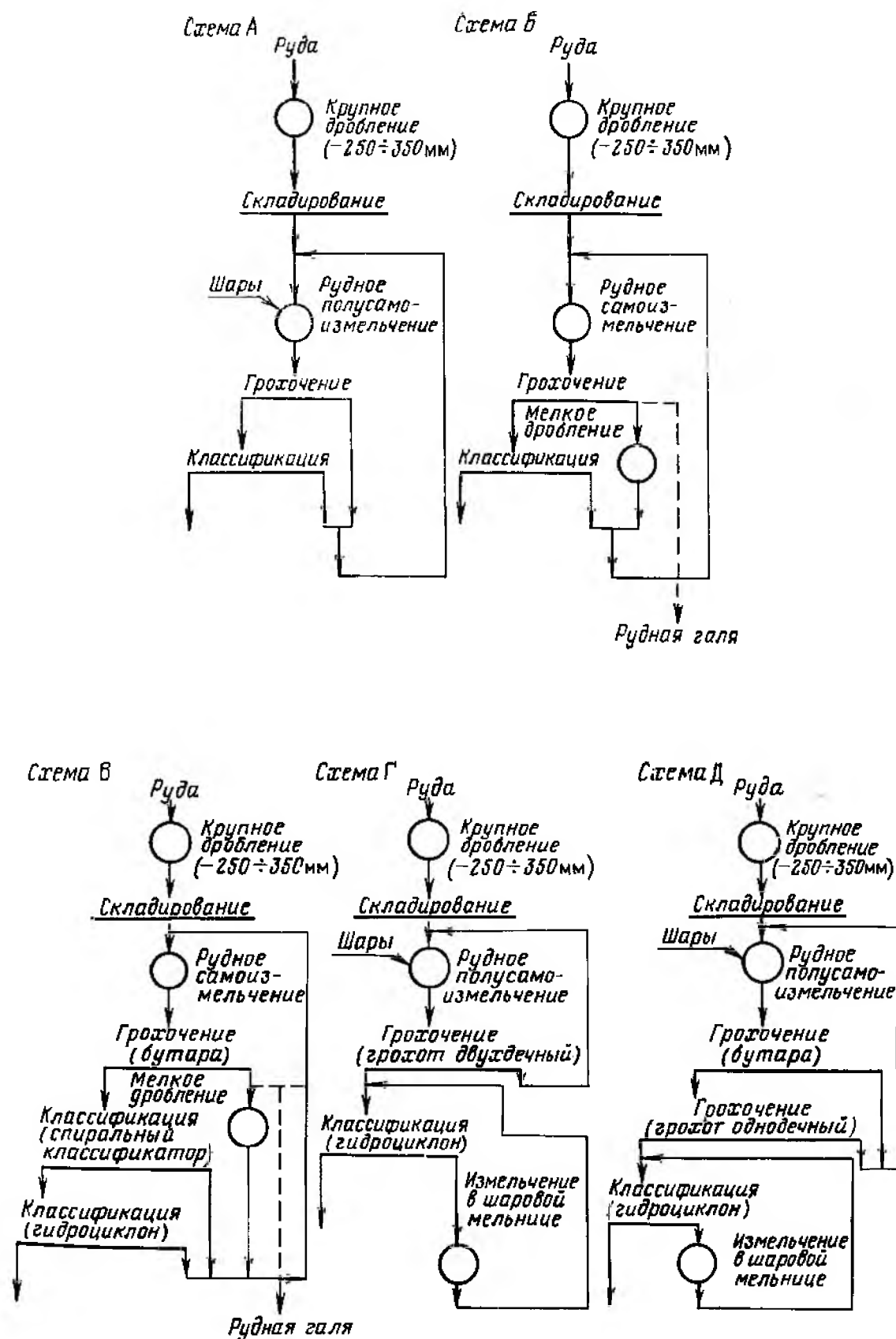


Рис. 2.8. Схемы рудного само- и полусамомельчения

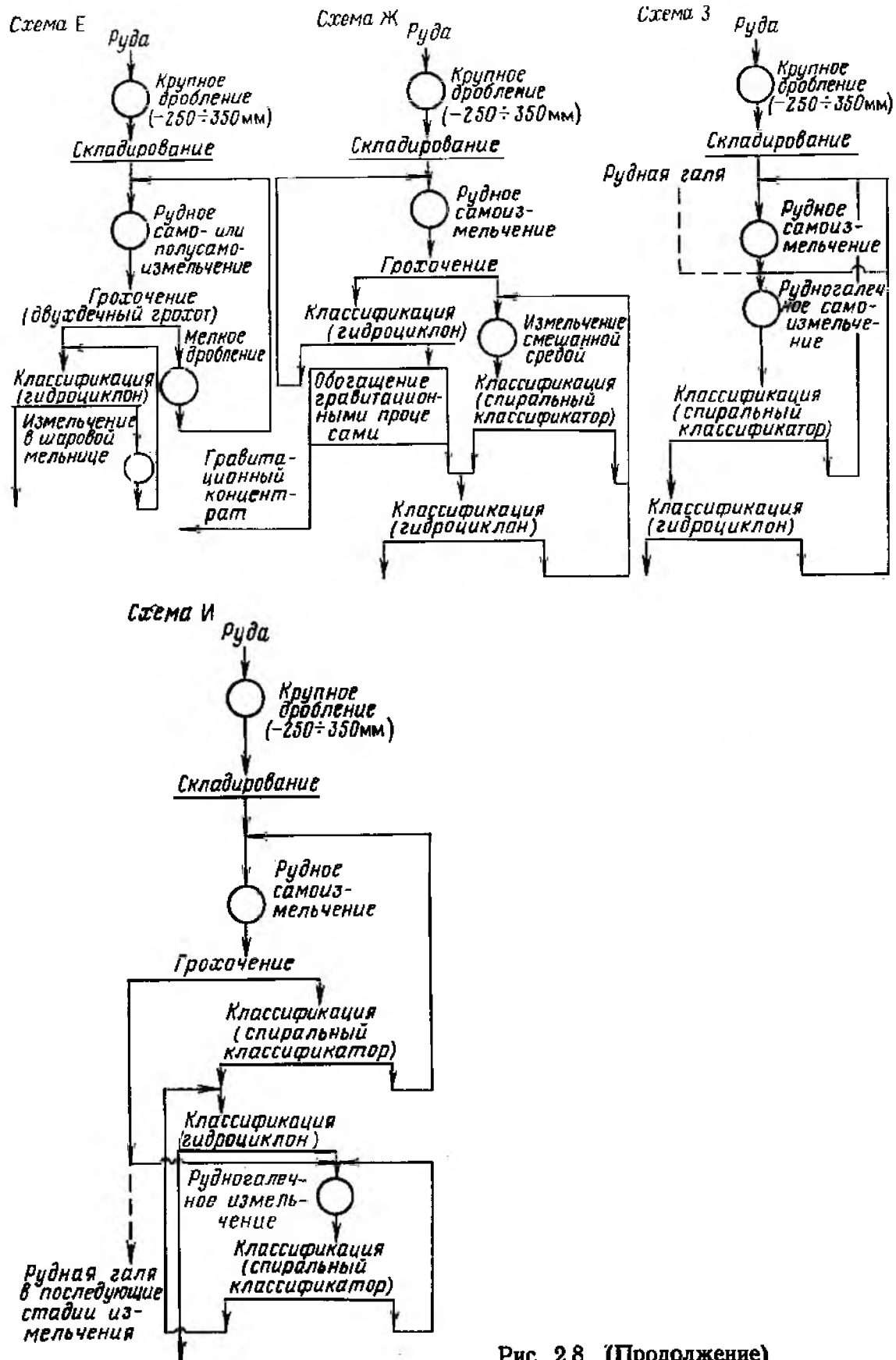


Рис. 2.8. (Продолжение)

Схема Е. Двухстадиальное измельчение до конечной крупности 60—85 % класса — 0,074 мм. Само- или полусамомельчение в I стадии, шаровое измельчение во II стадии. Наиболее надежная в эксплуатации схема для руд с переменным составом во времени по крупности и прочности.

Схема Ж. Двухстадиальное измельчение до конечной флотационной крупности для комплексных руд, обогащаемых по гравитационно-флотационным схемам. Применяется для руд, в которых критическая по крупности фракция представлена мелкими классами, не требующими додробления.

Схемы З и И. Многостадийные схемы полного рудного самоизмельчения до конечной крупности тоньше 85 % класса — 0,074 мм. Применимы для руд, не образующих при рудном самоизмельчении избыточной массы рудной гали. Весь класс критического размера (—75+25 мм) используется в качестве измельчающей среды в рудногалечных мельницах II и III стадий.

Для схемы З получение рудной гали должно планироваться из дробильного отделения действующей фабрики.

Расчет схем проводится аналогично расчетам, приведенным выше. Основную сложность составляют определение оптимальной циркулирующей нагрузки $C_{\text{опт}}$ и выбор удельной производительности мельниц самоизмельчения.

Циркулирующая нагрузка мельниц мокрого рудного самоизмельчения изменяется от 50—60 до 400—800 % и выше. Более высокие циркулирующие нагрузки применяются при измельчении руды до конечной флотационной крупности в одну стадию.

В ряде случаев (например, схемы Б, В, И, рис. 2.8) из продукта разгрузки мельницы выводится часть рудной гали, используемой затем в рудногалечных мельницах в качестве измельчающей среды. Масса выводимого материала составляет 10—12 % избыточной гали.

По схемам Б, В (см. рис. 2.8) крупное избыточное зерно (материал —75+25 мм) направляется на додробление в дробилки мелкого дробления. Объем материала, направляемого на дробление, составляет 25—40 % питания мельниц.

При расчетах схем полусамомельчения в I стадии и с шаровым измельчением во II стадии (см. рис. 2.7, схема В, Г) необходимо уточнение распределения объемов мельниц между стадиями. Расчет ведется с определением содержания расчетного класса крупности по формуле (2.17).

Удельные производительности мельниц полусамомельчения принимают по данным промышленных испытаний либо из опыта работы предприятий. В связи со значительными колебаниями производительности от переменных факторов выбор схемы и определение удельных производительностей аппаратов возможны лишь после промышленных испытаний по самоизмельчению больших проб руды.

2.4. ВЫБОР СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Схемы обогащения можно классифицировать, исходя из нескольких признаков: 1) число используемых методов; 2) число используемых в каждом методе процессов; 3) число используемых в каждом процессе операций; 4) число используемых стадий изменения крупности полезного ископаемого.

Основанием для выбора того или иного метода является различие в разделительных признаках минералов и экономичность использования того или иного метода по данным практики.

Выбор обогатительного процесса определяется крупностью вкрапленности разделяемых минералов, различиями в разделительных признаках минералов, технико-экономическими данными каждого конкурирующего процесса.

Выбор числа операций для осуществления каждого процесса связан с требованиями к конечным продуктам (по содержанию и извлечению), сепарационными характеристиками используемых аппаратов.

По первому признаку могут применяться монометодные (флотационные, гравитационные, магнитные), диметодные (гравитационно-магнитные, флотационно-гравитационные и т. д.) и полиметодные (гравитационно-флотационно-магнитные и т. д.) схемы обогащения.

Руды цветных металлов чаще всего обогащаются по флотационным схемам. При наличии в полезных ископаемых удельно-тяжелых ценных минералов для их извлечения дополнительно используют гравитационные методы и применяют флотационно-гравитационные схемы.

Магнитные свойства железных и некоторых других минералов служат основанием для использования магнитного метода. При наличии в сульфидных рудах магнетита применяют флотационно-магнитные схемы.

Примером полиметодной схемы обогащения может служить схема Ковдорского ГОКа, на котором производится последовательное выделение магнетита, баделлеита и апатита методами магнитного, гравитационного и флотационного обогащения.

По второму признаку в схемах каждый из применяемых методов может использоваться в виде нескольких процессов. Так, флотационный метод шире всего представлен в схемах процессом пенной флотации.

Использование гравитационного метода чаще всего осуществляется в виде процессов тяжелосреднего обогащения, отсадки, концентрации на столах, обогащения на винтовых сепараторах и шлюзах.

Магнитный метод осуществляется процессами сухой и мокрой сепарации в полях низкой и высокой интенсивности. Вид процесса определяется конструкцией используемого аппарата.

Схемы состоят из циклов, в которых выделяются минералы одного состава, либо минералы с близкими по значению разделительными признаками. Так, например, при обогащении полиметаллических, баритсодержащих руд схемы флотационного обогащения состоят из циклов сульфидной и баритовой флотации.

В схемах флотации полиметаллических руд могут выделяться циклы коллективной, селективной, свинцовой, медной, цинковой флотаций и др.

При гравитационном обогащении оловянных руд выделяют циклы отсадки, концентрации на столах, обогащения на шлюзах. В этом случае разделительным признаком, используемым в разных процессах, является помимо плотности и крупность.

Выделяют циклы получения черновых концентратов и их доводки, промпродуктовые циклы.

По третьему признаку каждый из процессов чаще всего осуществляется в виде нескольких операций. В каждом из циклов могут быть основные, контрольные и перечистные операции.

В основных операциях (основной флотации, основной концентрации, основной магнитной сепарации и т. д.) производится выделение основной массы ценных минералов в обогащенный продукт с получением черногового концентрата основной операции и промпродукта (хвостов) основной операции. Для окончательного выделения ценных минералов из хвостов применяют операции контрольного обогащения, а для повышения качества обогащенного продукта — перечистки черногового концентрата. Число перечисток и контрольных операций зависит от свойств обогащаемых минералов, требований к качеству концентратов и ценности минералов, содержащихся в полезных ископаемых.

Для большинства процессов применение более двух перечисток без введения операций изменения величины разделительных признаков минералов нерационально. Указанные изменения могут достигаться при доизмельчении, оттирке, температурной обработке, загрузке флотационных реагентов и др. Простое увеличение числа перечисток ведет к росту циркуляции промежуточных продуктов, имеющих величину разделительного признака среднюю между концентратом и хвостами.

По четвертому признаку схемы обогащения различаются по числу стадий.

Число стадий обогащения связано с крупностью ценных минералов и размерами вкрапленности ценных минералов в пустую породу. Обычно многостадийные схемы применяют к тонковкрапленным рудам при высоких требованиях по качеству к концентратам.

В целом выбор схемы обогащения для проектирования осуществляется обычно технологами на основании исследовательских работ по обогатимости полезных ископаемых. Лишь для сравнительно простых случаев исследования обогатимости ограничива-

ются уровнем лабораторных испытаний. Обычно рекомендуемая для проектирования схема проверяется на опытно-промышленных установках институтов либо опытных секциях обогатительных фабрик.

2.5. РАСЧЕТ СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

В зависимости от детализации расчетов схемы обогащения могут подразделяться на принципиальные и полные. На принципиальных схемах изображаются отдельные циклы и стадии обогащения, а на полных все операции. На рис. 2.9 и 2.10 даны примеры принципиальной и полной схемы коллективно-селективной флотации полиметаллической руды.

Метод расчета количественных схем с использованием флотационного, гравитационного, магнитного либо других методов обогащения принципиально одинаков. При расчетах определяют для всех продуктов в схеме производительность Q , выход γ , содержание β , извлечение ϵ . В некоторых случаях определяют частное извлечение от операции E .

Удобнее расчет вести сначала в относительных показателях (γ , β , ϵ), а затем по заданной производительности Q_1 по исходному материалу рассчитывать производительность по продуктам

$$Q_n = Q_1 \gamma_n / 100,$$

где Q_n — производительность по n -му продукту; γ_n — выход n -го продукта.

Производительность по расчетному компоненту

$$P_n = P_1 \epsilon_n / 100,$$

где $P_1 = Q_1 \beta_1 / 100$, если относительные показатели определяются в процентах.

2.5.1. РАСЧЕТ ПРИНЦИПИАЛЬНЫХ СХЕМ

В схемах обогащения из одного исходного продукта могут быть получены два или более конечных продуктов.

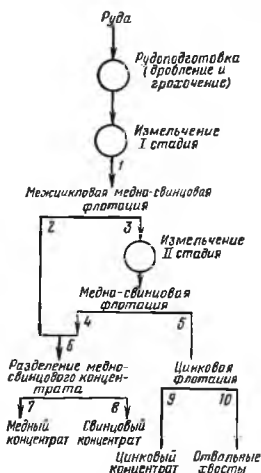


Рис. 2.9. Пример принципиальной схемы флотации полиметаллической руды

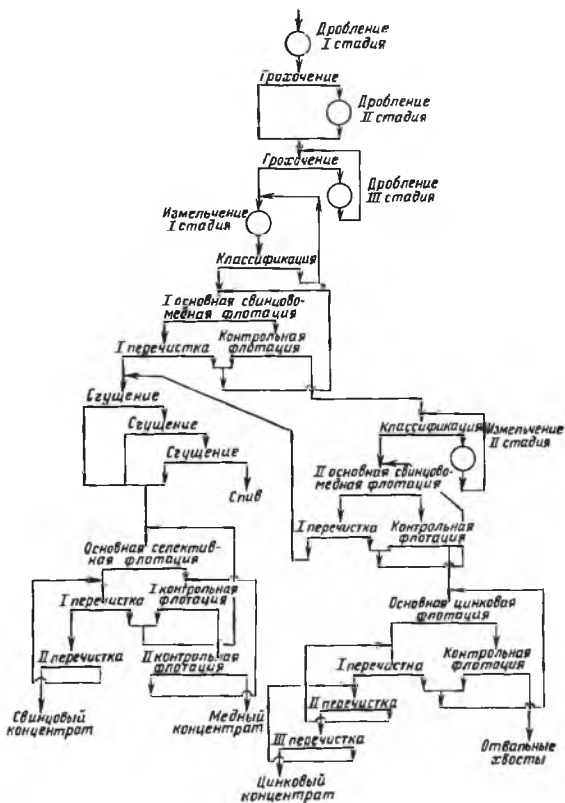


Рис. 2.10. Полная схема флотации полиметаллической руды

Расчетными компонентами в схемах являются твердая фаза, определяющая выход продуктов, и минералы, извлекаемые в одноименные продукты.

При выборе исходных показателей число их должно быть необходимым и достаточным. Для этого следует руководствоваться определенными правилами, так как при задании избыточного числа показателей могут быть получены разноречивые по значениям конечные показатели.

Порядок расчета. Примем в формулах для расчета следующие обозначения: N — общее число исходных показателей для расчета схемы; N_n — число исходных показателей, относящихся к продуктам операций разделения; N_e , N_p , N_v — число показателей соответственно по извлечению, содержанию и выходу, относящихся к продуктам разделения; a_p — число операций разделения; n_p — число продуктов разделения; c — число расчетных компонентов (включая твердую фазу); e — число определяемых элементов, по которым рассчитывается схема (металлов, неметаллов, золы и т. д.).

1. Общее число исходных показателей

$$N = c(n_p - a_p + 1) - 1. \quad (2.18)$$

Число расчетных компонентов

$$c = 1 + e. \quad (2.19)$$

2. Число исходных показателей, относящееся к продуктам обработки,

$$N_n = c(n_p - a_p). \quad (2.20)$$

3. Число исходных показателей, относящихся к руде,

$$N_p = N - N_n. \quad (2.21)$$

4. Максимальное возможное число извлечений, задаваемых по схеме для продуктов обработки,

$$N_{e\max} = n_p - a_p. \quad (2.22)$$

5. Число показателей содержаний в продуктах обработки

$$N_p = N - N_{e\max}. \quad (2.23)$$

Показатели выходов при расчетах флотационных схем обычно не задаются (они неустойчивы и зависят от содержаний расчетных компонентов в рудах).

6. Задаем (по данным исследований на обогатимость) численные значения показателей извлечений и содержаний в концентратных продуктах. Показатели извлечения могут задаваться как от исходной руды, так и от питания цикла или операции.

7. Определяем выходы тех продуктов, для которых заданы содержания

$$\gamma_n = \beta_n \varepsilon_n / \beta_n. \quad (2.24)$$

8. Определяем выходы остальных продуктов по уравнениям баланса.

9. Рассчитываем по уравнениям баланса все неизвестные извлечения.

10. Рассчитываем все недостающие содержания продуктов

$$\beta_n = \varepsilon_n \beta_1 / \gamma_n. \quad (2.25)$$

11. Для расчета схемы в абсолютных показателях при известной производительности по исходной руде определяем производительности по остальным продуктам

$$Q_n = Q_1 \gamma_n / 100. \quad (2.26)$$

12. Находим производительность по расчетному компоненту

$$P_n = Q_n \beta_n / 100. \quad (2.27)$$

Примеры расчета принципиальных схем

Принципиальная схема флотации монометаллической медной руды (рис. 2.11, а).

Расчет проводим по формулам (2.18)—(2.27); $e=1$; $c=2$; $n_p=2$; $a_p=1$.

1. Определяем $N=2(2-1+1)-1=3$.

2. $N_n=2(2-1)=2$.

3. $N_p=3-2=1$.

В качестве исходного параметра принимаем содержание меди в руде β_1 .

4. $N_{\text{вmax}}=2-1=1$.

Задаем извлечение меди в концентрат ε_2 .

5. $N_\beta=2-1=1$.

6. Задаем содержание меди в концентрате β_2^{Cu} .

7. Рассчитываем $\gamma_2^{\text{Cu}}=\beta_1 \varepsilon_2 / \beta_2$.

8. Находим $\gamma_3=100-\gamma_2$.

9. Определяем $\varepsilon_3=100-\varepsilon_2$.

10. Рассчитываем $\beta_3=\varepsilon_3 \beta_1 / \gamma_3$.

Принципиальная схема селективной флотации полиметаллической трехкомпонентной руды (см. рис. 2.11, б).

Расчет проводим по формулам (2.18)—(2.27); $e=3$; $c=4$; $n_p=6$; $a_p=3$.

1. $N=4(6-3+1)-1=15$.

2. $N_n=4(6-3)=12$.

3. $N_p=15-12=3$.

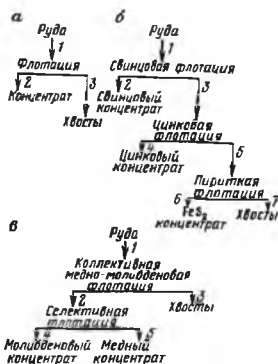


Рис. 2.11. Принципиальная схема флотации:

а — монометаллической руды; б — полиметаллической трехкомпонентной руды (селективная схема); в — двухкомпонентной руды (коллективная схема с последующим разделением концентрата)

В качестве исходных параметров принимаем β_1^{Pb} , β_1^{Zn} , β_1^S .

4. $N_{\text{е max}} = 6 - 3 = 3$. Задаем (по данным исследований) e_2^{Pb} , e_4^{Zn} , e_6^S .

5. $N_{\beta} = 12 - 3 = 9$.

6. Задаем значения содержаний в концентратных продуктах (по данным исследований) β_2^{Pb} , β_2^{Zn} , β_2^S , β_4^{Pb} , β_4^{Zn} , β_4^S , β_6^{Pb} , β_6^{Zn} , β_6^S .

7. Находим выходы продуктов γ_2 , γ_4 , γ_6 по основному компоненту данного цикла.

8. Определяем выходы хвостов каждого цикла: γ_3 , γ_5 , γ_7 .

9. Рассчитываем e_2^{Zn} , e_2^S , e_4^{Pb} , e_4^S , e_6^{Pb} , e_6^{Zn} и находим по уравнениям баланса e_3^{Pb} , e_3^{Zn} , e_3^S , e_5^{Pb} , e_5^{Zn} , e_5^S , e_7^{Pb} , e_7^{Zn} , e_7^S .

10. Определяем недостающие содержания β_3^{Pb} , β_3^{Zn} , β_3^S , β_5^{Pb} , β_5^{Zn} , β_5^S , β_7^{Pb} , β_7^{Zn} , β_7^S .

Принципиальная схема получения коллективного концентрата и его разделения, например, при обогащении медно-молибденовых руд (см. рис. 2.11, в).

Расчет проводим по формулам (2.18) — (2.27); $e = 2$; $c = 3$; $n_p = 4$; $a_p = 2$.

1. $N = 3(4 - 2 + 1) - 1 = 8$.

2. $N_n = 3(4 - 2) = 2$.

3. $N_p = 8 - 6 = 2$.

В качестве исходных параметров принимаем β_1^{Cu} и β_1^{Mo} .

4. $N_{\text{е max}} = 4 + 2 = 2$.

5. $N_{\beta} = 6 - 2 = 4$.



Рис. 2.12. Принципиальная схема обогащения монометаллической руды с выделением трех продуктов

6. Задаем (по данным исследований на обогатимость) ϵ_4^{Mo} , β_4^{Mo} , β_4^{Cu} , ϵ_5^{Cu} , β_5^{Cu} , β_5^{Mo} .

7. Определяем выходы продуктов 4, 5: $\gamma_4 = \epsilon_4^{Mo} \beta_4^{Mo} / \beta_1^{Mo}$; $\gamma_5 = \epsilon_5^{Cu} \beta_5^{Cu} / \beta_1^{Cu}$.

8. Находим $\gamma_2 = \gamma_4 + \gamma_5$ и $\gamma_3 = 100 - \gamma_2$.

9. Определяем ϵ_4^{Cu} , ϵ_5^{Mo} по уравнениям $\epsilon_4^{Cu} = \gamma_4 \beta_4^{Cu} / \beta_1^{Cu}$, $\epsilon_5^{Mo} = \gamma_5 \beta_5^{Mo} / \beta_1^{Mo}$ и находим по уравнениям баланса остальные извлечения, например: $\epsilon_2^{Cu} = \epsilon_4^{Cu} + \epsilon_5^{Cu}$; $\epsilon_2^{Mo} = \epsilon_4^{Mo} + \epsilon_5^{Mo}$ и т. д.

10. Рассчитываем все недостающие содержания. Например, $\beta_2^{Cu} = \epsilon_2^{Cu} \beta_1^{Cu} / \gamma_2$ и т. д.

Принципиальная схема обогащения монометаллической руды с выделением трех продуктов (рис. 2.12).

Расчет ведем по формулам (2.18) — (2.27).

1. $N = 2(3 - 1 + 1) - 1 = 5$.

2. $N_0 = 2(3 - 1) = 4$.

3. $N_p = 5 - 4 = 1$. Задаем β_1 .

4. $N_{\epsilon_{\max}} = 3 - 1 = 2$.

5. $N_\beta = 4 - 2 = 2$.

6. Задаем (по данным исследований на обогатимость) ϵ_2 , β_2 , ϵ_5 , β_5 (вместо ϵ_3 , β_3 могут быть заданы ϵ_4 , β_4).

7. Определяем выходы γ_2 , γ_3 .

8. Находим $\gamma_4 = 100 - (\gamma_2 + \gamma_3)$.

9. Определяем $\epsilon_4 = 100 - (\epsilon_2 + \epsilon_3)$.

10. Определяем $\beta_4 = \epsilon_4 \beta_1 / \gamma_4$.

2.5.2. РАСЧЕТ ПОЛНЫХ (РАЗВЕРНУТЫХ) СХЕМ

При расчете полных схем обогащения возможны два пути получения исходных данных: по результатам исследований и по результатам опробования схемы промышленного предприятия. В первом случае в качестве исходных задаются, как и прежде, извлечения и содержания в концентратных продуктах. Во втором случае все показатели представляют собой содержания расчетного компонента в продуктах.

$$= e_7 E_8 / (100 - E_8); \quad e_5 = e_6 + e_7; \quad e_{10} = e_6 - e_3; \quad e_9 = e_{10} E_{10} / (100 - E_{10}); \quad e_8 = e_9 + e_{10}; \quad e_{12} = e_8 - e_6.$$

8. Определяем выходы всех продуктов, для которых известны извлечение и содержание, т. е. $\gamma_3, \gamma_6, \gamma_9, \gamma_{11}, \gamma_{14}, \gamma_{16}$.

9. Находим выходы (%) остальных продуктов по уравнениям баланса:

$$\begin{aligned} \gamma_{17} &= 100 - \gamma_{11}; & \gamma_{15} &= \gamma_{16} + \gamma_{17}; & \gamma_{13} &= \gamma_{14} + \gamma_{15}; & \gamma_4 &= \gamma_{13} - \gamma_{16}; \\ \gamma_2 &= \gamma_3 + \gamma_4; & \gamma_{18} &= \gamma_2 - 100; & \gamma_7 &= \gamma_{18} - \gamma_{14}; & \gamma_5 &= \gamma_6 + \gamma_7; & \gamma_{10} &= \\ & & & & & & & & & = \gamma_5 - \gamma_3; & \gamma_8 &= \gamma_9 + \gamma_{10}; & \gamma_{12} &= \gamma_8 - \gamma_6; & \gamma_0 &= \gamma_{11} + \gamma_{12}. \end{aligned}$$

10. Определяем содержания расчетного класса во всех продуктах по формуле (2.25).

Расчет схемы гравитационного обогащения. При расчетах по результатам исследований иногда задаются выходы отдельных классов крупности, получаемых при грохочении и гидравлической классификации, и частные выходы от операций промпродуктов, циркулирующих через аппараты.

Это создает при расчетах определенные трудности, связанные с получением при неправильном задании исходных данных отрицательных содержаний в продуктах обогащения. Расчет схем возможен по ранее изложенной методике.

Пример расчета упрощенной схемы (рис. 2.14). Расчет проводим по формулам (2.18) — (2.27).

1. Определяем $N = 2(13 - 4 + 1) - 1 = 19$.

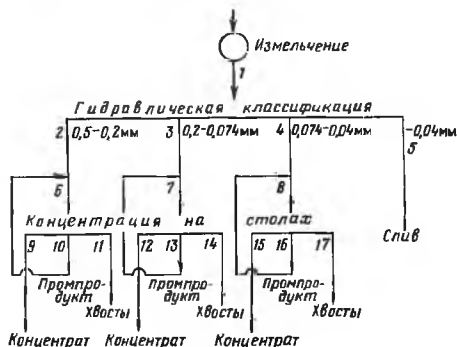


Рис. 2.14. Вариант схемы одной стадии гравитационного обогащения

2. Находим $N_n = 2(13 - 4) = 18$.

3. Определяем $N_p = 19 - 18 = 1$.

В качестве исходного показателя назначаем β_1 .

4. Определяем максимально возможное число извлечений, задаваемых по схеме $N_{\text{гmax}} = 13 - 4 = 9$.

5. Определяем $N_\beta = 18 - 9 = 9$.

6. Задаем по данным исследований численные значения извлечений в продукты 2, 3, 4, концентраты 9, 12, 15 и промпродукты 10, 13, 16.

По тем же данным задаем содержания расчетного компонента в продуктах 2, 3, 4, 9, 10, 12, 13, 15, 16.

7. Определяем выходы продуктов: $\gamma_2, \gamma_3, \gamma_4, \gamma_9, \gamma_{12}, \gamma_{15}, \gamma_{10}, \gamma_{13}, \gamma_{16}$.

8. Находим выходы (%) остальных продуктов по уравнениям баланса:

$$\gamma_6 = 100 - (\gamma_2 + \gamma_3 + \gamma_4);$$

$$\gamma_8 = \gamma_2 + \gamma_{10}; \quad \gamma_{11} = \gamma_2 - \gamma_9 \quad \text{и т. д.}$$

9. Рассчитываем по уравнениям баланса все неизвестные извлечения (%):

$$e_5 = 100 - (e_2 + e_3 + e_4); \quad e_6 = e_2 + e_{10}; \quad e_{11} = e_2 - e_9 \quad \text{и т. д.}$$

10. Определяем все недостающие содержания (%):

$$\beta_6 = e_5 \beta_1 / \gamma_6; \quad \beta_{11} = e_{11} \beta_1 / \gamma_{11} \quad \text{и т. д.}$$

Расчет схем по результатам опробования. В ряде случаев показатели для расчета схем получают по данным опробования работы действующего промышленного аналога.

Отличием расчетов таких схем является то, что за исходные данные обычно принимают содержания в продуктах операций разделения.

Порядок расчета.

1. Определяем общее число исходных показателей N по формуле (2.18).

2. Находим N_n по формуле (2.20).

3. Задаем содержания β_n в продуктах операций разделения по результатам опробования схемы.

4. Производим расчет схемы общим либо частным методом.

При расчете общим методом составим уравнения баланса выходов и произведений $\gamma_n \beta_n$ для всех операций. В результате получаем систему с числом уравнений, равным числу неизвестных γ и β . После решения системы уравнений находим γ и β , а затем определяем извлечения e .

При решении частным методом находим выходы конечных продуктов, частные выходы продуктов в тех операциях, для которых известны содержания в питании и продуктах обработки.

Затем определяем по балансу выходы остальных продуктов и извлечения в них.

Для операций, в которых неизвестны содержания в питании и продуктах операции, составляем уравнения балансов и находим показатели, решая необходимые системы уравнений.

Примеры расчета наиболее часто встречающихся схем

Схема обогащения с основной, перечистной и контрольной операциями с возвратом промпродуктов в голову основной операции (рис. 2.15, а).

Расчет проводим по формулам (2.18)—(2.27).

$$1. N = 2(1 + 6 - 3 + 1) - 1 = 7.$$

$$2. N_n = 2(6 - 3) = 6.$$

$$3. N_p = 7 - 6 = 1. \text{ Назначаем } \beta_1.$$

$$4. N_\beta = N_n = 6. \text{ Назначаем } \beta_3, \beta_4, \beta_5, \beta_6, \beta_7, \beta_8 \text{ по данным опробования.}$$

5. Находим выходы (%) конечных продуктов:

$$\gamma_5 = 100(\beta_1 - \beta_8)/(\beta_5 - \beta_8); \gamma_8 = 100 - \gamma_5.$$

6. Определяем частные выходы (%) продуктов 5 и 8 от операции и рассчитываем выходы (%) продуктов 6 и 7:

$$\gamma_5^* = 100(\beta_3 - \beta_6)/(\beta_5 - \beta_6); \gamma_8^* = 100(\beta_7 - \beta_4)/(\beta_7 - \beta_6); \gamma_5' = 100 - \gamma_5^*;$$

$$\gamma_8' = 100 - \gamma_8^*.$$

7. Определяем выходы (%) продуктов 6, 7 от руды:

$$\gamma_6 = \gamma_5 \gamma_6^* / \gamma_5'; \gamma_7 = \gamma_8 \gamma_7^* / \gamma_8'.$$

8. Находим по балансу выходы (%) остальных продуктов:

$$\gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6; \gamma_4 = \gamma_7 + \gamma_8; \gamma_2 = \gamma_3 + \gamma_4; \gamma_9 = \gamma_6 + \gamma_7.$$

Проверяем правильность решения $\gamma_2 = 100 + \gamma_9$.

9. Определяем извлечения расчетного компонента в продукты по формуле $e_n = \gamma_n \beta_n / \beta_1$.

Схема обогащения с двумя перечистными и одной контрольной операциями (см. рис. 2.15, б).

Расчет проводим по формулам (2.18)—(2.27).

$$1. N = 2(8 - 4 + 1) - 1 = 9.$$

$$2. N_n = 2(8 - 4) = 8.$$

$$3. N_p = 1. \text{ Назначаем } \beta_1.$$

$$4. N_\beta = N_n = 8. \text{ Назначаем } \beta_3, \beta_4, \beta_5, \beta_7, \beta_8, \beta_9, \beta_{10}, \beta_{11} \text{ по результатам опробования.}$$

5. Рассчитываем $\gamma_8, \gamma_9, \gamma_6, \gamma_{11}, \gamma_{10}, \gamma_4$.

6. Для узла, ограниченного пунктиром, зная питание (β_3) и содержания в продуктах (β_8 и β_7), находим γ_7 и γ_3 .

7. Определяем $\gamma_5, \gamma_{12}, \gamma_2$.

Проверка правильности решения: $\gamma_1 + \gamma_{12} = \gamma_3 + \gamma_4$.

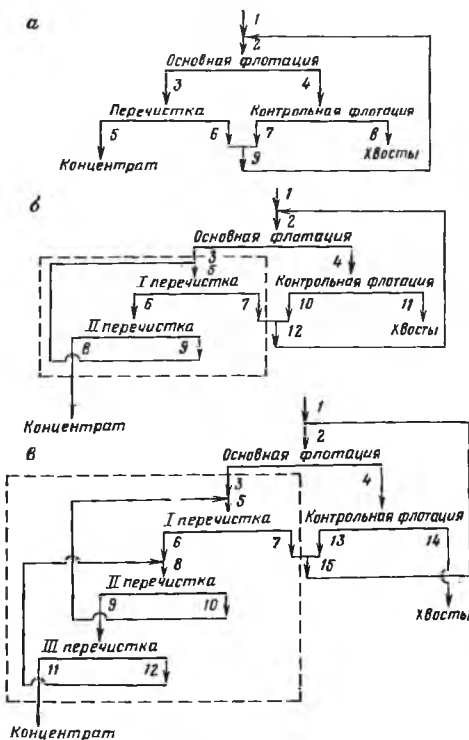


Рис. 2.15. Схемы флотации с основной и контрольной флотацией, отличающихся числом перечисток:

а — одна перечистка; б — две перечистки; в — три перечистки

8. Рассчитываем значения извлечений в продукты и недостающие содержания расчетных компонентов.

Схема с основной, тремя перечистными и одной контрольной операциями (см. рис. 2.15, в).

Расчет проводим по формулам (2.18) — (2.27).

1. $N = 2(10 - 5 + 1) - 1 = 11$.
2. $N_n = 2(10 - 5) = 10$.
3. $N_p = 11 - 10 = 1$. Назначаем β_1 .
4. $N_\beta = N_n = 10$. Назначаем по данным опробования $\beta_3, \beta_4, \beta_6, \beta_7, \beta_9, \beta_{10}, \beta_{11}, \beta_{12}, \beta_{13}, \beta_{14}$.
5. Находим $\gamma_{11}, \gamma_{12}, \gamma_9, \gamma_{13}, \gamma_{14}, \gamma_4$.
6. Для узла, ограниченного пунктиром, определяем γ'_{11} и находим γ_7', γ_7 и γ_3 .
7. Подсчитываем по уравнениям баланса γ_{15} и γ_2 .
8. Для определения γ_5 составляем системы уравнений:

$$\gamma_3\beta_8 + \gamma_{10}\beta_{10} = \gamma_5\beta_5; \quad \gamma_6\beta_6 + \gamma_7\beta_7 = \gamma_5\beta_5; \quad \gamma_3 + \gamma_{10} = \gamma_5; \quad \gamma_6 + \gamma_7 = \gamma_5;$$

$$\gamma_5 = [\gamma_7(\beta_6 - \beta_7) + \gamma_3(\beta_8 - \beta_{10})]/(\beta_6 - \beta_{10}). \text{ Решая, определяем } \gamma_5.$$

9. Находим $\gamma_5, \gamma_{10} = \gamma_5 - \gamma_3, \gamma_6$.

10. Подсчитываем извлечения в продукты. Числовой пример рассчитанной схемы дан на рис. 2.16.

2.5.3. РАСЧЕТ ПОЛНЫХ МНОГОЦИКЛОВЫХ СХЕМ

Расчет ведут в два приема. Вначале рассчитывают принципиальную схему обогащения по всем компонентам, определяя показатели, относящиеся к питанию и конечным продуктам цикла. Затем каждый из циклов рассчитывают по главному для цикла компоненту, ведя расчет так же, как и для монокомпонентной руды.

При расчете схем с предварительным получением коллектив-

Т а б л и ц а 2.22. Результаты расчета качественно-количественной схемы (см. рис. 2.16)

Номер операции и продукта	Наименование операции и продукта	Выход, %	Присвоительность, т/ч	Содержание, %	Извлечение, %
1	Основная флотация				
	П о с т у п а ю т				
1	Исходная руда	100	500	5,0	100
15	Объединенный промежуточный продукт	46,82	234,1	3,95	36,95
	И т о г о	146,82	734,1	4,66	136,95
	В ы х о д я т				
3	Концентрат основной флотации	13,97	69,9	30,0	83,82
4	Хвосты основной флотации	132,85	664,2	2,0	53,13
и т. д.	И т о г о	146,82	734,1	4,66	136,95

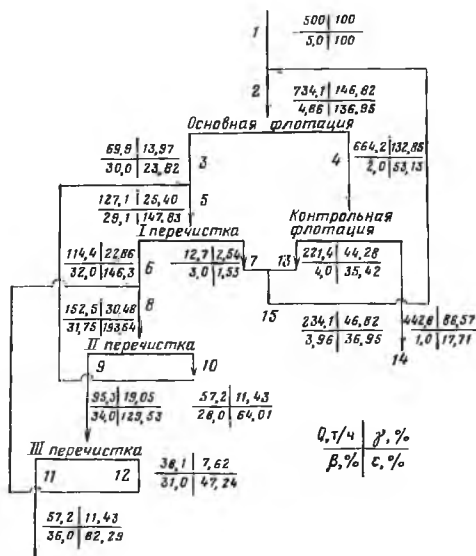


Рис. 2.16. Пример расчета и оформления качественно-количественной схемы

Таблица 2.23. Технологический баланс продуктов обогащения полиметаллической руды

Продукты	Вход, %	Содержание, %				Извлечение, %			
		Pb	Cu	Zn	S _{общ}	Pb	Cu	Zn	S _{общ}
Концентрат:									
свинцовый	3,5	71,80	1,20	4,1	16,5	85,72	2,65	3,82	4,88
медный	5,8	2,50	24,70	4,7	30,0	4,95	90,20	7,26	14,69
цинковый	5,3	1,00	0,80	56,3	32,3	1,81	2,67	79,44	14,46
пиритный	14,5	0,30	0,10	0,5	48,0	1,48	0,91	1,93	58,78
Отвалы:	70,9	0,25	0,08	0,4	1,2	6,04	3,57	7,55	7,19
хвосты									
Исходная руда	100	2,93	1,59	3,76	11,84	100	100	100	100

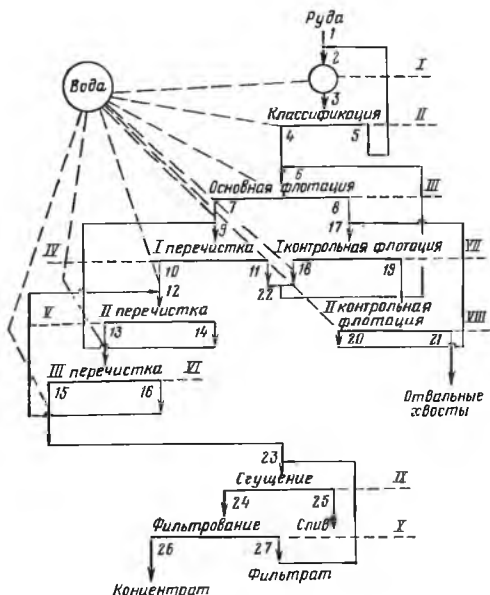


Рис. 2.17. Пример водно-шламовой схемы

ного концентрата сначала рассчитывают схему выделения коллективного концентрата, а затем схему его разделения (селекции). Расчет коллективного цикла можно ограничить расчетом по всем компонентам только принципиальной схемы, определяя выходы продуктов в отдельных операциях по одному компоненту, наиболее точно определяемому при выполнении химических анализов.

Пример оформления качественно-количественной схемы дан на рис. 2.16. Результаты расчетов сводятся в таблицу следующего вида (к примеру по рис. 2.16).

При расчете схем обогащения многокомпонентной руды обязательно составление балансовой таблицы конечных результатов. Так, например, для полиметаллической руды таблица должна иметь следующий вид (табл. 2.23).

2.5.4. РАСЧЕТ ВОДНО-ШЛАМОВОЙ СХЕМЫ, БАЛАНС ВОДЫ

Примем в последующих расчетах следующие обозначения: n — номер продукта в схеме (арабскими цифрами); R_n — отношение жидкого к твердому по массе, численно равное массе воды на 1 т твердого; W_n — расход воды (производительность по воде) с продуктом, м³ в единицу времени; L_n — расход добавляемой воды с продуктом, м³ в единицу времени; S_n — влажность продукта, %; T_n — содержание твердого, %; ρ_n — плотность твердого в продукте, т/м³; V_n — производительность по объему пульпы, м³ в единицу времени; l_n — удельный расход свежей воды, добавляемой к отдельным продуктам, м³/т.

Основные расчетные формулы:

$$W_n = Q_n R_n; \quad (2.28)$$

$$R_n = W_n / Q_n; \quad (2.29)$$

$$S_n = 100 - T_n; \quad (2.30)$$

$$R_n = S_n / (100 - S_n); \quad (2.31)$$

$$S_n = R_n / (1 + R_n) = W_n / (Q_n + W_n); \quad (2.32)$$

$$V_n = W_n + Q_n / \rho_n = Q_n (R_n + 1 / \rho_n). \quad (2.33)$$

Для операций соотношения сохраняются с изменением индекса n на m .

Исходные показатели для расчета водно-шламовой схемы (рис. 2.17). Показатели могут быть объединены в три группы.

Первая группа: оптимальные значения R в отдельных операциях и продуктах обогащения, получаемые в процессе регулировки.

Вторая группа: показатели, характеризующие влажность продуктов, величина которой не зависит от исполнителя и практически не регулируется (влажность руды, песковых продуктов, концентратов).

Третья группа: норма расхода дополнительной воды, необходимой для ведения технологического процесса (например, для промывки, транспортировки концентратов).

Значения исходных показателей принимаются исходя из опыта работы аппаратов на действующих фабриках. Для ориентировочных расчетов можно пользоваться данными табл. 2.24 и следующими нормами добавки воды в операции обработки (дополнительно к воде, поступающей с питанием):

Наименование операций	Удельный расход воды, м ³ на 1 т твердого
Отсадка руд:	
в отсадочных машинах с подвижным решетом	3—4,0
в диафрагмовых отсадочных машинах	3—4,5
в воздушно-пульсационных машинах	2—3,5
Концентрация руд на столах	1,5—2,5

Т а б л и ц а 2.24. Ориентировочное содержание (%) твердого (по массе) в некоторых операциях и продуктах обогащения

Операция и продукты	В питании операции	В продуктах	Операция и продукты	В питании операции	В продуктах
Измельчение в стержневых и шаровых мельницах	65—80	—	Гидравлическая классификация	30—50	—
Измельчение в мельницах самоизмельчения	60—70	—	Песковые фракции гидравлической классификации	—	20—50
Слив классификаторов при измельчении до крупности: мм:			Мытые продукты наклонных корытных мсек	—	80—85
0,3	—	28—50	Сгущенные продукты сгустителей при сгущении рудных концентратов перед фильтрованием	—	50—70
0,2	—	25—45			
0,15	—	20—35	Фильтрование сгущенных рудных флотационных концентратов	50—70	85—90
0,10	—	15—30			
Пески спиральных классификаторов	—	80—85	Сушка осадков, полученных при фильтрации	85—90	95—98
Пески гидроциклонов	—	60—80	Тяжелые продукты тяжелой средной сепарации (после грохочения для отмывки суспензии)	—	93—95
Основная флотация I стадии при двухстадиальных схемах	30—50	—	Легкие продукты тяжелой средной сепарации (после грохочения для отмывки суспензии)	—	90—93
Основная флотация при одностадийных схемах и основная флотация II стадии	20—35	—	Обогащение на шлюзах	12—25	—
Перечистка концентратов флотации	15—30	—	Обогащение на орбитальных шлюзах	9—11	—
Концентраты флотации: основной	—	25—45	Магнитная дещламация	10—30	—
контрольной	—	25—35	Мокрая магнитная сепарация при измельчении до крупности, мм:		
перечистных	—	30—50	0,3	50—55	—
Отсадка руд	40—50	—	0,15	40—50	—
Продукты отсадки, выдаваемые через краны, насадки и ловушки	—	30—50	0,1	30—40	—
Концентрация на столах	25—35	—	0,05	20—30	—
Тяжелые продукты со столов	—	40—60	Магнитные продукты мокрой магнитной сепарации:		
Промежуточные продукты со столов	—	30—45	крупнее 0,15 мм	—	65—68
Концентрация на винтовых сепараторах	15—40	—	мельче 0,15 мм	—	60—65
Концентрация на струйных и конусных сепараторах	45—60	—			

Промывка руд:	
в наклонных корытных мойках	3—6,0
в скрубберах	1—2,0
в горизонтальных корытных мойках	1—2,0
Гидравлическая классификация с получением четырех песковых продуктов	0,6—2,0
Мокрое грохочение и обесшламливание на грохотах	1—2,5
Смывка флотационных концентратов по желобам	0,5—1,5
Отмывка шламов перед обогащением руд в тяжелых суспензиях	0,5—1,2
Отмывка суспензии от рудных продуктов	1—1,2
Обогащение:	
на винтовых сепараторах	0,1—0,35
на винтовых шлюзах	0,1—1,8
Смыв магнитных продуктов при мокрой магнитной сепарации в слабом поле	0,3—0,8

При использовании таблиц необходимо принимать более высокие содержания в питании и продуктах операции при переработке материалов с повышенной плотностью.

Содержание твердого в питании и продуктах возрастает также с ростом крупности фракций и увеличением содержания в продуктах ценных минералов с высокой плотностью (сульфидов, касситерита, магнетита и т. д.). Расход воды при гравитационных процессах растет с увеличением крупности обогащаемых классов.

Порядок расчета водно-шламовой схемы. 1. Выбираем численные значения исходных показателей.

2. Составляем вспомогательную таблицу, куда записываем производительность по продуктам по данным расчета количественной схемы и исходные показатели для расчета.

3. По формуле (2.28) рассчитываем и записываем во вспомогательную таблицу производительность по воде для тех продуктов и операций, для которых, согласно исходным показателям, известны значения R_n .

4. Определяем удельный расход воды, необходимый для добавки в отдельные операции и продукты, дополнительно к воде, поступающей с питанием (для ведения технологического процесса).

5. По уравнениям баланса определяем производительность по воде в отдельных операциях или с отдельными продуктами и подсчитываем расход дополнительной воды во всех операциях, где он неизвестен.

6. По формуле (2.29) подсчитываем значения R_n для всех продуктов и операций.

7. По формуле (2.33) подсчитываем производительность по объему пульпы для всех продуктов и операций.

8. Результаты расчета водно-шламовой схемы оформляем в виде таблицы и графика.

9. Составляем баланс воды по обогатительной фабрике, определяем общий расход воды для технологических целей.

10. Определяем дополнительный расход воды на неучтенные цели (смыв полов, промывка аппаратов при ППР и др.). Его принимаем равным 10—15 % расхода на технологические цели.

11. Определяем удельный расход воды на 1 т обогащаемого полезного ископаемого.

12. Вычисляем расход свежей воды, учитывая расход добавляемой оборотной воды.

ГЛАВА 3

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ С УЧЕТОМ СЕПАРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК

3.1. НОВОЕ НАПРАВЛЕНИЕ В ПРОЕКТИРОВАНИИ

3.1.1. ФОРМУЛЫ ПРОГНОЗИРУЮЩИХ РАСЧЕТОВ ВЫХОДОВ, СОДЕРЖАНИИ И ИЗВЛЕЧЕНИИ

Рассматриваемое в этой главе новое направление в проектировании схем является существенно аналитичным, значительная часть проектной работы переносится на аналитические расчеты, что не является препятствием при применении ЭВМ и САПР. Материал главы касается проектирования гравитационных, флотационных, магнитных, радиометрических схем обогащения и их комбинаций.

Основная принципиально новая «точка опоры» этого направления — сравнительно простые формулы прогнозирующего расчета технологических показателей (выход $\bar{\gamma}_i$, содержание $\bar{\beta}_i$, извлечение $\bar{e}_i$) для любого i -го продукта схемы любой конфигурации с любым числом операций:

$$\begin{aligned}\bar{\gamma}_i &= \int_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} e_{1,i}(\xi) \gamma_{\text{всх}}(\xi) d\xi; \quad Q_i = \bar{\gamma}_i Q_{\text{всх}}; \\ \bar{\beta}_i &= \bar{\gamma}_i^{-1} \int_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} \beta(\xi) e_{1,i}(\xi) \gamma_{\text{всх}}(\xi) d\xi; \\ \bar{e}_i &= \bar{\gamma}_i \bar{\beta}_i / \bar{\beta}_{\text{всх}},\end{aligned}\tag{3.1}$$

где $e_{1,i}(\xi)$ — сепарационная характеристика участка схемы от исходного питания (продукт 1) до i -го продукта; $\gamma_{\text{всх}}(\xi)$ и $\beta(\xi)$ — функции распределения твердого по фракциям и содержания ценного компонента во фракциях, которые характеризуют фракционный состав сырья; ξ — физическое свойство фракций (крупность, плотность и т. д.).

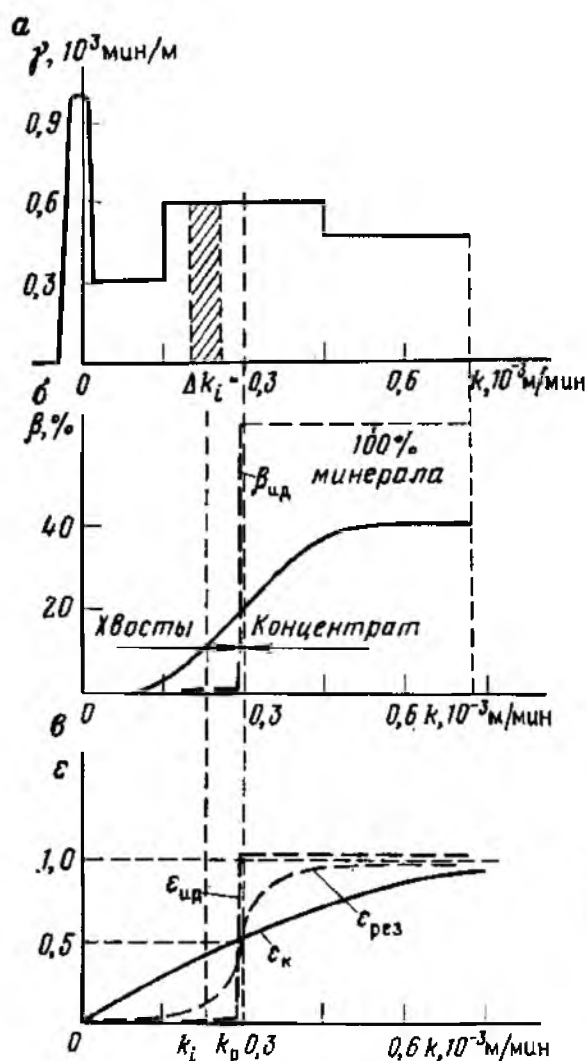
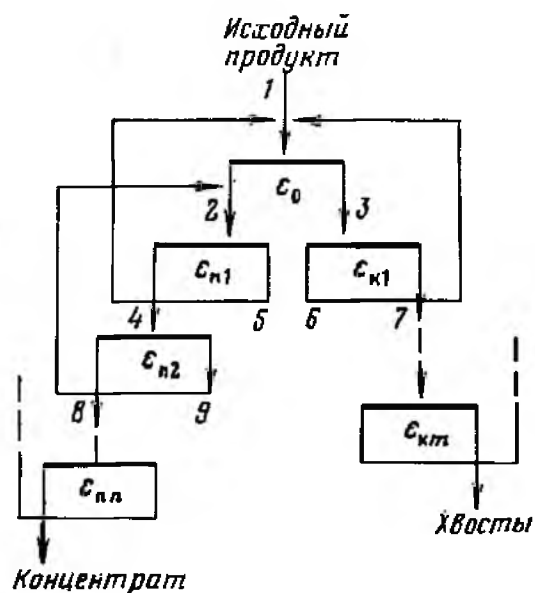


Рис. 3.1. Примеры фракционного состава (а, б) по флотуемости для апатитовой руды и сепарационная характеристика флотационной машины (в)

Рис. 3.2. Каноническая (по терминологии К. А. Разумова) схема цикла



Только две из трех величин $\bar{\gamma}_i$, $\bar{\beta}_i$, $\bar{\epsilon}_i$ взаимно независимы (при известном $\bar{\beta}_{исх}$), поэтому достаточно оперировать с любой парой (наиболее проста первая пара).

Исходные данные для прогноза технологических показателей $\bar{\gamma}_i$, $\bar{\beta}_i$, $\bar{\epsilon}_i$ включают: 1) количественные характеристики фракционного состава рудоподготовленного сырья в питании схемы в виде функций двух типов $\gamma_{исх}(\xi)$ и $\beta(\xi)$; 2) сепарационные характеристики аппаратов, реализующих отдельные операции схемы $\epsilon(\xi)$; в формулах (3.1) функция $\epsilon_{1,i}(\xi)$ — сепарационная характеристика участка схемы от питания ее (продукт 1) до i -го продукта, $\epsilon_{1,i}(\xi)$ рассчитывают по известным характеристикам аппаратов $\epsilon(\xi)$.

Под фракциями $\Delta\xi$ (или $d\xi$) понимаются фракции плотности $\Delta\rho$, крупности Δl , флотуемости Δk и т. д.

Формулы (3.1) и основные понятия о функциях $\gamma_{исх}(\xi)$, $\beta(\xi)$ и $\epsilon(\xi)$ поясняются на рис. 3.1: заштрихованная площадь под участ-

ком графика γ -функции равна выходу i -й фракции Δk_i (или равна $\gamma(k_i)\Delta k_i$); ордината β -функции равна содержанию интересующего компонента в этой фракции; ордината ϵ -функции равна извлечению (отношению масс) этой фракции в концентрат схемы $\epsilon_{рез}$ или в рассматриваемый продукт $\epsilon_{1, i}$, или в частный концентрат операции ϵ_k .

Если сепарационная характеристика аппарата (ϵ_k) или схемы в целом ($\epsilon_{рез}$) идеальная, т. е. имеет ступенчатый вид $\epsilon_{ид}$, тогда все «концентратные» фракции (лежащие справа от границы разделения ξ_p) полностью попадают только в концентрат без взаимного засорения хвостовыми фракциями.

Большинство реальных аппаратов имеют неидеальные сепарационные характеристики ϵ_k , но объединение аппаратов в схему (рис. 3.2) приближает характеристику схемы $\epsilon_{рез}$ к идеальной.

Например, флотационные машины имеют сепарационную характеристику, далекую от идеальной, поэтому часто флотационные схемы весьма разветвлены, что приближает их сепарационную характеристику к идеальной. Отсадочные машины и магнитные сепараторы имеют лучшие сепарационные характеристики, поэтому требуются менее разветвленные схемы гравитационного или магнитного обогащения. При наличии идеального аппарата вся схема состоит из одной операции.

Схема *технологически идеального обогащения* (с извлечением ценного минерала $\bar{\epsilon}_k = 100\%$ и с содержанием его в концентрате $\bar{\beta}_k = 100\%$) получается только при идеальной схеме рудоподготовки (ступенчатая функция $\beta(\xi) \rightarrow \beta_{ид}$) и при идеальной схеме сепарации ($\epsilon_{рез}(\xi) = \epsilon_{ид}$). Таким образом, помимо прочего, γ - и β -функции фракционного состава указывают степень совершенства рудоподготовки, а ϵ -функции — степень совершенства собственно обогащения.

Проектируемая схема не является и не должна являться идеальной в названном выше технологическом смысле, а должна быть наилучшей (оптимальной) в смысле того или иного критерия оптимальности, например экономического.

Логика проектирования — следующая. Если заранее изучить сепарационные характеристики аппаратов (флотационных машин, магнитных сепараторов и т. д.) и фракционный состав сырья, то для любого конкурирующего варианта технологической схемы можно вычислить (с помощью ЭВМ) все интересующие технологические показатели и зависящие от них критерии оптимальности (например, экономические) и далее выбрать оптимальную схему. Перебор огромного числа конкурирующих вариантов схем может автоматически (сравнительно быстро) сделать ЭВМ; этот перебор может вестись на регулярной математической основе с исключением возможности пропуска и потери действительно оптимального варианта.

При разработке проекта возможны различные комбинации традиционного и нового подходов, в частности быстрый выход на вариант, близкий к оптимальному (или на небольшую их группу), целесообразно осуществлять новым «вычислительным» подходом, а доводку и детальное «оттачивание» схемы — традиционным экспериментальным путем.

Новый подход особенно целесообразен при проектировании комбинированных схем обогащения с комплексным использованием сырья.

3.1.2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ И ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Исходные данные для проектирования *простых* технологических схем обогащения, использующих для сепарации минеральных частиц одно какое-либо свойство (плотность $\xi = \rho$ для гравитационных схем, флотуемость $\xi = k$ для флотационных схем и т. д.), содержат информацию о фракционном составе (рудоподготовленного) сырья в виде одномерных функций распределения твердого по фракциям $\gamma_{исх}(\xi)$ и содержания интересующего (часто ценного) компонента во фракциях $\beta(\xi)$. Фракционный состав сырья при проектировании *сложных* комбинированных схем, использующих n свойств частиц, задается соответственно многомерными функциями $\gamma_{исх}(\xi_1, \dots, \xi_n)$ и $\beta(\xi_1, \dots, \xi_n)$. Например, при проектировании гравитационно-магнитной схемы обогащения железной руды с двумя интересующими компонентами (Fe и S) потребуется исходная информация о $\gamma_{исх}(\rho, \chi_m)$, $\beta_{Fe}(\rho, \chi_m)$, $\beta_S(\rho, \chi_m)$. На этапе оценки фракционного состава определяется требуемая крупность измельчения (дробления) руды и реагентный режим для флотации.

Другая группа исходных данных — это информация о сепарационных характеристиках обогатительных аппаратов $\epsilon(\xi)$, $\epsilon(\xi_1, \dots, \xi_n)$, которые могут использоваться в проектируемой схеме.

При проектировании *простой* схемы цикла, состоящей из основной, перечистных и контрольных операций, вначале надо выбрать конфигурацию схемы с указанием числа перечистных $n_{опт}$ и контрольных $m_{опт}$ операций, затем основные технологические параметры каждой операции (см. рис. 3.2). Для схем гравитационного обогащения такими параметрами в первую очередь являются плотности разделения $\rho_{р. опт}$ в каждой операции; для схем магнитного обогащения — магнитные восприимчивости разделения $\chi_{р. опт}$; для флотационных схем — флотуемости разделения $k_{р. опт}$ (или связанные с ними время флотации операций $t = \ln 2 / (S k_p)$, где S — степень аэрации пульпы, m^2/m^3). В общем случае ($\xi = \rho, \chi_m, k, \dots$) величина ξ_p называется границей разделения.

Далее определяют производительности Q_i аппаратов (или объемы флотационной машины) в каждой операции оптимальной схемы — тем самым выдается задание на выбор оборудования и компоновку его (что рассматривается в следующих главах).

При проектировании *сложных комбинированных схем* вначале выбирается принципиальная блок-схема с указанием «простых» упомянутых циклов и их взаимосоединения, затем выбирается ξ_p каждого цикла; например, выбирается блок-схема, содержащая один гравитационный и один магнитный цикл; для первого указывается плотность разделения цикла в целом ρ_p , для второго — магнитная восприимчивость разделения χ_p .

Далее каждый из циклов детально проектируется с выбором и расчетом числа операций: $n_{\text{опт}}$, $m_{\text{опт}}$ и границ разделения $\rho_{p, \text{опт}}$, $\chi_{p, \text{опт}}$, Q_i .

Важнейшие типичные вычислительные процедуры внутри этапов проектирования — определение сепарационных характеристик участков схем $\epsilon_{i,1}(\xi)$ и схемы в целом $\epsilon_{\text{рез}}(\xi)$; определение технологических показателей по формулам (3.1); нахождение границы разделения (ξ_p) схемы в целом; вычисление крутизны сепарационной характеристики схемы $\epsilon'_{\text{рез}}$, которая оценивает точность сепарации; вычисление машинемкости схемы, которая оценивает затраты оборудования на единицу производительности по сырью.

3.2. ПОЛУЧЕНИЕ ИНФОРМАЦИИ О ФРАКЦИОННОМ СОСТАВЕ СЫРЬЯ. ВЫБОР КРУПНОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ДЛЯ ФЛОТАЦИИ

3.2.1. ФОРМА ПРЕДСТАВЛЕНИЯ ФРАКЦИОННОГО СОСТАВА

Результаты фракционного состава удобно представлять в численной табличной форме, что поясняется следующим образом. После рудоподготовки с измельчением и возможной реагентной обработкой, сырье представлено в виде частиц минералов, сростков и пород, которые различаются физическими свойствами ξ (табл. 3.1). Некоторые физические свойства минералов мало изменчивы, например плотность ρ и магнитная восприимчивость χ_m , другие же могут быть искусственно изменены — например, флотлируемость k^1 или электрический заряд q . Величина того или иного физического свойства сростков получается усреднением по составляющим минералам.

Для количественной оценки фракционного состава простого «одномерного» сырья необходимы и достаточные упомянутые функ-

¹ О. Н. Тихонов. Методы экспериментального определения распределения частиц минерального сырья по флотлируемости (флотометрический анализ). — Изв. вузов. «Цветная металлургия», № 6, 1978, с. 3—8.

Т а б л и ц а 3.1 Физические свойства минеральных частиц, используемые для сепарации при обогащении

Свойство ξ	Метод обогащения (сепарации)
Геометрический размер l , мм	Грохочение, классификация
Плотность ρ , кг/м ³	Гравитационные методы
Магнитная восприимчивость χ_m , м ³ /кг	Магнитная сепарация
Удельная электропроводность частиц λ , См/м; удельный электрический заряд q , Кл/м ³	Электрическая сепарация
Флотуруемость k , м/мин	Флотация
Светимость естественная или вторичная в различных областях электромагнитного спектра φ	Радиометрическая сепарация

П р и м е ч а н и е. Мера флотуемости k взята из кинетического уравнения Белоглазова $\varepsilon_{\text{ТВ}} = 1 - \exp(-SkI)$ с учетом удельной поверхности пузырьков S в 1 м³ пульпы м²/м³.

ции двух типов: функция распределения $\gamma(\xi)$ по фракциям с переменным физическим свойством ξ и функция содержания $\beta(\xi)$ ценного компонента во фракциях; $\gamma(\xi)d\xi$ — массовая доля частиц (выход частиц) элементарной фракции $[\xi, \xi+d\xi]$; $\beta(\xi)$ — содержание интересующего компонента в элементарной фракции. Все фракции лежат в области $[\xi_{\min}, \xi_{\max}]$.

На практике пользуются не элементарными фракциями $d\xi$, а конечными $\Delta\xi$; информация представляется в табличном виде; вместо $\gamma(\xi)$ указывают выхода фракций $\gamma(\xi_i)\Delta\xi_i$ (табл. 3.2—3.5).

Для проектных расчетов при вводе информации о $\gamma(\xi)$ и $\beta(\xi)$ в ЭВМ используют три одномерных массива: границы фракций, выходов фракций и содержаний ценного компонента во фракциях.

В общем случае сложного сырья, когда несколько (n) физи-

Т а б л и ц а 3.2. Фракционный состав угля, полученный денсиметрическим анализом (крупность дробления 40 мм)

Номер фракции i	Границы фракций плотности $\Delta\rho_i$, т/м ³	Выход фракций $\gamma_{\text{исх}}(\rho_i)\Delta\rho_i$, доли массы	Содержание золы во фракциях $\beta(\rho_i)$, %
1	1,2—1,4	0,2	0
2	1,4—1,6	0,4	15
3	1,6—1,8	0,2	45
4	1,8—2,2	0,1	65
5	2,2—3	0,1	90

П р и м е ч а н и е. Из подобных таблиц можно сразу вычислить среднее (обычное) содержание компонента в рассматриваемой пробе с помощью формулы (3.1)

$$\bar{\beta}_{\text{исх}} = \int_{1,2}^{3,0} \beta(\rho) \gamma_{\text{исх}}(\rho) d\rho = \sum_{i=1}^5 \beta(\rho_i) \gamma_{\text{исх}}(\rho_i) \Delta\rho_i = 0 \cdot 0,2 + 15 \cdot 0,4 + 45 \cdot 0,2 + 65 \cdot 0,1 + 90 \cdot 0,1 = 30,5\% \text{ золы.}$$

Т а б л и ц а 3.3. Фракционный состав по магнитной восприимчивости железной руды (магнитный анализ, крупность измельчения 30 % — 0,074 мкм)

Номер фракций i	Границы фракций магнитной восприимчивости $\Delta\chi_{mi}$, $10^{-4}\text{см}^3/\text{г}$	Выход фракций $\gamma(\chi_{mi}) \Delta\chi_{mi}$, доли массы	Содержание железа во фракциях $\beta_{\text{Fe}}(\chi_{mi})$, %
1	0—0,25	0,10	8
2	0,25—0,5	0,15	15
3	0,5—0,75	0,10	30
4	0,75—1	0,15	40
5	1—1,6	0,15	48
6	1,6—3	0,10	62
7	3—4	0,25	70

ческих свойств минеральных частиц используются для сепарации их и учитываются содержания нескольких (m) ценных компонентов, тогда одна n -мерная функция распределения $\gamma(\xi_1, \dots, \xi_n)$ и несколько (m) n -мерных функций содержания $\beta_j(\xi_1, \dots, \xi_n)$ необходимы и достаточны для охарактеризования фракционного состава сырья и продуктов. Такое n -мерное и m -компонентное сырье может сепарироваться на несколько концентратов комбинаций нескольких методов обогащения (см. табл. 3.1).

В двухмерном случае $n=2$ результаты представлены в табличной форме (табл. 3.6). При этом одно из свойств (например, $\xi_1=\rho$) изменяется вдоль вертикали, а другое (например, $\xi_2=\varphi$) — вдоль горизонтали; фракции — двухмерные $\Delta\rho_i\Delta\varphi_j$; для каждой фракции указывается выход и содержание; при расчетах на ЭВМ γ - и β -функции задаются двухмерными массивами чисел. В случаях $n>2$ применимы многомерные массивы либо кодирование чисел в линейных массивах (строка за строкой).

Т а б л и ц а 3.4. Фракционный состав по флотуруемости апатитовой руды (флотометрический анализ, измельчение и реагентный режим — по технологической карте АНОФ-II)

Номер фракции i	Границы фракций флотуемости Δk_i , 10^{-3} м/мин	Выход фракций $\gamma(k_i) \Delta k_i$, доли массы	Содержание ценного компонента (P_2O_5) $\beta(k_i)$, %
1	0—0+ (нефлотуруемая фракция)	0,68/0,50	2,8/3
2	0+—0,12	0,02/0,02	9,1/10
3	0,12—0,24	0,03/0,05	11,2/12
4	0,24—0,36	0,06/0,09	29/31
5	0,36—0,48	0,06/0,10	37/38
6	0,48—0,60	0,07/0,11	40/41
7	0,6—0,72	0,08/0,13	42/42

П р и м е ч а н и е. В числителе приведены данные для бедной руды, а в знаменателе — для богатой.

Т а б л и ц а 3.5. Фракционный состав по светимости флюоритовой руды (радиометрический анализ, крупность дробления — 2 мм)

Номер фракции i	Границы фракции светимости $\Delta\varphi_i$, мКА	Выход фракций $\gamma(\varphi_i) \Delta\varphi_i$, доли массы	Содержание флюорита во фракциях $\beta_{\text{CaF}_2}(\varphi_i)$, %
1	0—0,2	0,0136	28
2	0,2—0,4	0,01	35
3	0,4—0,6	0,005	49
4	0,6—0,8	0,007	56
5	0,8—1	0,0344	59
6	1—1,2	0,04	61
7	1,2—1,4	0,1	70
8	1,4—1,6	0,111	80
9	1,6—1,8	0,14	90
10	1,8—2	0,16	97
11	2—2,5	0,2	100
12	72,5	0,179	100

П р и м е ч а н и е. Частицы пробы облучаются рентгеновскими лучами, мерой светимости в Ф берется сила тока на выходе стандартной фотоизмерительной системы, которая оценивает люминесценцию анализируемых частиц пробы.

Т а б л и ц а 3.6. Фрагмент табличного представления результатов двухмерного фракционного анализа флюоритовой руды: выход фракции $\gamma(\rho_i, \varphi_i) \Delta\rho_i \Delta\varphi_i$ — первое число, содержание флюорита во фракциях $\beta(\rho_i, \varphi_i)$ — второе число

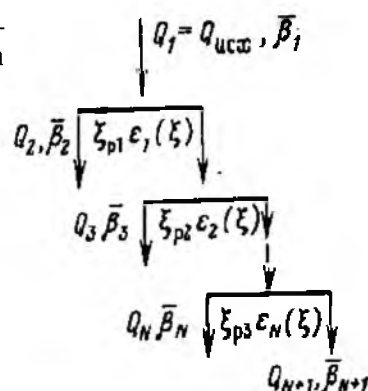
Номер фракций i	Плотность фракций $\Delta\rho_i$, т/м ³	Светимость фракций $\Delta\varphi_i$, мКА	
		$j = 1$	$j = 2$
		0—0,2	0,2—0,4
1	2,6—2,8	0,01	0,04
2	2,8—3	2	78,4
		0,02	0,05
		3	80 и т. д.

3.2.2. МЕТОДЫ АНАЛИЗА ФРАКЦИОННОГО СОСТАВА

Методы фракционного анализа, которые ведут к представленным в табл. 3.2—3.6 результатам, разделяются, по крайней мере, на пять групп.

В *первой группе* традиционных методов проба сырья или продукта сепарируется с помощью идеальных сепараторов, имеющих возможность регулировать границу разделения фракций ξ_r , на несколько фракций $\Delta\xi_i$ с взвешиванием (Q_i) и химическим анализом (β_i) каждой фракции. Затем дискретное числен-

Рис. 3.3. Пример схемы анализа фракционного состава



ное представление искомых γ - и β -функций делается по простым формулам (рис. 3.3):

$$\gamma(\xi_i) \Delta \xi_i = Q_i / Q_{\text{исх}}; \quad \beta(\xi_i) = \bar{\beta}_i.$$

В этой группе имеются хорошо отработанные методы анализов — ситового с помощью набора сит, денсиметрического с помощью набора тяжелых жидкостей, магнитного — с помощью лабораторных магнитных анализаторов, радиометрического — с помощью рентгено-люминесцентных и других сепараторов.

В этих лабораторных методах используемые аппараты-анализаторы отделяют фракции друг от друга без их взаимного засорения.

Для производства многомерного фракционного анализа могут использоваться комбинации названных одномерных методов; например, распространен грануло-денсиметрический анализ для угля и марганцевых руд.

Во второй группе методов используются неидеальные сепараторы. Схема обработки пробы может быть такой же, как в предыдущих методах (см. рис. 3.3), но теперь из-за взаимозасорения фракций полученные продукты (с массами Q_i и содержаниями компонента $\bar{\beta}_i$) не являются чистыми фракциями и простые расчетные формулы предыдущей группы могут давать большие погрешности. В качестве расчетных нужно брать более сложные формулы типа (3.1), в которых известными являются экспериментальные числа $\bar{\gamma}_i = Q_i / Q_{\text{исх}}$, $\bar{\beta}_i$, а также сепарационные характеристики $\epsilon_{1,i}(\xi)$, которые должны быть заранее определены для выбранных в анализе неидеальных сепараторов; неизвестными являются функции $\gamma_{\text{исх}}(\xi)$ и $\beta(\xi)$.

Вычисление этих двух неизвестных функций ведется путем решения двух первых уравнений из выражения (3.1).

Один из математических методов — алгебраический; интегралы представляются приближенно в виде сумм (по числу анализируемых фракций, которое не должно превышать число полученных при обработке пробы продуктов Q_i); это дает систему алгебраи-

ческих уравнений линейных относительно искомых дискретных выходов фракций $\gamma(\xi_i)$, $\Delta\xi_i$ и содержаний $\beta(\xi_i)$.

Любой из упомянутых частных анализов первой группы (ситовой, денсиметрический, магнитный, радиометрический) может быть осуществлен по методике рассматриваемой второй группы, особенно при затруднениях с идеальными сепараторами.

Из-за отсутствия идеальных флотационных сепарирующих аппаратов методика второй группы является первой из легко реализуемых для флотометрического анализа (по фракциям флотируемости), который может быть проведен с помощью лабораторной (или промышленной) флотационной машины.

Сепарационная характеристика флотационной машины имеет простое аналитическое выражение

$$e_k(k) = 1 - \exp(-tSk), \quad (3.2)$$

где $t = \text{const}$ — время флотации в данной машине, мин; $S = \text{const}$ — суммарная эффективная поверхность пузырьков в 1 м^3 пульпы, $\text{м}^2/\text{м}^3$; $k = \text{var}$ — переменная флотируемость минеральных частиц, $\text{м}/\text{мин}$. (Подробнее см. О. Н. Тихонов. Флотационное разделение полиминерального сырья путем варьирования времени флотации. — Изв. вузов. Горный журнал, 1978, № 2, с. 186—191).

Для сепарации флотационной машиной первая строка в формулах (3.1) дает следующий выход ценного продукта (концентрация):

$$\bar{\gamma}_k = \int_0^{k_{\max}} [1 - \exp(-tSk)] \gamma_{\text{всх}}(k) dk. \quad (3.3)$$

Этот выход может быть измерен экспериментально для анализируемой пробы в лабораторной флотационной машине для различных моментов времени $t = 0; 0,5; 1; 1,5, \dots$ мин, т. е. будут получены числа $\bar{\gamma}_k(t_0)$, $\bar{\gamma}_k(t_1)$, $\bar{\gamma}_k(t_2)$ и т. д.

Эти числа соответствуют суммарным выходам 1-го, 2-го, 3-го и т. д. продуктов в схеме анализа пробы (см. рис. 3.3), т. е. речь идет об опыте по кинетике флотации пробы.

Для этих дискретных моментов t_i получается несколько равенств типа

$$\bar{\gamma}_k(t_i) = \sum_{k=0}^N [1 - \exp(-t_i S k)] \gamma_{\text{всх}}(k_i) \Delta k_i \quad (i = 0, 1, 2, 3, \dots, N),$$

в которых интеграл заменяется суммой и тем самым получается упомянутая система линейных алгебраических уравнений с неизвестными выходами фракций флотируемости $\gamma_{\text{всх}}(k_i) \Delta k_i$. Решение этой системы дает первую колонку чисел фракционного состава (см. табл. 3.4). Выхода ценного продукта $\bar{\gamma}_k(t_i)$ — ординаты

кривой кинетики флотации твердого, которую часто обозначают через $\epsilon_{\text{ТВ}}(t)$.

Степень аэрации можно вычислить по формуле $S=3\varphi/R$, где φ — объемное воздуходоержание пульпы, доли объема; R — средний радиус пузырьков, м. Например, при $\varphi=0,1$ и $R=0,3 \cdot 10^{-3}$ м получается $S=1000 \text{ м}^2/\text{м}^3$.

Для определения функции содержания $\beta(k)$ сепарационная характеристика подставляется во второе равенство формул (3.1)

$$\bar{\beta}_k = \bar{\gamma}_k^{-1} \int_0^{k_{\max}} \beta(k) [1 - \exp(-tSk)] \gamma_{\text{исх}}(k) dk. \quad (3.4)$$

Измерив экспериментально содержание в пенном продукте в том же опыте кинетики флотации для различных моментов времени, получают вторую систему линейных алгебраических уравнений для вычисления ординат функции содержания $\beta(k_i)$ и заполнения последней колонки в табл. 3.4. Любое из равенств (3.3) или (3.4) можно заменить на равенство для извлечения металла

$$\bar{\epsilon}_{\text{Ме}}(t) = Q_k \beta_k / (Q_{\text{исх}} \beta_{\text{исх}}) = \bar{\beta}_{\text{исх}}^{-1} \int_0^{k_{\max}} \beta(k) [1 - \exp(-tSk)] \gamma_{\text{исх}}(k) dk.$$

Имеются различные модификации флотометрического анализа и целый ряд примеров успешного практического применения к апатитовым, талькомагнезитовым, калийным, сульфидным полиметаллическим рудам.

Третья группа методов использует опробование промышленных технологических схем для фракционного анализа питания или любого желаемого продукта схемы с применением уравнений типа (3.1). Сепарационная характеристика от питания до i -го продукта зависит от конфигурации схемы и может быть вычислена по известным частным сепарационным характеристикам основной $\epsilon_0(\xi)$, перечистных $\epsilon_{\text{П}i}(\xi)$ и контрольных операций $\epsilon_{kj}(\xi)$. Измерения $Q_i \beta_i$ для N продуктов дают — через решение уравнений (3.1) — N ординат $\gamma_{\text{исх}}(\xi)$ и $\beta(\xi)$ для питания схемы, а также $\gamma_i(\xi)$ и $\beta(\xi)$ для любого i -го продукта [$\beta_i(\xi) = \beta_{\text{исх}}(\xi) = \beta(\xi)$].

Пример для флотационной промышленной схемы канонического вида (см. рис. 3.2) с четырьмя перечистными и двумя контрольными операциями дан в табл. 3.7 и 3.8. Для всех (семи) операций флотационной схемы определяют время флотации t_i и оценивается аэрация S , что позволяет получить численные сепарационные характеристики каждой операции по формуле (3.2). Далее по балансным соотношениям, которые детальнее поясняются в разд. 3.4, находят формулы для сепарационных характеристик участков схемы $\epsilon_{i,i}(k)$; например от 1-го продукта (исходного) до питания II перечистки или от 1-го продукта до концентрата

Т а б л и ц а 3.7. Технологические показатели и сепарационные характеристики для некоторых продуктов промышленной схемы флотации

Продукт	Результаты опробования продуктов		Сепарационная характеристика $\epsilon_{i, i}(k)$				
	Выход γ_i , %	Содержание β_i , % P_2O_5	Границы фракций Δk_i , 10^{-3} м/мин				
			0—0+	0—0,35	0,35—0,45	0,45—0,5	0,5—0,7
Питание I перешитки	93,0	34,4	0	0,651	0,986	0,986	0,986
Концентрат:							
II перешитки	45,5	36,4	0	0,735	0,945	0,945	0,945
III перешитки	39,3	38,9	0	0,691	0,999	0,999	0,999
IV перешитки	23,6	39,6	0	0,586	0,893	0,954	0,980

Примечание. Время флотации для основной, перешитных и контрольных операций соответственно составляет: $t_0 = 3,9$; $t_{II} = 4,1$; $t_{III} = 3,9$; $t_{IV} = 4,3$; $t_{K1} = 1,9$; $t_{K2} = 1,9$.

III перешитки и т. д. Диапазон флотуемости разбивается на несколько (в данном примере на пять) фракций и для середины каждой фракции вычисляются значения $\epsilon_{i, i}(k)$.

По результатам опробования экспериментально определены выход γ_i и содержание β_i для ряда продуктов схемы (см. табл. 3.7).

Этих данных достаточно, чтобы далее расчетом определить фракционный состав питания и продуктов рассматриваемой

Т а б л и ц а 3.8. Фракционный состав питания и некоторых продуктов промышленной флотационной схемы

Продукт	Границы фракций Δk_i , 10^{-3} м/мин				
	0—0+	0—0,35	0,35—0,45	0,45—0,5	0,5—0,7

Выход фракций $\gamma_i(k_i)$, доли массы

Исходная руда	0,764	0,175	0,044	0,006	0,011
Концентрат:					
основной флотации	0	0,973	0,020	0,003	0,007
II перешитки	0,068	0,868	0,097	0,013	0,024
Питание III перешитки	0	0,902	0,070	0,010	0,018
Концентрат IV перешитки	0	0,746	0,182	0,025	0,047
Хвосты I контрольной фракции	0,976	0,024	0	0	0

Содержание компонента во фракциях $\beta_i(k_i)$, % P_2O_5

Исходная руда и все продукты	7	3,2	38,6	39,5	41,1

Т а б л и ц а 3.9. Сепарационные характеристики $\varepsilon_{1,i}(\xi)$ канонической схемы (см. рис. 3.2)

Продукт (i или j)	Хвостовая фракция $\varepsilon_{1,i}(\xi_{\min})$	Промежуточная фракция $\varepsilon_{1,i}(\xi_p)$	Концентратная фракция $\varepsilon_{1,i}(\xi_{\max})$
Питание основной операции	1	$2(m+1)(n+1)/(m+n+2)$	1
Концентрат основной операции	0	$(m+1)(n+1)/(m+n+2)$	1
Хвосты основной операции	1	$(m+1)(n+1)/(m+n+2)$	0
Питание i -й перечистки	0	$2(m+1)(n-i+1)/(m+n+2)$	1
Концентрат i -й перечистки	0	$(m+1)(n-i+1)/(m+n+2)$	1
Хвосты i -й перечистки	0	$(m+1)(n-i+1)/(m+n+2)$	0
Питание j -й контрольной операции	1	$2(n+1)(m-j+1)/(m+n+2)$	0
Концентрат j -й контрольной операции	0	$(n+1)(m-j+1)/(m+n+2)$	0
Хвосты j -й контрольной операции	1	$(n+1)(m-j+1)/(m+n+2)$	0

схемы флотации. Расчетные уравнения для определения выходов фракций $\gamma_{\text{исх}}(k_i)\Delta k_i$ получаются из формул (3.1) заменой интеграла суммами и приведением к системе линейных алгебраических уравнений. Для γ -функций продуктов схемы используется равенство $\gamma_i(\xi) = \varepsilon_{1,i}(\xi)\gamma_{\text{исх}}(\xi)/\bar{\gamma}_i$. Для вычисления функции содержания во фракциях $\beta(k_i)$ по формуле (3.1) получается вторая система линейных алгебраических уравнений. Результаты решения их (на ЭВМ) представлены в табл. 3.8. Третья группа может использоваться как при проектировании новых схем, так и при модернизации действующих.

В рамках третьей группы можно пользоваться приближенной методикой, не требующей предварительного изучения $\varepsilon_{1,i}(\xi)$. Эта методика проработана для типовых канонических (оборотные продукты возвращаются в питание предыдущей операции) и полуканонических (они возвращаются в начало основной операции) схем с любым числом перечистных (n) и контрольных (m) операций и сводится к следующему. Диапазон изменения физического свойства $\xi_{\min} < \xi < \xi_{\max}$ разбивается на три фракции (или на пять): хвостовую — с $\xi \rightarrow \xi_{\min}$, концентратную — с $\xi \rightarrow \xi_{\max}$ и промежуточную — с $\xi \rightarrow \xi_p$.

Значения $\varepsilon_{1,i}(\xi)$ для трех упомянутых фракций даны в табл. 3.9 и 3.10, которые вычислены с допущением, что для любой операции схемы частная сепарационная характеристика приближенно имеет три главных значения в виде: $\varepsilon(\xi_{\min}) = 0$; $\varepsilon(\xi_p) = 0,5$; $\varepsilon(\xi_{\max}) = 1$.

Т а б л и ц а 3.10. Сепарационные характеристики $e_{1,i}(\xi)$ полуканонической схемы

Продукт	Хвостовая фракция $e_{1,i}(\xi_{\min})$	Промежуточная фракция $e_{1,i}(\xi_p)$	Концентратная фракция $e_{1,i}(\xi_{\max})$
Питание основной операции	1	$1/(0,5^{n+1} + 0,5^{m+1})$	1
Концентрат основной операции	0	$0,5/(0,5^{n+1} + 0,5^{m+1})$	1
Хвосты основной операции	1	$0,5/(0,5^{n+1} + 0,5^{m+1})$	0
Питание i -й перемешки	0	$0,5^i/(0,5^{n+1} + 0,5^{m+1})$	1
Концентрат i -й перемешки	0	$0,5^{i+1}/(0,5^{n+1} + 0,5^{m+1})$	1
Хвосты i -й перемешки	0	$0,5^{i+1}/(0,5^{n+1} + 0,5^{m+1})$	0
Питание j -й контрольной операции	1	$0,5^j/(0,5^{n+1} + 0,5^{m+1})$	0
Концентрат j -й контрольной операции	0	$0,5^{j+1}/(0,5^{n+1} + 0,5^{m+1})$	0
Хвосты j -й контрольной операции	1	$0,5^{j+1}/(0,5^{n+1} + 0,5^{m+1})$	0

Примечание. В полуканонической схеме все оборотные продукты идут в начало основной операции.

Формулы (3.1) дают расчетные равенства в виде

$$e_{1,i}(\xi_{\min}) \bar{\gamma}_{\min} + e_{1,i}(\xi_p) \bar{\gamma}_p + e_{1,i}(\xi_{\max}) \bar{\gamma}_{\max} = \bar{\gamma}_i;$$

$$e_{1,i}(\xi_{\min}) \bar{\gamma}_{\min} \bar{\beta}_{\min} + e_{1,i}(\xi_p) \bar{\gamma}_p \bar{\beta}_p + e_{1,i}(\xi_{\max}) \bar{\gamma}_{\max} \bar{\beta}_{\max} = \bar{\gamma}_i \bar{\beta}_i, \quad (3.5)$$

где $\bar{\gamma}_{\min}$, $\bar{\gamma}_p$, $\bar{\gamma}_{\max}$ — искомые выходы соответственно хвостовой, промежуточной и концентратной фракций; $\bar{\beta}_{\min}$, $\bar{\beta}_p$, $\bar{\beta}_{\max}$ — содержания компонента в них; коэффициенты $e_{1,i}$ берут из табл. 3.9 и 3.10.

При расчете на пять фракций для двух дополнительных фракций с $\xi = 0,5(\xi_{\min} + \xi_p)$ и $\xi = 0,5(\xi_p + \xi_{\max})$ значения $e_{1,i}(\xi)$ находят интерполяцией данных табл. 3.9 и 3.10.

Пример. Для канонической схемы $n=2$, $m=1$ флотации апатитового сырья исходные данные опробования γ_i , β_i для четырех продуктов приведены в табл. 3.11. При расчете на четыре фракции $\xi \rightarrow \xi_{\min}$; $\xi \rightarrow \xi_p$; $\xi \rightarrow 0,5(\xi_p + \xi_{\max})$ и $\xi \rightarrow \xi_{\max}$ требуются для составления уравнений данные γ_i и β_i для четырех продуктов схемы ($i=1, 2, 3, 4$) — любых, но желательно брать продукты, содержащие преимущественно разные фракции. Для тех же четырех продуктов значения $e_{1,i}(\xi)$ вычислены с помощью табл. 3.9.

Первая система уравнений типа (3.5) имеет вид:

$$\begin{cases} 1\bar{\gamma}_1 + 2,4\bar{\gamma}_2 + 1,7\bar{\gamma}_3 + 1\bar{\gamma}_4 = 1,15; \\ 1\bar{\gamma}_1 + 0,6\bar{\gamma}_2 + 0,3\bar{\gamma}_3 + 0\bar{\gamma}_4 = 0,744. \end{cases}$$

Таблица 3.11. Данные для составления расчетных уравнений

Продукты (i)	Выход продукта γ_i , доли массы	Содер- жание $\bar{p}_i$, % P_2O_5	Значения $e_{1,i}(k)$			
			$k_{\min} = 0$	k_p	$0,5(k_p + k_{\max})$	$k_{\max}$
Питание:						
основной флотации	1,15	13,6	1	2,4	1,7	1
I перерешетки	0,384	30,8	0	1,6	1,3	1
Окончательный кон- центрат (II перерешет- ки)	0,256	35,0	0	0,4	0,7	1
Отвальные хвосты (I контрольной фло- тации)	0,744	4,5	1	0,6	0,3	0

Откуда вычисляем выходы фракций $\bar{\gamma}_1=0,68$; $\bar{\gamma}_2=0,044$; $\bar{\gamma}_3=0,126$; $\bar{\gamma}_4=0,15$.

Вторая система уравнений (3.5) имеет вид:

[illegible]

Откуда вычисляем содержание P_2O_5 во фракциях:

$$\bar{\beta}_1 = 2,8 \text{ \%}; \bar{\beta}_2 = 10 \text{ \%}; \bar{\beta}_3 = 31 \text{ \%}; \bar{\beta}_4 = 40 \text{ \%}.$$

Рассмотренные методы третьей группы, включая приближенный, применимы к любым схемам обогащения — гравитационным, магнитным, флотационным и др. При избытке данных опробования ($\bar{\gamma}_i$ и $\bar{\beta}_i$) можно использовать способ наименьших квадратов.

Четвертая группа методов использует результаты минералогического анализа, что представляет интерес или в редких случаях идеального раскрытия сростков, или для грубой оценки фракционного состава. Фракционный состав определяют по известным содержаниям C_i минералов в пробе, их физическим свойствам ξ_i и содержаниям в них ценных компонентов β_i по простым формулам: $\gamma(\xi) = \sum C_i \delta(\xi - \xi_i)$; $\beta(\xi) = \beta_i$, где $\delta(\xi - \xi_i)$ — импульсная функция Дирака.

Развитие минералогического анализа в направлении учета сростков может повысить точность оценок фракционного состава.

Пятая группа методов связана с измерениями для каждой частицы пробы ее массы m_i , физических свойств $\xi_{1i}, \dots, \xi_{ni}$ и содержаний ценных компонентов $\beta_{1i}, \dots, \beta_{mi}$, дает обобщенную функцию распределения по свойствам и содержаниям $\gamma_{\text{обш}}(\xi_1, \dots,$

$\xi_n; \beta_1, \dots, \beta_m)$. Математическая обработка данных для получения функций фракционного состава связана с интегрированием (на ЭВМ) функции $\gamma_{\text{общ}}$ по содержаниям ценных компонентов. Методы этой группы трудоемки, но пригодны в общем случае. Они стыкуемы с минералогическим анализом.

3.2.3. ВЫБОР КРУПНОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ

Выбор крупности измельчения (дробления) для разных методов обогащения, а также выбор реагентного режима флотации целесообразно проводить параллельно с НИР по оценкам фракционного состава сырья.

Характеристики фракционного состава γ - и β -функции изменяются с изменением крупности измельчения или реагентного режима: по мере уменьшения размера частиц сростки раскрываются полнее и функции $\gamma(\xi)$, $\beta(\xi)$ приближаются к идеальной форме, которая соответствует хорошей обогатимости сырья (большой диапазон $[\xi_{\text{min}}, \xi_{\text{max}}]$ — ступенчатый характер функции $\beta(\xi)$ (см. рис. 3.1). Аналогичные положительные эффекты достигаются при подборе реагентного режима флотации (и других режимов рудоподготовки).

Функции γ и β являются полным, необходимым и достаточным критерием обогатимости сырья. Для простого (одномерного) сырья, например угольного, они могут быть эквивалентно заменены известными кривыми обогатимости (кривыми Аири), но для более сложных типов сырья целесообразно оставаться в рамках функций $\gamma(\xi_1, \dots, \xi_n)$ и $\beta_j(\xi_1, \dots, \xi_n)$. (Подробнее см. О. Н. Тихонов. О кривых обогатимости, контрастности и распределениях минеральных частиц по физическим свойствам и содержаниям ценных компонентов. — Изв. вузов. Цветная металлургия, 1983, № 2, с. 3—9).

Приближенным критерием обогатимости может быть контрастность

$$J_{\text{контр}} = \bar{\beta}_{\text{исх}}^{-1} \int_{\xi_{\text{min}}}^{\xi_{\text{max}}} |\beta(\xi) - \bar{\beta}_{\text{исх}}| \gamma(\xi) d(\xi),$$

которая оценивает усредненное относительное отклонение функции содержания во фракциях $\beta(\xi)$ от среднего содержания $\bar{\beta}_{\text{исх}}$.

Для сложных руд контрастность оценивается многомерным интегралом

$$J_{\text{контр}} = \bar{\beta}_{\text{исх}}^{-1} \int_D \dots \int |\beta(\xi_1, \dots, \xi_n) - \bar{\beta}_{\text{исх}}| \gamma(\xi_1, \dots, \xi_n) d\xi_1 \dots d\xi_n, \quad (3.6)$$

где D — область изменения физических свойств частиц.

При выборе крупности измельчения и реагентных режимов флотации производится ряд опытов с пробами сырья с целью экстремизировать выбранный критерий обогатимости, например контрастность; в каждом опыте оцениваются γ - и β -функции и зависящий от них критерий.

Из-за трудоемкости флотометрического анализа начальную серию флотационных опытов целесообразно проводить по упрощенным критериям обогатимости без оценки функций $\gamma(k)$ и $\beta(k)$. В частности, по критерию максимизации разности двух кривых кинетики флотации для очередного опыта с измененным реагентным режимом или степенью измельчения получают кривую кинетики выхода твердого в пенный продукт $\gamma_{\text{пв}}(t)$ и кривую извлечения в пенный продукт ценного компонента $\epsilon_{\text{ме}}(t)$; максимизируется разность $\epsilon_{\text{ме}}(t) - \gamma_{\text{пв}}(t)$. (Подробнее см. О. Н. Тихонов. Использование кривых кинетики извлечения твердого и ценных компонентов при подборе оптимального режима флотации. — Изв. вузов. Горный журнал, 1978, № 11, с. 150—154. Н. А. Шалопалова, А. В. Дубровский, О. Н. Тихонов. Определение оптимального времени флотации талько-магнетитовых руд по кинетическим кривым извлечения твердого и ценного компонента. — Изв. вузов. Цветная металлургия, 1982, № 5, с. 94—96).

О выборе флотационных реагентов и наиболее контрастных физических свойствах минералов подробнее см. Л. А. Барский, Л. М. Данильченко. Обогатимость минеральных комплексов. М., Недра, 1977.

3.24. О ТЕОРЕТИЧЕСКОМ ПРОГНОЗЕ ВЛИЯНИЯ КРУПНОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ НА ФРАКЦИОННЫЙ СОСТАВ

Возможности теоретического прогноза влияния степени измельчения на фракционный состав обогащаемых материалов и, следовательно, на обогатимость сырья ограничены простейшими случаями.

В частности, для простой руды, содержащей один ценный минерал со средним размером вкрапленностей $\bar{l}_0$ и с объемной долей $\bar{\beta}_m$ и породу, при измельчении до средней крупности $\bar{l}_d < \bar{l}_0$ получают фракции частиц чистого минерала с объемной долей $C_m = \bar{\beta}_m(1 - \bar{l}_d/\bar{l}_0)$, слотков с объемной долей $C_{\text{ср}} = 2\bar{\beta}_m\bar{l}_d/\bar{l}_0$ и «чистую» породу с объемной долей $C_n = 1 - C_m - C_{\text{ср}}$ (рис. 3.4). Интересующее физическое свойство частиц ξ (плотность, магнитная восприимчивость, флотирруемость, светимость) изменяется от значения этого свойства для частиц породы ξ_n до его значения для частиц минерала ξ_m . Импульсы $\delta(\xi - \xi_m)$ и $\delta(\xi - \xi_n)$ на концах этого диапазона соответствуют чистым частицам минерала и породы; слотки распределены между этими импульсами равномерно; функция содержания минерала во фракциях $\beta(\xi)$ линейно

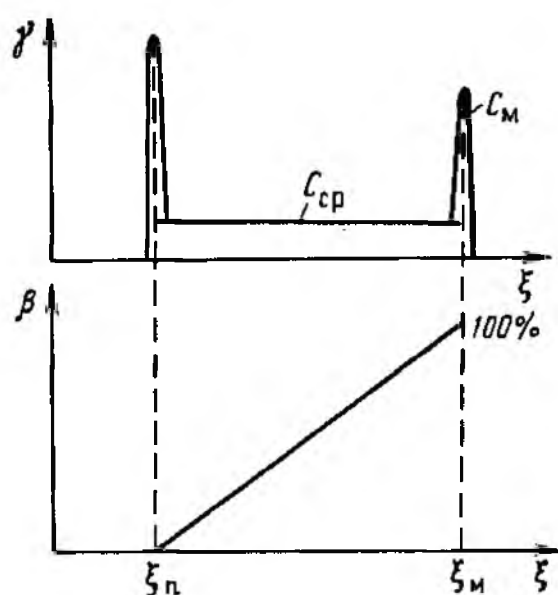


Рис. 3.4. Влияние степени измельчения на фракционный состав

возрастает от 0 до 100 %. Формулы для функций фракционного состава имеют следующий вид:

$$\gamma(\xi) = \begin{cases} [1 - \beta_m (1 + \bar{l}_d / \bar{l}_0)] \delta(\xi - \xi_p) & \text{для } \xi = \xi_p; \\ (2\bar{\beta}_m \bar{l}_d / \bar{l}_0) / (\xi_m - \xi_p) & \text{для } \xi_p < \xi < \xi_m; \\ \bar{\beta}_m (1 - \bar{l}_d / \bar{l}_0) \delta(\xi - \xi_m) & \text{для } \xi = \xi_m, \end{cases} \quad (3.7)$$

где $\beta(\xi) = 100(\xi - \xi_p) / (\xi_m - \xi_p)$ — объемная доля.

С уменьшением крупности измельчения $\bar{l}_d$ доля сrostков уменьшается до нуля и функция $\gamma(\xi)$ превращается в два импульса, функция $\beta(\xi)$ становится скачкообразной. (Подробнее см. О. Н. Тихонов. Задача о прогнозе степени измельчения на фракционный состав обогащаемых минеральных материалов. — Изв. вузов. Цветная металлургия, 1986, № 4, с. 3—8).

Формулы (3.7) распространяются на случай руды с несколькими ценными минералами при соблюдении условия $\bar{l}_d < \bar{l}_0$.

3.3. ПОЛУЧЕНИЕ ИНФОРМАЦИИ О СЕПАРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИКАХ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ АППАРАТОВ

3.3.1. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ

Второй предпроектный этап связан с получением информации о сепарационных характеристиках аппаратов $\epsilon(\xi)$, которая по определению равна отношению (извлечению) массы или потока узкой фракции в концентрате $q_k(\xi) d\xi = Q_k \gamma_k(\xi) d\xi$ к массе ее в исходном питании $q_{исх}(\xi) d\xi = Q_{исх} \gamma_{исх}(\xi) d\xi$, т. е.

$$\epsilon(\xi) = Q_k \gamma_k(\xi) / [Q_{исх} \gamma_{исх}(\xi)], \quad (3.8)$$

где $\gamma_k(\xi)$ и $\gamma_{исх}(\xi)$ — фракционные характеристики (распределения твердого по фракциям) соответственно концентрата и исходного; Q_k , $Q_{исх}$ — суммарные потоки твердого соответственно в концентрате и исходном.

Сепарационная характеристика участка схемы $\varepsilon_{1,i}(\xi)$ [см. формулу (3.1)] по определению имеет аналогичный вид:

$$\varepsilon_{1,i}(\xi) = q_i(\xi)/q_{исх}(\xi) = Q_i \gamma_i(\xi) / [Q_{исх} \gamma_{исх}(\xi)]. \quad (3.9)$$

Сепарационная характеристика любого отдельного сепаратора (или участка схемы) может быть найдена экспериментальным, теоретическим или комбинированным путем.

Экспериментальный метод основан на равенствах (3.8) и (3.9) и требует измерения величин Q_k , $Q_{исх}$, $\gamma_k(\xi)$, $\gamma_{исх}(\xi)$ для действующего аппарата или схемы. Основной труд затрачивается на фракционный анализ концентрата и хвостов (без β -функции), что реализуемо методами предыдущего пункта. Этим путем были найдены первые сепарационные характеристики $\varepsilon(\rho)$ для аппаратов гравитационного обогащения (кривые Терра—Тромпа, 1937).

3.3.2. АНАЛИТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ

Основа аналитического метода — закономерности массопереноса фракций в сепараторах, определяемые функциями: $\gamma(\xi, x, y, z, t)$ — функция распределения по фракциям в локальной точке зоны сепарации x, y, z в момент времени t ; $\vec{v}(\xi, x, y, z, t)$ — осредненная скорость частиц элементарной фракции $[\xi, \xi + d\xi]$. Эти две функции необходимы и достаточны для полного описания картины сепарационного движения любой элементарной фракции внутри зоны аппарата.

Они определяются двумя уравнениями сохранения фракций и баланса сил:

$$\partial \gamma / \partial t = -\operatorname{div}(\gamma \vec{v}) + W; \quad \Sigma F_i = 0, \quad (3.10)$$

где $W = W(\xi, x, y, z, t)$ — подводимый (отводимый) поток фракций в зоне.

Уравнение баланса сил $\Sigma F_i = 0$ содержит, как правило, упомянутые функции γ и $\vec{v}$; решение уравнений (3.10) дает искомые γ и $\vec{v}$.

Основные силы $\vec{F}_i$, встречаемые в различных сочетаниях в типовых сепараторах, разделяют на три группы: активные (или увлекающие), реактивные типы архимедовой и статистические хаотической природы (табл. 3.12). Активные силы (гравитационная, вязкого трения в восходящем потоке, магнитная, электрическая, центробежная инерция) побуждают различное движение частиц,

Т а б л и ц а 3.12. Основные силы, действующие в зонах сепараторов

Сила $\vec{F}_i$, Н/м ³	Формула $\vec{F}_i$
Гравитационная	$\vec{F}_{\text{грав}} = \vec{g}\rho$
Стока (вязкого трения)	$\vec{F}_{\text{ст}} = -\alpha_{\text{с}}(\vec{v} - \vec{v}_{\text{ср}})/l^2$
Магнитная	$\vec{F}_{\text{м}} = \mu_0 \chi_m H \text{ grad } H$
Электростатическая	$\vec{F}_{\text{э}} = q\vec{E}$
Архимедова	$\vec{F}_{\text{А}} = -\vec{g} \rho$
Магнитно-архимедова	$\vec{F}_{\text{МА}} = \mu_0 \chi_m H \text{ grad } H$
Центробежно-архимедова	$\vec{F}_{\text{ЦА}} = v^2 \rho / R$
Хаотическая сопротивления движению	$\vec{F}_{\text{сопр}} = -\alpha_{\text{сопр}} \vec{v}$
Хаотическая градиентная	$\vec{F}_{\text{град}} = -\frac{k_{\text{град}}}{\gamma} \text{ grad } \gamma$

П р и м е ч а н и е. m — объемная доля твердого в зоне, м³/м³; $(1-m)$ — доля среды; ρ — средняя плотность частиц и среды; $v_{\text{ср}}$ — скорость среды; H, E — напряженность соответственно магнитного и электрического поля; $\alpha_{\text{с}}$, $\alpha_{\text{сопр}}$, $k_{\text{град}}$ — коэффициенты; $\rho = (1-m)\rho_{\text{ср}} + m\rho_{\text{ч}}$ (г) д ρ ; μ_0 — магнитная постоянная ($\mu_0 \approx 1,256 \cdot 10^{-6}$ Гн/м).

причем различие зависит от физических свойств ξ : ρ , l , χ_m , q и др. Архимедова сила и силы типа архимедовой создают реакцию (часто в псевдооживленных постелях твердых частиц), создавая этим упомянутую границу разделения $\xi_{\text{р}} = \text{const}$, например $\rho_{\text{р}}$ для гравитационных сепараторов. Таким образом, эти силы действия и противодействия стремятся сепарировать частицы так, что фракции $\xi > \xi_{\text{р}}$ движутся в одном направлении зоны (в концентрат), а фракции $\xi < \xi_{\text{р}}$ — в другом. Часто селекция частиц в концентрат и хвосты побуждается воздействием, пропорциональным разности $\xi - \xi_{\text{р}}$, например, гравитационно-архимедово воздействие $\vec{g}(\rho - \rho_{\text{р}})$ в гравитационных аппаратах.

Третья группа содержит две «вредные» силы, которые начинают доминировать с увеличением доли твердого в единице объема зоны $m > 0,1$. Любая частица, «толкаемая» силами I и II групп, должна преодолеть сопротивление окружающих минеральных частиц. Соответствующая хаотическая сила сопротивления движению $\vec{F}_{\text{сопр}}$ зависит от $\vec{v}$, m и интенсивности хаотического движения частиц в зоне; два последних фактора входят в коэффициент $\alpha_{\text{сопр}}$. Хаотическая компонента движения (встраивание,

пульсации воды и т. п.) необходима, чтобы уменьшить силу $\vec{F}_{\text{сопр}}$, увеличивая этим скорость хода сепарации. Но хаотическое движение создает еще хаотическую градиентную силу $\vec{F}_{\text{град}}$, являющуюся антиконцентрирующей и стремящуюся распределить равномерно все фракции по пространству зоны с условием $\text{grad} \psi \rightarrow 0$. В результате в тесненных условиях ($m > 0,1$) даже для стационарного режима ($v = 0$ после достаточно долгого времени сепарации) активные и реактивные силы I и II групп в равновесии с хаотической градиентной силой дают неидеальную сепарационную характеристику $\epsilon(\xi)$ аппарата. Наоборот, для нестесненных условий ($m < 0,1$; $m \rightarrow 0$) хаотические силы близки к нулю, и сепарационная характеристика идеальна.

Четыре последние силы в табл. 3.12 являются неклассическими и дают весьма специфичные черты закономерностям разделения минералов. Для конкретного аппарата во второе уравнение (3.10) подставляется конкретная сумма сил, специфичных для данного аппарата, далее исключается $\vec{v}$, вычисляется $\psi(\xi, x, t)$ и затем — сепарационная характеристика. Например, для отсадочной машины сепарация основана на различии плотности ρ частиц и происходит в вертикальном направлении x . Баланс основных сил $F_{\text{град}} + F_A + F_{\text{сопр}} + F_{\text{град}} = 0$, откуда $v = g(\rho - \bar{\rho}) / \alpha_{\text{сопр}} - D \partial \psi / \partial x$. Подстановка в первое из уравнений (3.10) дает следующее уравнение сепарации ($W = 0$):

$$\frac{\partial \psi}{\partial t} = D \frac{\partial^2 \psi}{\partial x^2} - \frac{g}{\alpha_{\text{сопр}}} \cdot \frac{\partial}{\partial x} [(\rho - \bar{\rho}) \psi]; \quad D = k_{\text{град}} / \alpha_{\text{сопр}}. \quad (3.11)$$

Сепарационную характеристику получают путем решения уравнения (3.11):

$$\epsilon_k(\rho) = 0,5 + 0,5\Phi[\sqrt{gh\gamma_{\text{исх}}(\rho)/(\alpha_{\text{сопр}}D)} (\rho - \rho_r)], \quad (3.12)$$

где $\Phi(x) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} \int_0^x \exp(-\tau^2/2) d\tau$ — интеграл вероятности (см. И. Н. Брошштейн, К. А. Семендяев. Справочник по математике. М., Наука, 1986). Формула (3.12) имеет многократное экспериментальное подтверждение.

3.3.3. ФОРМУЛЫ $\epsilon(\xi)$ ДЛЯ ТИПОВЫХ АППАРАТОВ

Сепарационные характеристики для типовых аппаратов, полученные теоретическим путем с экспериментальным подтверждением, приведены в табл. 3.13.

В табл. 3.13 также указаны границы разделения ξ_r (плотность разделения ρ_r , флотуемость разделения k_r и др.) и

Т а б л и ц а 3.13. Сепарационные характеристики обогатительных аппаратов

Название аппарата и режим	Сепарационная характеристика $\varepsilon(\xi)$	Граница разделения $\xi_p [\varepsilon(\xi_p)=0,5]$	Крутизна характеристики в точке разделения $\varepsilon'(\xi_p)=1/4E_p$
Отсадочная машина с естественной постелью, суспензионный сепаратор с большой стесненностью ($m > 0,1$)	$\varepsilon(\rho) = 0,5 + + 0,5\Phi \left[\sqrt{\frac{gh\gamma_{исх}(\rho)}{\alpha_{сопр}D}} (\rho - \rho_p) \right]$	$\bar{\rho}_p = \bar{\rho}$	$\sqrt{\frac{gh}{2\pi\alpha_{сопр}D(\rho_{max}-\rho_{min})}}$
Тяжелосредный сепаратор с умеренной стесненностью, отсадочная машина с искусственной постелью	$\varepsilon(\rho) = 0,5 + + 0,5th \left[\frac{gh}{4\alpha_{сопр}D} (\rho - \rho_p) \right]$	$\rho_p = \bar{\rho}$	$gh/(8\alpha_{сопр}D)$
Грохот ($\xi = l$): M — масса руды на грохоте; $Q_{исх}$ — производительность; $v_c(l)$ — скорость просева классов; h — толщина материала на сите; l_0 — размер отверстий сита	$\varepsilon_{верхн}(l) = 1 - - \exp[-v_c(l) M/(hQ_{исх})]$	$l_p \approx l_0$	$Mv'_c(l_0)/(2hQ_{исх})$
Гидроклассификатор (сгуститель) с восходящим потоком при нестесненных условиях	$\varepsilon_{слив}(\rho, l) = \begin{cases} 1 & \text{для зоны слива} \\ 0 & \text{для песков} \end{cases}$	$\rho_p = \rho_{ср} + v_{ср}\alpha_c/(gl_p^2)$	∞
Гидроклассификатор при стесненных условиях	$\varepsilon_{слив}(\rho, l) = 0,5 - - 0,5th \left[\frac{gh(\rho - \rho_p)}{4\alpha_{сопр}D} (l^2 - l_p^2) \right]$	$l_p = \sqrt{\frac{\alpha_{сопр}v_{ср}}{g(\rho - \rho_p)}}$	$\frac{g(\rho_0 - \rho_{ср})h}{4\alpha_c D}$

Продолжение

Название аппарата и режим	Сепарационная характеристика $\varepsilon(\xi)$	Граница разделения $\xi_p [\varepsilon(\xi_p) = 0,5]$	Крутизна характеристики в точке разделения $\varepsilon'(\xi_p) = 1/4E_p$
Гидроциклон: v_0 — окружная скорость пульпы; R — радиус; $v_{ср}$ — радиальная скорость пульпы (отток от стенок); S — площадь боковой поверхности аппарата	$\varepsilon_{глиц}(l, p) = 0,5 - 0,5th[Ah/(4D)];$ $A = \frac{v_0^2}{R} \frac{p - \bar{p}}{\alpha_{сепр}} R - v_{ср}$	$l_p = \sqrt{\frac{Q_{исх} \alpha_{сепр} R}{S v_0^2 (p - \bar{p})}}$	$\frac{h v_0^2 (p_0 - \bar{p})}{4 \alpha_{сепр} R D}$
Роликовый магнитный сепаратор (или барабанный) для нестесненных условий: v_0 и R — соответственно окружная скорость и радиус закругления	$\varepsilon_k(p, \chi_m) = \begin{cases} 1 & \text{для зоны концентрата} \\ 0 & \text{для зоны хвостов} \end{cases}$	$p_p = \frac{R H \text{grad } H}{v_0^2} \chi_{m p}$	∞
Ленточный магнитный сепаратор с малой стесненностью	$\varepsilon(p, \chi_m) = 0,5 + 0,5th[Ah/(4D)]$ $A = \frac{1}{\alpha_{сепр}} [g(p - \bar{p}) - H \text{grad } \chi \times H(\chi_m - \bar{\chi}_m)]$	$g(p_p - \bar{p}) - H \text{grad } H \times (\chi_{m p} - \bar{\chi}_m) = 0$	$\frac{h H \text{grad } H}{8 \alpha_{сепр} D}$ (при $p = p_0 - \text{const}$)
Флотационная машина: S — степень аэрации, $\text{м}^3/\text{м}^3$; t_ϕ — время флотации	$\varepsilon_k(k) = 1 - \exp(-St_\phi k)$ ($S = 500 - 1200 \text{ м}^3/\text{м}^3$)	$k_p = \ln 2 / (St_\phi)$	$0,5 St_\phi$
Электрический сепаратор в стесненных условиях	$\varepsilon_k(p, q) = 0,5 + 0,5th \left[\frac{Eh(q - q_p)}{4 \alpha_{сепр} D} \right]$	$q_p = \frac{v_0^2 \rho}{R E}$	$\frac{E h}{8 \alpha_{сепр} D}$

Примечание. h — глубина зоны сепарации, $\bar{p}$ — средняя плотность пасты (среды).

крутизна сепарационной характеристики $\epsilon'(\xi_p) = d\epsilon/d\xi$ в рабочей точке разделения $\xi = \xi_p$; в случае идеальной ступенчатой характеристики крутизна равна бесконечности.

3.3.4. КОМБИНИРОВАННЫЙ МЕТОД

Теоретически формулы $\epsilon(\xi)$ требуют численной конкретизации (зачастую экспериментальной) параметров аппарата; например, время флотации t_ϕ и степень аэрации S — для флотационной машины или параметры h , $\alpha_{\text{сопр}}$, D — для отсадочной машины. В реальных эксплуатационных условиях параметры аппаратов могут изменяться при управлении процессом; для проектных целей достаточны усредненные данные.

Для всех флотационных машин с сепарационной характеристикой $\epsilon(k) = 1 - \exp(-tSk)$ параметры определяют сравнительно легко по формулам:

$$t = V/Q_n; \quad S = 3\varphi/\bar{R}, \quad (3.13)$$

где V — рабочий объем машины, м^3 ; Q_n — объемная производительность по пульпе, $\text{м}^3/\text{мин}$; φ — объемное воздуходоержание пульпы, $\text{м}^3/\text{м}^3$; $\bar{R}$ — средний радиус пузырьков, м .

Формула для $\bar{R}$

$$\bar{R} = \int_0^{R_{\text{max}}} R \gamma(R) dR,$$

где $\gamma(R)$ — гранулометрическая характеристика пузырьков. Оптимальный радиус пузырьков $\bar{R} = 0,3 - 0,6$ мм. При $\varphi = 0,1$ и $\bar{R} = 0,3 \cdot 10^{-3}$ $S = 1000 \text{ м}^2/\text{м}^3$.

Величину S в формуле (3.13) получают следующим образом: φ — суммарный объем воздуха в 1 м^3 аэрированной пульпы; деля φ на $4\pi R^3/3$ (объем одного пузырька) получим число пузырьков в одном 1 м^3 пульпы; далее, умножая его на поверхность одного пузырька $4\pi R^2$, получим $S = 3\varphi/\bar{R}$.

Для механических, пневмомеханических, пневматических машин величина S может составлять $500 - 1200 \text{ м}^2/\text{м}^3$ — в зависимости от типа и режима работы.

Аэрация пульпы может характеризоваться объемным количеством воздуха, проходящего в единицу времени через единицу площади горизонтального сечения флотационной машины $a[\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})]$. В механических флотационных машинах $a = 0,3 - 0,7 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$, в хороших пневмомеханических машинах a достигает $1,3 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$. Возможен переход от a к φ , а именно: при средней скорости подъема пузырьков $v(\text{м/мин})$ в 1 м^3 пульпы удерживается воздуха $\varphi = a/v \text{ (м}^3/\text{м}^3)$. Например, если $a = 1 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$ и $v = 10 \text{ м/мин}$, то $\varphi = 0,1$. Скорость подъема пу-

Т а б л и ц а 3.14. Формулы для определения среднего вероятного отклонения E_p для аппаратов гравитационного обогащения

Аппарат, сырье	E_p , т/м ³
Колесный сепаратор:	
уголь крупнее 25 мм	$0,019\rho_p + 0,02$
уголь крупнее 13 мм	$0,015\rho_p + 0,02$
Двухпродуктовый тяжелосредный гидроциклон	$0,03\rho_p - 0,015$
Трехпродуктовый гидроциклон:	
первая ступень	$0,04\rho_p - 0,01$
вторая ступень	$0,045\rho_p - 0,015$
Отсадочная машина типа ОМ:	
уголь крупнее 13 мм	$0,12 (\rho_p - 1) \div 0,16 (\rho_p - 1)$
уголь мельче 13 мм	$0,14 (\rho_p - 1) - 0,20 (\rho_p - 1)$
Отсадочная машина типа ОМА, уголь 6—250 мм	$0,12 (\rho_p - 1)$
Концентрационный стол, уголь 1—6 мм	$0,16 (\rho_p - 1)$
Пневматический сепаратор, уголь 0,5—75 мм	$0,18 (\rho_p - 1) \div 0,25 (\rho_p - 1)$

зырьков u зависит, помимо прочего, от его минерализации и турбулентности режима перемешивания.

Время флотации является основным проектируемым параметром для каждой операции схемы флотации; по формуле (3.13) оно указывает потребный объем флотационных машин в операциях и указывает флотирруемость разделения отдельных операций $k_p = 1p2/(St)$. Время флотации операций составляет 1—20 мин.

Для аппаратов гравитационного обогащения оценка параметров сепарационной характеристики может быть сделана на основании табл. 3.14. Среднее вероятное отклонение $E_p = 0,5(\rho_{75} - \rho_{25})$ обратно крутизне $e'(\xi_p)$ сепарационной характеристики и наоборот (рис. 3.5):

$$e'(\xi_p) \approx (0,75 - 0,25)/(2E_p) = 0,25E_p^{-1}. \quad (3.14)$$

Иногда вместо E_p применяют еще «показатель погрешности»

$$I = E_p/(\rho_p - 1).$$

По известной величине E (или I) находят крутизну $e'(\xi_p)$ и далее с помощью табл. 3.13 — параметры формулы интересующей сепарационной характеристики.

Например, для отсадочной машины с искусственной постелью известно, что $E = 0,14(\rho_p - 1)$ и $\rho_p = 1,5$ т/м³; получаем $e'(\rho_p) = -(0,75 - 0,25)/(2E_p) = 3,58$ м²/т. С другой стороны, эта крутизна равна выражению $gh/(8\alpha_{\text{сеп}}D)$, фигурирующему в формуле для

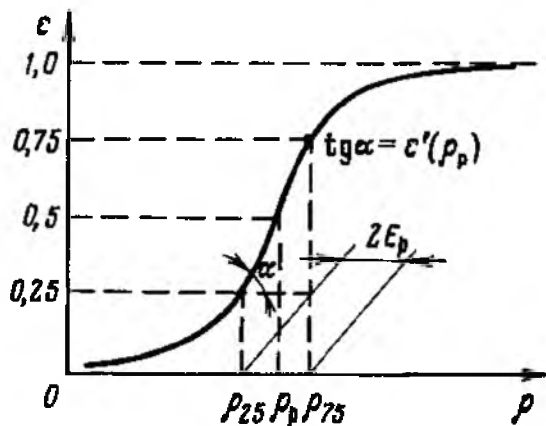


Рис. 3.5. Связь среднего вероятного отклонения с крутизной сепарационной характеристики

$\epsilon_k(\rho)$, следовательно, получается численная сепарационная характеристика:

$$\epsilon_k(\rho) = 0,5 + 0,5 \operatorname{th} [2\epsilon'(\rho - \rho_p)] = 0,5 + 0,5 \operatorname{th} [7,16(\rho - 1,5)].$$

Здесь фигурирует функция — гиперболический тангенс $\operatorname{th} x = (e^x - e^{-x}) / (e^x + e^{-x})$.

При отсутствии информации заводов-изготовителей и НИИ требуется экспериментальное определение нескольких (обычно двух) точек $\epsilon(\xi)$ с последующей аппроксимацией формулой из табл. 3.13.

3.4. СЕПАРАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ

3.4.1. НАХОЖДЕНИЕ $\epsilon_{i,l}(\xi)$ ИЗ УРАВНЕНИЙ БАЛАНСА ФРАКЦИИ

В проектных расчетах требуется вычисление сепарационных характеристик схем $\epsilon_{i,l}(\xi)$ фигурирующих в формулах (3.1).

Если сепарационные характеристики $\epsilon_i(\xi)$ обогатительных аппаратов, используемых в отдельных операциях технологической схемы, известны, то сепарационные характеристики схемы $\epsilon_{\text{рез}}(\xi)$ и $\epsilon_{i,l}(\xi)$ можно найти расчетным (теоретическим) путем (экспериментальный путь тоже возможен).

В канонической схеме (см. рис. 3.2) или в любой другой суммарный поток твердого Q_i (т/ч) в любом i -м продукте образуется потоками элементарных фракций

$$q_i(\xi) d\xi = Q_i \gamma_i(\xi) d\xi. \quad (3.15)$$

В практических расчетах вместо элементарной фракции $d\xi$ берется конечная фракция $\Delta\xi_i$. Численно поток любой фракции можно найти с помощью табл. 3.2—3.5, 3.8 или графиков, которые содержат информацию о $\gamma(\xi)$.

В общем случае фракции являются многомерными и формула (3.15) принимает вид:

$$q_i(\xi_1, \dots, \xi_n) d\xi_1 \dots d\xi_n = Q_i \gamma_i(\xi_1, \dots, \xi_n) d\xi_1 \dots d\xi_n.$$

Пример двухмерного случая ($n=2$) см. в табл. 3.6.

Формулы суммирования потоков фракций

$$Q_i = \int_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} q_i(\xi) d\xi; \quad \int_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} \gamma(\xi) d\xi = 1.$$

Для любой операции схемы справедливы два уравнения баланса фракций:

$$q_{\text{пит}}(\xi) = q_k(\xi) + q_{\text{хв}}(\xi); \quad q_k(\xi) = \varepsilon_k(\xi) q_{\text{пит}}(\xi). \quad (3.16)$$

Из них следуют другие эквивалентные равенства:

$$q_{\text{хв}}(\xi) = [1 - \varepsilon_k(\xi)] q_{\text{пит}}(\xi); \quad q_{\text{хв}}(\xi) = \frac{1 - \varepsilon_k(\xi)}{\varepsilon_k(\xi)} q_k(\xi).$$

Результирующая сепарационная характеристика $\varepsilon_{\text{рез}}(\xi) = \varepsilon_{1, k}(\xi)$ для схемы любой конфигурации может быть найдена по известным сепарационным характеристикам $\varepsilon(\xi)$ отдельных операций (сепараторов) путем решения уравнений баланса фракций (3.16).

Равенства (3.16) составляют для всех операций схемы: они составляют систему уравнений. Из нее $\varepsilon_{\text{рез}}(\xi)$ вычисляется как отношение элементарных потоков фракций в окончательном концентрате и в исходном питании схемы:

$$\varepsilon_{\text{рез}}(\xi) = q_k(\xi) / q_{\text{исх}}(\xi).$$

Из этой же системы уравнений определяют сепарационные характеристики $\varepsilon_{1, i}(\xi)$ для любых участков схемы от питания до i -го продукта:

$$\varepsilon_{1, i}(\xi) = q_i(\xi) / q_{\text{исх}}(\xi).$$

Эти $\varepsilon_{\text{рез}}(\xi)$ и $\varepsilon_{1, i}(\xi)$ зависят от $\varepsilon_k(\xi)$ отдельных сепараторов (см. табл. 3.13).

Например, для схемы, состоящей из основной (ε_0) и перечистной (ε_n) операций, получается:

для основной операции

$$q_1 + q_5 = q_2 + q_3; \quad q_2 = \varepsilon_0 (q_5 + q_1);$$

для перечистки

$$q_2 = q_4 + q_5; \quad q_4 = \varepsilon_n q_2.$$

Откуда находится решение:

$$q_2/q_1 = \epsilon_0/(1 - \epsilon_0 + \epsilon_0 \epsilon_n) = \epsilon_{1,2};$$

$$q_3/q_1 = (1 - \epsilon_0)/D = \epsilon_{1,3}; \quad q_4/q_1 = \epsilon_0 \epsilon_n/D = \epsilon_{\text{рез}}; \quad q_5/q_1 = \epsilon_0(1 - \epsilon_n)/D = \epsilon_{1,5}; \\ D = 1 - \epsilon_0 + \epsilon_0 \epsilon_n.$$

Продукты нумерованы «в строку» (см. рис. 3.2): 1 — исходное питание схемы; 2 и 3 — концентрат и хвосты основной операции; 4 и 5 — концентрат и хвосты перерешетки.

В частном случае схемы флотации вместо ϵ_0 и ϵ_n берутся $\epsilon_0 = 1 - \exp(-S_0 t_0 k)$; $\epsilon_n = 1 - \exp(-S_n t_n k_n)$.

Сепарационные характеристики $\epsilon_{1,i}(\xi)$ для участков канонических схем (нумерация продуктов, как на рис. 3.2) приведены ниже.

Схема с одной перерешеткой ($n=1$, $m=0$)

$$\epsilon_{1,2} = \epsilon_0/D; \quad \epsilon_{1,3} = (1 - \epsilon_0)/D; \quad \epsilon_{1,4} = \epsilon_{\text{рез}} = \epsilon_0 \epsilon_n/D; \quad \epsilon_{1,5} = \epsilon_0(1 - \epsilon_n)/D, \\ \text{где } D = 1 - \epsilon_0 + \epsilon_0 \epsilon_n.$$

Схема с одной перерешеткой ($n=1$) и одной контрольной ($m=1$) операциями

$$\epsilon_{1,2} = \epsilon_0/D; \quad \epsilon_{1,4} = \epsilon_{\text{рез}} = \epsilon_0 \epsilon_n/D; \quad \epsilon_{1,5} = \epsilon_0(1 - \epsilon_n)/D; \quad \epsilon_{1,6} = \epsilon_k(1 - \epsilon_0)/D, \\ \text{где } D = 1 - \epsilon_0 + \epsilon_0 \epsilon_n - \epsilon_k + \epsilon_0 \epsilon_k.$$

Схема с двумя перерешетками ($n=2$) и одной контрольной ($m=1$) операциями

$$\epsilon_{\text{рез}} = \epsilon_{1,8} = \epsilon_0 \epsilon_{n1} \epsilon_{n2}/D; \quad \epsilon_{1,4} = \epsilon_0 \epsilon_{n1}/D; \quad \epsilon_{1,6} = \epsilon_0 \epsilon_{n1}(1 - \epsilon_{n2})/D; \\ D = \epsilon_0 \epsilon_{n1} \epsilon_{n2} + (1 - \epsilon_0)(1 - \epsilon_{k1})[(\epsilon_{n1} \epsilon_{n2} + (1 - \epsilon_{n1}) \epsilon_{n2} + (1 - \epsilon_{n1})(1 - \epsilon_{n2}))].$$

3.4.2. ФОРМУЛЫ $\epsilon_{1,i}$ ДЛЯ КАНОНИЧЕСКИХ И ПОЛУКАНОНИЧЕСКИХ СХЕМ С ЛЮБЫМ ЧИСЛОМ ОПЕРАЦИЙ

Для канонических (наиболее распространенных) схем (см. рис. 3.2) с любым числом перерешетных (n) и контрольных (m) операций

$$\epsilon_{\text{рез}} = AG/(AG + BH), \quad (3.17)$$

$$\text{где } A = \epsilon_0 \epsilon_{n1} \dots \epsilon_{nL}; \quad B = (1 - \epsilon_0)(1 - \epsilon_{k1}) \dots (1 - \epsilon_{km}); \quad G = (1 - \epsilon_{k1}) \dots (1 - \epsilon_{km}) + \epsilon_{k1}(1 - \epsilon_{k2}) \dots (1 - \epsilon_{km}) + \dots + \epsilon_{k1} \epsilon_{k2} \dots \epsilon_{km}; \\ H = \epsilon_{n1} \epsilon_{n2} \dots \epsilon_{nL} + (1 - \epsilon_{k1}) \epsilon_{k2} \dots \epsilon_{km} + \dots + (1 - \epsilon_{k1}) \dots (1 - \epsilon_{km}).$$

Для полуканонических схем (с возвратом оборотных продуктов в питание основной операции)

$$\epsilon_{\text{рез}} = A/(A + B).$$

В важном частном случае симметричных схем с одинаковым числом перечистных и контрольных операций $n=m$ и с условием одинаковости частных характеристик операций $\varepsilon_0 = \varepsilon_{\Pi i} = \varepsilon_{К j} = \varepsilon$ и для полуканонической и для канонической схемы получается одинаковый результат:

$$\varepsilon_{\text{рез}} = \varepsilon^{n+1} / [\varepsilon^{n+1} + (1 - \varepsilon)^{n+1}].$$

Для канонической схемы сепарационные характеристики от питания схемы до питания i -й перечистки ($\varepsilon_{1, \text{пит. п } i}$) и до питания j -й контрольной операции ($\varepsilon_{1, \text{пит. к } j}$) определяются по формулам:

$$\varepsilon_{1, \text{пит. п } i} = AGh_i / [a_i (AG + BH)]; \quad (3.18)$$

$$\varepsilon_{1, \text{пит. к } j} = BHg_j / [b_j (AG + BH)],$$

$$\text{где } a_i = \prod_{k=i}^n \varepsilon_{\text{пк}}; \quad b_j = \prod_{k=j}^m (1 - \varepsilon_{\text{кк}});$$

$$h_i = \sum_{l=i+1}^{n+1} \prod_{k=l+1}^{l-1} (1 - \varepsilon_{\text{пк}}) \prod_{k=l}^n \varepsilon_{\text{пк}}; \quad g_j = \sum_{l=j+1}^{m+1} \prod_{k=j+1}^{l-1} \varepsilon_{\text{кк}} \prod_{k=l}^m (1 - \varepsilon_{\text{кк}}).$$

Для питания основной операции

$$\varepsilon_{1, \text{пит. о}} = GH (AG + BH).$$

Для полуканонической, симметричной, сбалансированной схемы с учетом $a_i = \varepsilon^{n-i+1}$; $b_j = (1 - \varepsilon)^{n-j+1}$ получаем:

$$\varepsilon_{1, \text{пит. п } i} = \varepsilon^i / [\varepsilon^{n+1} + (1 - \varepsilon)^{n+1}];$$

$$\varepsilon_{1, \text{пит. к } j} = (1 - \varepsilon)^j / [\varepsilon^{n+1} + (1 - \varepsilon)^{n+1}];$$

$$\varepsilon_{1, \text{пит. о}} = 1 / [\varepsilon^{n+1} + (1 - \varepsilon)^{n+1}];$$

$$\varepsilon_{\Pi i} = \varepsilon_{К j} = \varepsilon_0 = \varepsilon.$$

Для канонических симметричных сбалансированных схем с учетом

$$h_i = [\varepsilon^{n-i+1} - (1 - \varepsilon)^{n-i+1}] / A;$$

$$g_i = [(1 - \varepsilon)^{n-i+1} - \varepsilon^{n-i+1}] / (-A); \quad A = 2\varepsilon - 1,$$

при $j = i$ имеем $h_i = g_j$, тогда получается:

$$\varepsilon_{1, \text{пит. п } i} = \varepsilon^i [\varepsilon^{n-i+1} - (1 - \varepsilon)^{n-i+1}] / [(2\varepsilon - 1) D];$$

$$\varepsilon_{1, \text{пит. к } j} = (1 - \varepsilon)^j [(1 - \varepsilon)^{n-j+1} - \varepsilon^{n-j+1}] / [(1 - 2\varepsilon) D];$$

$$\varepsilon_{1, \text{пит. о}} = [\varepsilon^{n+1} - (1 - \varepsilon)^{n+1}] / [(2\varepsilon - 1) D];$$

$$D = \varepsilon^{n+1} + (1 - \varepsilon)^{n+1}.$$

Предлагаемые формулы содержат удобные для сравнения и анализа схем количества $A, B, G, H, a_i, b_j, g_j, h_i$. Эти формулы определяют характеристики суммарного питания отдельных операций схем, далее нетрудно перейти к остальным продуктам; для

перехода к концентрату любой i -й операции надо характеристику питания из формул (3.18) и последующих умножить на частную сепарационную характеристику e_i данной операции; для перехода к хвостам — умножить на $1 - e_i$, где e_i суть $e_o, e_{п\ i}, e_{к\ j}$.

Формулы (3.18) получают из уравнений баланса (3.16) по всем операциям; они определяют характеристики $e_{1, i}(\xi)$ участков схем в формулах (3.1).

Пример. Для канонической схемы типа $n=3, m=2$ получаем:

$$A = e_o e_{п1} e_{п2} e_{п3}; \quad B = (1 - e_o)(1 - e_{к1})(1 - e_{п2}),$$

$$G = (1 - e_{к1})(1 - e_{к2}) + e_{к1}(1 - e_{к2}) + e_{к1} e_{к2};$$

$$H = e_{п1} e_{п2} e_{п3} + (1 - e_{п1}) e_{п2} e_{п3} + (1 - e_{п1})(1 - e_{п2}) e_{п3} + (1 - e_{п1})(1 - e_{п2})(1 - e_{п3}).$$

По формуле (3.18) для питания I, II и III перечисток:

$$e_{1, \text{пит. п1}} = \frac{AG}{AG + BH} \cdot \frac{e_{п2} e_{п3} + (1 - e_{п2}) e_{п3} + (1 - e_{п2})(1 - e_{п3})}{e_{п1} e_{п2} e_{п3}};$$

$$e_{1, \text{пит. п2}} = \frac{AG}{AG + BH} \cdot \frac{e_{п3} + (1 - e_{п3})}{e_{п2} e_{п3}};$$

$$e_{1, \text{пит. п3}} = \frac{AG}{AG + BH} \cdot \frac{1}{e_{п3}}.$$

По формуле (3.18) для питания I и II контрольной операции:

$$e_{1, \text{пит. к1}} = \frac{BH}{AG + BH} \cdot \frac{(1 - e_{к2}) + e_{к2}}{(1 - e_{к1})(1 - e_{к2})};$$

$$e_{1, \text{пит. к2}} = \frac{BH}{AG + BH} \cdot \frac{1}{1 - e_{к2}}.$$

По формуле (3.18) для питания основной операции

$$e_{1, \text{пит. о}} = GH / (AG + BH).$$

Помимо прогноза технологических показателей по формулам (3.1) рассмотренные формулы (3.18) используют при вычислении производительности оборудования в операциях и для схемы в целом (машинемкость схемы).

3.4.3. НАХОЖДЕНИЕ $e_{1, i}$ ДЛЯ СХЕМ ЛЮБОЙ КОНФИГУРАЦИИ

Нахождение $e_{1, i}$ для схем любой конфигурации (канонической или нет) возможно с использованием «правила циклов» Шеннона — Мэсона из теории линейных графов.

Схема обогащения представляется в виде линейного ориентированного графа следующим образом (рис. 3.6). Каждой опера-

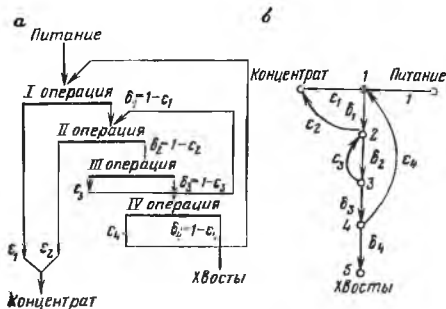


Рис. 3.6. Цикл флотации Алмалыкской ОФ (а) и его граф (б)

ции ставится в соответствие вершина графа, а каждой паре связанных между собой операций ставится в соответствие (направленная) дуга, начинающаяся в i -й и заканчивающаяся в j -й вершине графа; этой дуге приписывается коэффициент передачи, равный извлечению $\epsilon_{i,j}$ фракции из i -й операции в j -ю. Вершина источника (вершиной источника графа называется вершина, в которой не оканчивается ни одна дуга) связывается с входной вершиной графа дугой с единичным коэффициентом передачи.

По правилу Шеннона — Мэсона коэффициент передачи от входа к выходу в линейном графе определяется выражением

$$L = \sum_l L_l \Delta_l / \Delta,$$

где L_l — коэффициент передачи l -го пути (путем называется незамкнутый ориентированный маршрут без повторяющихся дуг) между заданным входом и выходом, равным произведению коэффициентов передач всех дуг, образующих l -й путь (коэффициент передачи L_l представляет собой в рассматриваемых задачах separационную характеристику соответствующих участков схемы); Δ_l — определитель сокращенного графа, образующегося в результате исключения из исходного графа l -го пути и всех дуг, имеющих с ним общие вершины; Δ — определитель графа.

Суммирование проводится по всем имеющимся путям, при этом путь по определению не содержит контуров (контуром называется замкнутый ориентированный маршрут без повторяющихся вершин).

В главе о САПР приведена программа на языке Фортран UNIS («универсальная схема»), которая включает процедуру вычисления любых сепарационных характеристик $e_{i,j}(\xi)$ с любым шагом $\Delta\xi$ для флотационных, гравитационных, магнитных и других схем любой конфигурации. Например, на рис. 3.7 показана конкретная флотационная схема и график $e_{рез}$, построенный на ЭВМ.

3.4.4. КРУТИЗНА И ГРАНИЦА РАЗДЕЛЕНИЯ РЕЗУЛЬТИРУЮЩЕЙ СЕПАРАЦИОННОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ СХЕМЫ В ЦЕЛОМ

Функция $e_{рез}(\xi)$ характеризует схему в целом, представляя схему как одну операцию (блоком). Соответственно главными параметрами схемы (блока) являются граница разделения схемы в целом $\xi_{р-рез}$ и крутизна сепарационной характеристики схемы в целом $e'_{рез}(\xi_p)$. После вычисления $e_{рез}(\xi)$ эти параметры определяют: первый — из уравнения $e_{рез}(\xi_p) = 0,5$, второй — дифференцированием функции $e_{рез}(\xi)$ с подстановкой $\xi = \xi_p$. Это легко сделать, если построен график $e_{рез}(\xi)$, (например на рис. 3.7, б величина k_p соответствует абсциссе точки А на высоте 0,5; величина $e'_{рез}$ равна тангенсу угла наклона касательной в точке А); также видно, что $k_{р,рез}$ не совпадает с k_p отдельных операций.

Представляют интерес аналитические формулы $e'_{рез}$ для следующих двух простых случаев. Для симметричных ($n=m$) и «сбалансированных», для которых $e_o(\xi) = e_{л,j}(\xi) = e_{к,j}(\xi)$, канонических и полуканонических схем получается точная формула

$$e'_{рез}(\xi_p) = (n+1)e'_o(\xi_p). \quad (3.19)$$

Для несимметричных ($n \neq m$) «сбалансированных» канонических схем

$$e'_{рез}(\xi_p) = \frac{2(n+1)(m+1)}{n+m+2} e'_o(\xi_p), \quad (3.20)$$

где $e'_o(\xi_p)$ — крутизна сепарационной характеристики одного аппарата (основной операции).

Для полуканонических схем

$$e'_{рез}(\xi_p) = \frac{0,5^n(n+1) + 0,5^m(m+1)}{0,5^n + 0,5^m} e'_o(\xi_p). \quad (3.21)$$

Для приближенной оценки для канонической и полуканонической схем

$$e'_{рез}(\xi_p) \approx \left(\frac{n+m}{2} + 1 \right) e'_o(\xi_p). \quad (3.22)$$

Формула (3.19) показывает, что крутизна характеристики симметричной схемы растет в арифметической прогрессии с ро-

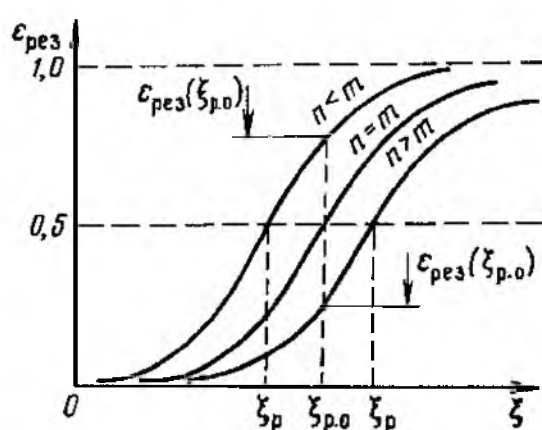


Рис. 3.8. Функции $\varepsilon_{\text{рез}}(\xi)$

стом числа операций: по отношению к крутизне ε'_0 характеристики одной операции добавление одной пары (перечистная и контрольная) операций удваивает крутизну, добавление следующей пары — утраивает и т. д.

Соответственно изменяется среднее вероятное отклонение E_p — по формуле (3.14).

Например, для схемы флотации $\varepsilon'_0 = 0,5St$ (см. табл. 3.13) $\varepsilon'_{\text{рез}} = 0,5(n+1)St$.

При нахождении границы разделения схемы $\xi_{p\text{-рез}}$ в этих же простых случаях ($\varepsilon_0 = \varepsilon_{п\text{ } i} = \varepsilon_{к\text{ } j} = \varepsilon$) можно применить следующий упрощающий прием. Величина $\varepsilon_{\text{рез}}(\xi)$ в точке $\xi_{p.0}$ по формуле (3.17) равна

$$\varepsilon_{\text{рез}}(\xi_{p.0}) = (m+1)/(m+n+2).$$

Видно, что при преобладании перечистой ветви $n > m$ граница разделения схемы $\xi_{p\text{-рез}}$ смещается вправо в сторону концентратных фракций по сравнению с $\xi_{p.0}$ отдельной операции; при $m > n$ — влево, в сторону хвостовых фракций (рис. 3.8).

Смещение может быть вычислено как катет соответствующего треугольника (см. рис. 3.8). При этом формула для границы разделения схемы получается в виде

$$\xi_p = \xi_{p.0} + [0,5 - \varepsilon_{\text{рез}}(\xi_{p.0})] / \varepsilon'_{\text{рез}}(\xi_{p.0}),$$

откуда с учетом выражения (3.20) получается для несимметричных сбалансированных схем

$$\xi_{p\text{-рез}} = \xi_{p.0} + \frac{n-m}{4(m+1)(n+1)\varepsilon'_0(\xi_{p.c})}.$$

Для симметричных «сбалансированных» схем $n = m$ получается

$$\xi_{p\text{-рез}} = \xi_{p.0}, \quad (3.23)$$

т. е. граница разделения схемы совпадает с границей разделения (основной) операции.

В общем случае любых схем (несимметричных, несбалансированных) по известной $\epsilon_{рез}(\xi)$ определяют $\xi_{р.рез}$ из уравнения $\epsilon_{рез}(\xi_{р.рез})=0,5$ и находят $\epsilon'_{рез}$ путем дифференцирования. Желательно применение ЭВМ.

3.5. ПРОГНОЗИРУЮЩИЙ РАСЧЕТ МАССОВЫХ ПОТОКОВ, СОДЕРЖАНИЙ И ИЗВЛЕЧЕНИЙ

3.5.1. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РАСЧЕТНЫХ ФОРМУЛ

Прогнозирующий расчет массовых потоков Q_i (или выходов $\bar{\gamma}_i = Q_i/Q_{исх}$), содержаний $\bar{\beta}_i$ и извлечения $\bar{\epsilon}_i$ для окончательного концентрата и любого i -го внутреннего продукта схемы делается посредством уравнений типа (3.1). При вычислениях вручную или на ЭВМ полный диапазон изменения физического свойства частиц разбивается на несколько конечных фракций и интегралы в формулах (3.1) заменяют суммами, т. е. практически процедуры прогноза связаны с вычислениями по следующим формулам.

Выход и массовый поток любого i -го продукта схемы

$$\bar{\gamma}_i = \sum_{i\phi=1}^N \epsilon_{1,i}(\xi_{i\phi}) \gamma_{исх}(\xi_{i\phi}) \Delta \xi_{i\phi}; Q_i = \bar{\gamma}_i Q_{исх}, \quad (3.24)$$

где индекс $i\phi$ обозначает номер фракции; N — число фракций.

Содержание j -го ценного компонента в i -м продукте схемы

$$\bar{\beta}_{ij} = \frac{1}{\bar{\gamma}_i} \sum_{i\phi=1}^N \beta_j(\xi_{i\phi}) \epsilon_{1,i}(\xi_{i\phi}) \gamma_{исх}(\xi_{i\phi}) \Delta \xi_{i\phi}, \quad (3.25)$$

где $j=1, 2, 3, \dots, m$; m — число интересующих компонентов.

Индекс j обозначает интересующие металлы (Pb, Cu, Fe, ...) или оксиды (P_2O_5 , MgO ...), полезные или вредные примеси, нерастворимые остатки, минералы; например, $\beta_j(\xi_{i\phi}) = \beta_{CaF}(\xi_{i\phi})$ — в табл. 3.5 или $\beta_j(\xi_{i\phi}) = \beta_{P_2O_5}(k_{i\phi})$ — в табл. 3.4.

Извлечение j -го компонента в i -й продукт

$$\bar{\epsilon}_{ij} = \bar{\beta}_{ij} \bar{\gamma}_i / \bar{\beta}_{исхj}; \bar{\beta}_{исхj} = \sum_{i\phi=1}^N \beta_j(\xi_{i\phi}) \gamma_{исх}(\xi_{i\phi}) \Delta \xi_{i\phi}; (j=1, 2, \dots, m),$$

где $\bar{\beta}_{исхj}$ — среднее содержание j -го интересующего компонента в исходном питании.

При необходимости дополнительно вычисляется фракционный состав i -го продукта по формулам:

$$\gamma_i(\xi_{i\phi}) \Delta \xi_{i\phi} = \bar{\gamma}_i^{-1} \epsilon_{1,i}(\xi_{i\phi}) \gamma_{исх}(\xi_{i\phi}) \Delta \xi_{i\phi}; \quad (3.26)$$

$$\beta_{ij}(\xi_{i\phi}) = \beta_{исхj}(\xi_{i\phi}). \quad (3.27)$$

Формула (3.26) следует из определения понятия сепарационная характеристика $\varepsilon_{1,i}$ [см. формулу (3.9)]. Формула (3.27) соответствует неизменности функции содержания во всех сепарирующих операциях любой схемы (рудоподготовительные операции изменяют функцию содержания).

В расчетах могут фигурировать потоки фракций в i -м продукте:

абсолютные

$$q_i(\xi_i \Phi) \Delta \xi_i \Phi = Q_{исх} \varepsilon_{1,i}(\xi_i \Phi) \gamma_{исх}(\xi_i \Phi) \Delta \xi_i \Phi$$

или относительные

$$q_i(\xi_i \Phi) \Delta \xi_i \Phi / Q_{исх} = \varepsilon_{1,i}(\xi_i \Phi) \gamma_{исх}(\xi_i \Phi) \Delta \xi_i \Phi. \quad (3.28)$$

Подынтегральное выражение в первой строке формул (3.1) и его аналог в (3.24) есть относительный поток фракций.

Вычисление выхода γ_i , т. е. относительного суммарного потока твердого, по формуле (3.24) есть суммирование относительных потоков фракций в i -м продукте; вычисление абсолютного суммарного массового потока Q_i есть суммирование абсолютных потоков фракций.

В расчетах могут фигурировать также потоки j -го компонента во фракциях i -го продукта:

абсолютные

$$Q_{исх} [\beta_j(\xi_i \Phi) / 100] \varepsilon_{1,i}(\xi_i \Phi) \gamma_{исх}(\xi_i \Phi) \Delta \xi_i \Phi \quad (3.29)$$

или относительные — подынтегральное выражение во второй строке формул (3.1) и в формуле (3.25).

Вычисление содержания по формуле (3.25) есть суммирование относительных потоков компонента во фракциях с последующим делением на их относительный суммарный поток твердого, т. е. на γ_i .

3.5.2. РАСЧЕТ ДЛЯ СЛУЧАЕВ

КОМБИНИРОВАННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

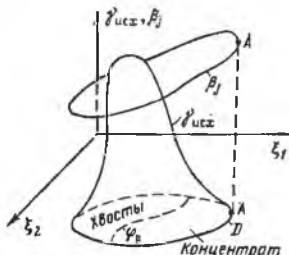
Прогнозирующие формулы (3.1) обобщаются на случай любого сложного (n — мерного) сырья с фракционным составом $\gamma(\xi_1, \dots, \xi_n)$ и $\beta_j(\xi_1, \dots, \xi_n)$ и любой сложной схемы с сепарационными характеристиками $\varepsilon_{1,i}(\xi_1, \dots, \xi_n)$:

$$\bar{\gamma}_i = \int \dots \int \varepsilon_{1,i}(\xi_1, \dots, \xi_n) \gamma_{исх}(\xi_1, \dots, \xi_n) d\xi_1 \dots d\xi_n;$$

$$\bar{\beta}_{ij} = \frac{1}{\bar{\gamma}_i} \int \dots \int \beta_j(\xi_1, \dots, \xi_n) \varepsilon_{1,i}(\xi_1, \dots, \xi_n) \gamma_{исх}(\xi_1, \dots, \xi_n) \times \\ \times d\xi_1 \dots d\xi_n;$$

$$\varepsilon_{ij} = \bar{\gamma}_i \bar{\beta}_{ij} / \bar{\beta}_{исх j}.$$

Рис. 3.9. К выбору многомерной границы разделения



На рис. 3.9 показан случай $n=2$: функция $\gamma_{исх}$ замыкает область D изменения физических свойств ξ_1 и ξ_2 ; функция содержащая j -го компонента «наклонена» к области D ; результирующая сепарационная характеристика $\epsilon_{1,k}$ «разрезает» область D своей криволинейной границей разделения Φ_p на подобласти концентрата (D_k) и хвостов ($D_{хв}$).

Для приближенного прогноза технологических показателей схемы в целом можно допустить идеальность сепарации, т. е. считать $\epsilon_{рез}=1$ на подобласти D_k и $\epsilon_{рез}=0$ на подобласти $D_{хв}$. Тогда технологические показатели по концентрату прогнозируются по более простым формулам:

$$\bar{\gamma}_k = \int_{D_k(\Phi_p)} \gamma_{исх}(\xi_1, \dots, \xi_n) d\xi_1, \dots, d\xi_n;$$

$$\bar{\beta}_{kj} = \frac{1}{\bar{\gamma}_k} \int_{D_k(\Phi_p)} \beta_j(\xi_1, \dots, \xi_n) \gamma_{исх}(\xi_1, \dots, \xi_n) d\xi_1, \dots, d\xi_n, \quad (3.30)$$

где интегрирование ведется только по подобласти D_k , размер которой зависит от положения границы разделения Φ_p .

В частном случае комбинирования двух методов обогащения при двухпродуктовой сепарации расчетные формулы при замене интегралов суммами имеют вид:

$$\bar{\gamma}_k \approx \sum_D \epsilon_k(\xi_1, \xi_2) \gamma_{исх}(\xi_1, \xi_2) \Delta \xi_1 \Delta \xi_2; \quad (3.31)$$

$$\bar{\beta}_{kj} \approx \frac{1}{\bar{\gamma}_k} \sum_D \sum_D \beta_j(\xi_1, \xi_2) \epsilon_{рез}(\xi_1, \xi_2) \gamma_{исх}(\xi_1, \xi_2) \Delta \xi_1 \Delta \xi_2.$$

Рассмотренные прогнозирующие расчеты имеют силу для любой схемы; однако следует выделить схемы, содержащие операции дополнительной рудоподготовки промежуточных продуктов, такие, как доизмельчение или дополнительную обработку флотационными реагентами в схемах флотации. Такие операции изме-

няют фракционный состав продукта как в части γ -функции, так и β -функции. Следовательно, здесь требуется получение дополнительной (существенно экспериментальной) информации о фракционном составе доизмельченных промпродуктов (или обработанных флотореагентами).

3.6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ СХЕМ НА ОСНОВЕ ПРОГНОЗА КРИТЕРИЯ ОПТИМАЛЬНОСТИ

3.6.1. КРИТЕРИИ ОПТИМАЛЬНОСТИ

Проектирование любых схем (гравитационных, флотационных, магнитных, комбинированных, с простым или сложным сырьем и других) можно вести на основе прогноза технологических показателей, рассмотренных выше. Для этого вначале выбирается критерий оптимальности J , например тот или иной экономический критерий, и назначаются все проектируемые параметры схемы обогащения.

Критерий оптимальности — обычно число, которое увеличивается (или уменьшается) при улучшении технологии (схемы, сепаратора), т. е. при улучшении предмета оптимизации; поэтому критерий стремятся максимизировать (минимизировать).

Критерий оптимальности не предудказан и выбор его является важным ключевым шагом при проектировании. Проектируемая схема может быть оптимальной по одному критерию и неоптимальной по другому.

При проектировании схем обогащения важной особенностью является то, что любые критерии оптимальности зависят от технологических параметров γ , β , ϵ , а те, в свою очередь, зависят от проектируемых параметров (факторов решений), таких, как: конфигурация блок-схемы обогащения, число и тип циклов, конфигурация циклов, число операций в циклах, параметры отдельных операций циклов (например, границы разделений их) и т. д.

Принципиальная прогнозируемость технологических параметров γ , β , ϵ дает возможность прогнозировать критерий оптимальности при различных пробных проектных решениях.

Типовой вариант экономического критерия оптимальности — максимальная прибыль от переработки 1 т данного сырья

$$J_{\text{эк}} = \bar{\gamma}_k f_{\text{ц}}(\bar{\beta}_k) - C \xrightarrow{\Phi_p} \max, \quad (3.32)$$

где $f_{\text{ц}}$ — цена 1 т концентрата в зависимости от среднего содержания в нем ценного компонента, руб/т; C — затраты на переработку 1 т сырья, руб/т.

Функция $f_{\text{ц}}$ может быть ступенчатой — в зависимости от сорта концентрата. Подстановка в критерий (3.32) прогнозируемых выражений $\bar{\gamma}_k$ и $\bar{\beta}_k$ дает прогнозируемый критерий для рассматрива-

емого варианта проектируемой схемы; перепробовав ряд вариантов, находят оптимальный — дающий максимум этому критерию.

Критерий максимизации выхода $\bar{\gamma}_k \rightarrow \max$ концентрата (или извлечения $\bar{\epsilon}_k \rightarrow \max$ при заданном содержании в нем ценного компонента $\bar{\beta}_k = \beta_0 = \text{const}$ является частным случаем предыдущего экономического критерия при $f_n = \text{const}$.

Пример технологического критерия

$$J = (\bar{\epsilon}_k - \bar{\gamma}_k) / \bar{\beta}_{\text{пор}} \quad \text{или} \quad J \approx \bar{\epsilon}_k - \bar{\gamma}_k, \quad (3.32)$$

где $\bar{\beta}_{\text{пор}}$ — содержание породы в сырье.

Общий случай критерия оптимальности для одноконцентного сырья имеет вид:

$$J = F(\bar{\gamma}_k, \bar{\beta}_k) \rightarrow \max. \quad (3.34)$$

Совместные выражения для критерия (3.32) — (3.34), выхода $\bar{\gamma}_k$ и содержания $\bar{\beta}_k$ по формуле (3.1) ведут к математической задаче для нахождения оптимальных параметров проектируемой схемы. Эти параметры входят через сепарационные характеристики ϵ_i, γ_i .

В общем случае схем комбинированного обогащения и при получении нескольких концентратов (m) экономический критерий (3.32) принимает вид:

$$J_{\text{эк}} = \sum_{k=1}^m \bar{\gamma}_k f_n(\bar{\beta}_k) - C \rightarrow \max,$$

где $\bar{\gamma}_k$ и $\bar{\beta}_k$ вычисляются по формулам (3.30).

Важным, особенно при выборе конфигурации схемы, является критерий минимизации машиноемкости схемы, т. е. минимизации суммарной относительной (на 1 т/ч от $Q_{\text{исх}}$) производительности всех операций,

$$J = \bar{\gamma}_{\Sigma} = \sum_{i=1}^{n+m+1} \gamma_{\text{пит } i} \rightarrow \min \quad (3.35)$$

или с учетом времени обработки в случае флотационных схем

$$J = V_{\Sigma} / Q_{\text{исх}} = \sum_{i=1}^{n+m+1} \gamma_{\text{пит } i} R'_i t_i \rightarrow \min, \quad (3.36)$$

где $\gamma_{\text{пит } i} = Q_{\text{пит } i} / Q_{\text{исх}}$ — относительный массовый поток в питании i -й операции; R'_i — коэффициент разжижения пульпы; t_i — время флотации i -й операции.

Критерий минимизации машиноемкости дополняется ограничениями либо по технологическим показателям $\bar{\gamma}_k, \bar{\beta}_k$, либо по результирующей сепарационной характеристике $\epsilon_{\text{рез}}$ (с параметрами $\xi_{\text{рез}}, \epsilon'_{\text{рез}}$).

Упрощение хода проектирования можно достичь, вводя этапы (подэтапы) с различными критериями на каждом этапе. Например, при разбиении на два этапа (рудоподготовка и сепарация для рудоподготовки) можно взять критерий максимума контрастности [формула (3.6)], а для сепарации — минимума машиноемкости [формула (3.35)]. Возможны другие критерии оптимальности.

3.6.2. МАТЕМАТИЧЕСКАЯ ПОСТАНОВКА И ХОД РЕШЕНИЯ ОПТИМАЛЬНЫХ ЗАДАЧ

Критерий оптимальности зависит от проектируемых параметров $J = J(x_1, x_2, \dots)$, причем эта зависимость может иметь экстремальный характер, критерий может дополняться ограничениями, накладываемыми на проектируемые (или иные) параметры в виде равенств или неравенств: $f_1(x_1, x_2, \dots) = 0$; $f_2(x_1, x_2, \dots) \leq 0$. Формально задача проектирования оптимальной схемы сводится к выбору оптимальных значений параметров $x_{1 \text{ опт}}$, $x_{2 \text{ опт}}$, дающих максимум (или минимум) выбранному критерию оптимальности и удовлетворяющих ограничениям. Такая постановка оптимальных задач универсальна и применяется в различных областях.

Помимо упомянутого метода проб ряда вариантов существуют различные математические методы решения оптимальных задач. Применимы классические методы поиска экстремума функции многих переменных: метод Гаусса — Зайделя, метод градиента и метод наискорейшего спуска, а также многочисленные современные усовершенствования. Поиск экстремума в методе Гаусса — Зайделя ведется на регулярной основе следующим образом. В начале берется произвольная совокупность значений параметров $(x_1, x_2, \dots)$, затем первый параметр варьируется шагами Δx_1 и после каждого шага вычисляется критерий J ; шаги Δx_1 продолжают до нахождения частного экстремума J (после перехода через частный экстремум критерий J начинает изменяться в другую сторону). Затем варьируется параметр x_2 до достижения второго частного экстремума и т. д.

В других методах поиск экстремума организовано иначе, но все ведет к экстремуму критерия. Этим путем выбираются оптимальные значения оптимизируемых параметров.

Программа UNIS с подпрограммой вычисления критерия J с автоматическим перебором ряда вариантов схем ведет к автоматизированному проектированию схем. Программа UNIS содержит процедуры вычисления ряда критериев оптимальности, в частности машиноемкости схемы любой конфигурации при любом фракционном составе сырья.

3.6.3. ПОЭТАПНОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИММЕТРИЧНЫХ ЦИКЛОВ

Проектирование симметричных циклов ($n-m$) не требует сложных вычислений, так как границы разделения цикла в целом $\xi_{p. \text{рез}}$ и отдельных операций одинаковы. Этапы проектирования: исходные данные в виде фракционного состава и критерия оптимальности, выбор блок-схемы (при комбинированном обогащении), выбор границы разделения цикла (или циклов), выбор конфигурации цикла, выбор границ разделения операций (и времени флотации для флотационных схем), расчет производительностей операций (и объемов флотационных машин).

Пример. Проектируется схема цикла апатитовой флотации по критерию максимума выхода концентрата $\gamma_k \rightarrow \max$ заданного качества $\beta_k = 38,5\%$ P_2O_5 с дополнительным требованием (ограничением) в части точности сепарации, а именно: крутизна сепарационной характеристики схемы $\epsilon_{\text{рез}}$ должна быть вдвое больше, чем у отдельной операции (среднее вероятное отклонение E_p — вдвое меньше).

Характеристики фракционного состава исходного питания цикла (см. в табл. 3.4).

1. На первом этапе¹ выбираемый параметр — граница разделения схемы в целом $\xi_{p. \text{рез}} = k_p$. Для выбора оптимальной границы разделения схемы величине k_p придают ряд пробных значений; для каждого из них вычисляют составляющие критерии, т. е. γ_k и β_k [по формулам типа (3.1)]; из этих пробных значений выбирают $k_{p. \text{опт}}$, удовлетворяющее критерию. Для упрощения расчетов допустим (времененно на этом этапе) идеальность результирующей сепарационной характеристики будущей схемы, т. е.

$$\epsilon_{\text{рез}}(k) \approx \begin{cases} 1 & \text{для } k > k_p \\ 0 & \text{для } k < k_p. \end{cases}$$

Тогда формулы (3.1) упрощаются:

$$\bar{\gamma}_k = \int_{k_p}^{k_{\text{max}}} \gamma_{\text{исх}}(k) dk; \quad \bar{\beta}_k = \bar{\gamma}_k^{-1} \int_{k_p}^{k_{\text{max}}} \beta(k) \gamma_{\text{исх}}(k) dk.$$

Результаты расчета приведены в табл. 3.15; в ее последней графе даны промежуточные вычисления одного из интегралов; критерий оптимальности удовлетворяется при флотируемости разделения схемы, равной $k_{p. \text{опт}} = 0,24 \cdot 10^{-3}$ м/мин. При этом достигается максимальный выход апатитового концентрата $\gamma_k = 0,43$ (т. е. 43 %) при заданном качестве $\beta_k = 38,5\%$ P_2O_5 .

¹ В этом примере нет этапа проектирования блок-схемы.

Т а б л и ц а 3.15. К прогнозу критерия при различных пробных значениях проектируемого параметра схемы

Флотуемость разделения схемы $k_p \cdot 10^{-3} \text{ м/мин}$	Выход γ_k , доли массы	Содержание β_k , % P_2O_5	$k_p^{\max} \int_{k_p}^{\beta} (k) \gamma_{\text{исх}}(k) dk$
0,60	0,13	42	5,46
0,48	0,24	41,5	9,97
0,36	0,34	41,54	13,7
0,24	0,43	38,50	16,56
0,12	0,48	35,75	17,16
0+	0,5	34,72	17,36

Если речь идет о проектировании (в той же постановке задачи) гравитационной схемы, то на первом этапе вместо $k_{p, \text{опт}}$ выбирается оптимальная плотность разделения схемы $p_{p, \text{опт}}$; для магнитных схем — оптимальная магнитная восприимчивость разделения схемы и т. д.

2. На втором этапе выбирается конфигурация схемы. Далее будут приведены формулы для выбора оптимального числа перечистных $n_{\text{опт}}$ и контрольных $m_{\text{опт}}$ операций канонических циклов. Эти формулы, в частности, указывают: если сырье имеет фракционный состав такой, что выход концентрата равен выходу хвостов $\gamma_k = \gamma_{\text{хв}} = 0,5$, тогда наименее машиноемкой является схема симметричной конфигурации $n_{\text{опт}} = m_{\text{опт}}$; если $\gamma_k < \gamma_{\text{хв}}$, то перечистная ветвь должна содержать больше операций, чем контрольная, и наоборот. Это утверждение имеет силу для флотационных, гравитационных, магнитных и других циклов.

В рассматриваемом примере $\gamma_k \approx \gamma_{\text{хв}}$, поэтому в первом приближении остановимся на симметричных конфигурациях проектируемой схемы.

3. Рассмотрим выбор времени флотации для ряда вариантов: $n=m=0$, $n=m=1$ и $n=m=2$. Для простейшей схемы цикла, состоящей из одной операции $n=m=0$, время флотации этой операции определяется из найденной величины $k_{p, \text{опт}} = 0,48 \cdot 10^{-3} \text{ м/мин}$; далее из табл. 3.13 для флотационной машины учитываем формулу границы разделения $k_p = \ln 2 / (St)$; ориентируясь на флотационные машины с $S = 700 \text{ м}^2/\text{м}^3$, получим $t_{\text{опт}} = \ln 2 / (S k_{p, \text{опт}}) = 0,692 / (700 \cdot 0,24 \cdot 10^{-3}) = 4,125 \approx 4 \text{ мин}$. Следует ожидать низкой точности сепарации, так как крутизна сепарационной характеристики одной операции низка $\xi'_{\text{сеп}} = 0,5 St = 0,5 \cdot 700 \cdot 4 = 1,4 \cdot 10^3 \text{ м/мин}$ и взаимное засорение концентратных $k > 0,24 \cdot 10^{-3} \text{ м/мин}$ и хвостовых $k \leq 0,24 \cdot 10^{-3} \text{ м/мин}$ фракций велико. Чтобы удовлетворить дополнительному требованию критерия оптимальности — удвоению крутизны — достаточно в соответствии с формулой (3.19) симметричных схем ввести в схему одну

Таблица 3.16. Прогнозирующий расчет производительности флотомашин схемы $n = m = 1$, $S = 700$, $t_0 = t_n = t_k = 4$ мин при работе на богатой апатитовой руде

Stk	i	Фракционный состав сырья			$t_0 = t_n = t_k = 4$ мин	Сепарационные характеристики питания операций			$e_{рез}$	D
		Δk_i , 10^{-3} м/мин	$\gamma_{исх} (k_i) \Delta k_i$, доли массы	$\beta_{исх} (k_i)$, % P_2O_5		основной $\epsilon_{1, пит. 0} = \epsilon_{1,1} + \epsilon_{1,5} + \epsilon_{1,6}$	перечистной $\epsilon_{1, пит. n} = \epsilon_{1,2}$	контрольной $\epsilon_{1, пит. k} = \epsilon_{1,3}$		
0	1	0 — 0,1	0,5	3	0	1	0	1	0	1
0,33	2	0 — 0,12	0,02	10	0,15	1,37	0,2	1,17	0,03	0,73
0,66	3	0,12 — 0,24	0,05	12	0,40	1,92	0,78	1,18	0,31	0,52
0,99	4	0,34 — 0,36	0,09	31	0,56	1,96	1,10	0,86	0,62	0,51
1,32	5	0,36 — 0,48	0,10	38	0,69	1,75	1,21	0,54	0,83	0,57
1,65	6	0,48 — 0,6	0,11	41	0,77	1,54	1,18	0,36	0,92	0,65
1,98	7	0,6 — 0,72	0,13	42	0,65	1,33	1,13	0,2	0,97	0,79

перечистную и одну контрольную операций с тем же самым временем флотации $t_0 = t_n = t_k = 4$ мин. Таким образом выбирается схема с одной перечисткой и одной контрольной операциями (см. рис. 3.2).

4. При выборе объемов флотационных машин надо по формулам (3.1) и (3.18) вычислить ожидаемые производительности в питании всех трех операций, т. е. вычислить выхода $\gamma_{пит. 0}$, $\gamma_{пит. n}$, $\gamma_{пит. k}$.

Так как схема простая $n = m = 1$, то можно воспользоваться формулами:

$$\epsilon_{1, пит. 0} = \epsilon_{1,1} + \epsilon_{1,5} + \epsilon_{1,6} = 1/D; \quad \epsilon_{1, пит. n} = \epsilon_0/D;$$

$$\epsilon_{1, пит. k} = (1 - \epsilon_0)/D; \quad D = 1 - \epsilon_0 - \epsilon_k + \epsilon_0 \epsilon_n + \epsilon_0 \epsilon_k.$$

Выход и производительность по питанию определяют по формулам (3.1). Типовая форма представления расчетов приведена в табл. 3.16.

Выход питания основной операции

$$\gamma_{пит. 0} = \sum_{i=1}^2 \epsilon_{1, пит. 0}(k_i) \gamma_{исх}(k_i) \Delta k_i = 1 \cdot 0,5 + 1,37 \cdot 0,02 + 1,92 \cdot 0,05 + 1,96 \cdot 0,09 + 1,75 \cdot 0,1 + 1,54 \cdot 0,11 + 1,33 \cdot 0,13 = 1,30 \text{ (130 \%)}.$$

Т а б л и ц а 3.17. Ориентировочные значения разбавлений пульпы R и содержаний твердого β_T в питании отдельных операций флотации

Операция	β_T , %	$R = (1 - \beta_T) / \beta_T$
Основная и контрольная флотация руд при $\rho = 2,7 \div 3,5$ т/м ³	35—25	1,8—3
Перечистки для тех же руд	25—20	3—4
Основная и контрольная флотация: рудных шламов	20—14	4—6
углей	25—17	3,5

Выход питания перечистки

$$\bar{\gamma}_{\text{пит. п}} = \sum_{i=1}^7 \varepsilon_{1, \text{пит. п}}(k_i) \gamma_{\text{исх}}(k_i) \Delta k_i = 0,5 + 0,2 \cdot 0,02 + 0,78 \cdot 0,05 + \\ + 1,10 \cdot 0,09 + 1,21 \cdot 0,1 + 1,18 \cdot 0,11 + 1,13 \cdot 0,13 = 0,52 \text{ (52 \%)}.$$

Выход питания контрольной флотации

$$\bar{\gamma}_{\text{пит. к}} = \sum_{i=1}^7 \varepsilon_{1, \text{пит. к}}(k_i) \gamma_{\text{исх}}(k_i) \Delta k_i = 1 \cdot 0,5 + 1,17 \cdot 0,02 + 1,18 \cdot 0,05 + \\ + 0,86 \cdot 0,09 + 0,54 \cdot 0,1 + 0,36 \cdot 0,11 + 0,2 \cdot 0,13 = 0,78 \text{ (78 \%)}.$$

Соответствующие потоки твердого $Q_{\text{пит. о}} = 1,3 Q_{\text{исх}}$, $Q_{\text{пит. п}} = 0,52 Q_{\text{исх}}$ и $Q_{\text{пит. к}} = 0,78 Q_{\text{исх}}$, т/ч.

Для перехода к объемной производительности по пульпе можно воспользоваться табл. 3.17. В ней разбавление R — отношение массы воды к массе твердого (т. е. Ж:Т). Объемный поток пульпы равен

$$W = RQ_T + Q_T/\rho = (R + 1/\rho) Q_{\text{исх}}.$$

Для рассматриваемой схемы флотации при $R_{\text{пит. о}} = 2,5$, $R_{\text{пит. к}} = 2,5$, $R_{\text{пит. п}} = 3,5$, $\rho = 3$ т/м³ получают потоки пульпы в питании операций:

$$W_{\text{пит. о}} = 2,5 \cdot 1,3 Q_{\text{исх}} + 1,3 \cdot Q_{\text{исх}}/3 = 3,68 Q_{\text{исх}}, \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{\text{пит. к}} = 2,5 \cdot 0,78 Q_{\text{исх}} + 0,78 Q_{\text{исх}}/3 = 2,21 Q_{\text{исх}}, \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{\text{пит. п}} = 3,5 \cdot 0,52 Q_{\text{исх}} + 0,52 Q_{\text{исх}}/3 = 2 Q_{\text{исх}}, \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Далее вычисляют необходимые объемы флотационных машин по формуле

$$V_i = (1,25 - 1,5) (W/60) t_i, \text{ м}^3.$$

Коэффициент $A = 1,25 \div 1,5$ учитывает неполное заполнение пульпой объема камеры; взяв $A = 1,35$, получим:

$$V_o = 1,35 \cdot (3,68/60) \cdot 4Q_{исх} = 0,33Q_{исх};$$

$$V_k = 1,35 \cdot (2,21/60) \cdot 4Q_{исх} = 0,2Q_{исх};$$

$$V_n = 1,35 \cdot (2/60) \cdot 4Q_{исх} = 0,18Q_{исх}.$$

Здесь $Q_{исх}$ — производительность по твердому в исходном, т/ч.

На единицу производительности по исходному $Q_{исх} = 1$ т/ч требуются следующие объемы флотационных машин в операциях; в основной — 0,33, перечистой — 0,2 и контрольной — 0,18 м³/(т·ч). Объемная машиноемкость схемы по формуле (3.36) равна $(0,33 + 0,2 + 0,18)$ м³/(т·ч). Обеспечивается выбранное оптимальное время флотации $t_o = t_n = t_k = 4$ мин.

По прогнозу выбранная схема должна обеспечивать следующие технологические показатели:

$$\bar{\gamma}_k = \sum_{i=1}^7 \varepsilon_{рез}(k_i) \gamma_{исх}(k_i) \Delta k_i = 0 \cdot 0,5 + 0,03 \cdot 0,02 + 0,31 \cdot 0,05 + 0,62 \cdot 0,09 + 0,83 \cdot 0,1 + 0,92 \cdot 0,11 + 0,97 \cdot 0,13 = 0,385;$$

$$\bar{\beta}_k = \frac{1}{\bar{\gamma}_k} \sum_{i=1}^7 \beta(k_i) \varepsilon_{рез}(k_i) \gamma_{исх}(k_i) \Delta k_i = \frac{1}{0,4} (3 \cdot 0,5 + 10 \cdot 0,03 \cdot 0,02 + 12 \cdot 0,31 \cdot 0,05 + 31 \cdot 0,62 \cdot 0,09 + 38 \cdot 0,83 \cdot 0,1 + 41 \cdot 0,92 \cdot 0,11 + 42 \cdot 0,97 \cdot 0,13 = 38,1 \% \text{ Р}_2\text{О}_5.$$

3.7. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРИНЦИПИАЛЬНОЙ БЛОК-СХЕМЫ КОМБИНИРОВАННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

3.7.1. ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ

При комплексном использовании сырья решается задача проектирования комбинированных технологических схем, включающих несколько циклов обогащения (например, гравитационные и магнитные или гравитационные и флотационные и т. п.). Каждый цикл перерабатывает «простейшее сырье» $\gamma_{исх}(\xi)$ и $\beta(\xi)$ и оптимизация прежде всего заключается в выборе одномерной границы разделения $\xi_p = \xi_{p, \text{опт}}$, которая геометрически представляет точку внутри интервала $[\xi_{\min}, \xi_{\max}]$.

В общем случае для сложных руд с n -мерным фракционным составом $\gamma_{исх}(\xi_1, \dots, \xi_n)$ и $\beta_j(\xi_1, \dots, \xi_n)$ проектирование оптимальной блок-схемы комбинированной комплексной технологии связана прежде всего с выбором n -мерных границ разделения $\varphi_p(\xi_1, \dots, \xi_n) = 0$, которые разделяют область D изменения физических свойств частиц на подобласти концентрата (или нескольких концентратов) и хвостов (см. рис. 3.9). Граница разделения φ_p

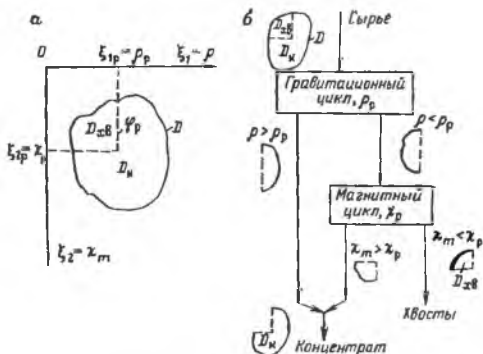


Рис. 3.10. Связь двумерной границы разделения (а) с блок-схемой (б) комбинированного гравитационно-магнитного обогащения

в общем случае геометрически есть гиперповерхность; для двумерного случая $n=2$ φ_r — линия (см. рис. 3.9); для трехмерного случая — поверхность и т. д.

Важность задачи нахождения оптимальной границы разделения φ_r опт объясняется тем, что эта граница является ключом, указывающим конфигурацию блок-схемы комбинированной технологии, т. е. взаимное расположение различных циклов обогащения. На рис. 3.10, а показана некоторая сравнительно простая граница разделения φ_r при комбинировании двух методов обогащения, а на рис. 3.10, б — соответствующая конфигурация блок-схемы, состоящей из гравитационного и магнитного циклов. Рядом с каждым продуктом блок-схемы показана соответствующая ему часть области D изменения физических свойств минеральных частиц. Для каждого цикла указаны величины ξ_{1r} и ξ_{2r} результирующих одномерных границ разделения, что является ключом к дальнейшему проектированию детальной схемы цикла.

Зная положение границы φ_r , можно указать блок-схему (и наоборот); поэтому при проектировании нахождение границы φ_r эквивалентно нахождению конфигурации блок-схемы с параметрами циклов (ξ_{1r}). Последовательность циклов может быть различной для одной и той же границы φ_r , например (см. рис. 3.10) можно вначале «разрезать» по горизонтали, а потом по вертикали; в таких случаях при проектировании выбирается наименее машинный вариант.

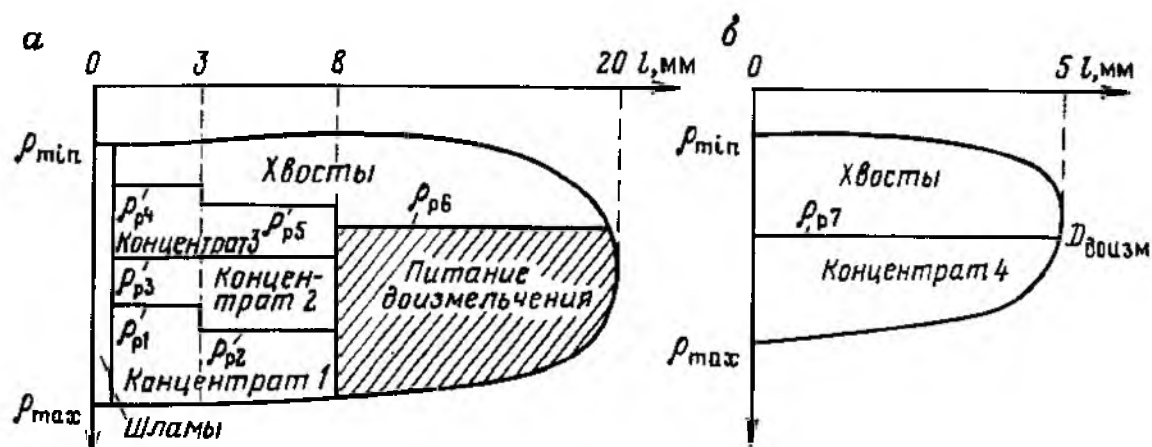


Рис. 3.11. Разделительная диаграмма многопродуктовой комбинированной технологической схемы с доизмельчением (НОФ «Дарквети»)

Более общий случай включает возможность получения нескольких концентратов и дополнительную рудоподготовку (рис. 3.11). Рис. 3.11 приблизительно соответствует схеме обогащения марганцевой руды Чиатурского месторождения на обогатительной фабрике «Дарквети». Комбинируется использование двух физических свойств частиц: крупности $\xi_1 = l$ и плотности $\xi_2 = \rho$. После дробления руды до 20 мм (см. рис. 3.11, а) область D «разрезается» по вертикали на три класса крупности: 0—3; 3—8 и 8—20 мм (грохочение с крупностью разделения $l_p = 3$ и 8 мм). Затем каждый из классов «разрезается» по горизонтали при различных плотностях разделения ρ_p : мелкие массы — на четыре продукта, крупные — на два (отсадочные машины). В результате получают три товарных (окисных) концентрата разного сорта (и разной цены), отвальные хвосты, а также промежуточный продукт для последующего доизмельчения. Функция содержания $\beta_{\text{мл}}(\rho, l)$ над областью (заштриховано) этого продукта мало изменчива (контрастность низка) и поэтому требуется доизмельчение для дальнейшего раскрытия сростков и увеличения контрастности.

После доизмельчения этого продукта от 8—20 мм до 0—5 мм получается новая область $D_{\text{доизм}}$, которая «разрезается» по горизонтали на дополнительные отвальные хвосты и дополнительный (карбонатный) концентрат (см. рис. 3.11, б).

Постановка задачи проектирования блок-схемы обогащения в подобных сложных случаях на первом этапе включает выбор нескольких границ разделения φ_{pj} на основе того или другого критерия оптимальности.

Экономический критерий оптимальности в случае получения нескольких концентратов

$$J_{\text{эк}} = \sum \bar{\gamma}_k f_{\text{ц}i}(\beta_k l) - C \overrightarrow{\varphi_{pj}} \rightarrow \max, \quad (3.37)$$

где $f_{\text{ц}}$ — функция цен; C — условно постоянные расходы.

Искомые n -мерные границы разделения $\Phi_r(\xi_1, \dots, \xi_n) = 0$ входят в критерий $J_{\text{ЭК}}$ посредством равенств:

$$\begin{aligned} \bar{\gamma}_{k,i} &= \int_{\Phi_{r,i}} \gamma_{\text{исх}}(\xi_1, \dots, \xi_n) d\xi_1 \dots d\xi_n; \\ \bar{\beta}_{k,i} &= \gamma_{k,i}^{-1} \int \beta_j(\xi_1, \dots, \xi_n) \gamma_{\text{исх}}(\xi_1, \dots, \xi_n) d\xi_1 \dots d\xi_n. \end{aligned} \quad (3.38)$$

Для поиска оптимального расположения границ Φ_r можно применить метод проб; при этом для каждого пробного расположения границ вычисляют технологические показатели по формулам (3.38) и затем критерий, например по формуле (3.37); последовательность опробуемых вариантов должна привести к экстремизации (к удовлетворению) критерия оптимальности.

3.7.2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ НА ОСНОВЕ ПРИНЦИПА ВАРИИРОВАНИЯ ГРАНИЧНОГО СОДЕРЖАНИЯ

В качестве направляющей идеи предлагается использовать принцип варьирования граничного содержания. (Подробнее см. О. Н. Тихонов. Принцип варьирования граничного содержания в задачах оптимального комбинированного обогащения. — Изв. вузов. Цветная металлургия, 1984, № 2, с. 99—102).

Сущность принципа вначале поясним для наглядного случая проектирования схемы, комбинирующей два метода обогащения ($n=2$) с получением одного концентрата ($m=1$) и хвостов (см. рис. 3.9). Граница разделения в двумерной области D — есть одна линия Φ_r ; направляющей идеей является то, что линию Φ_r надо искать только среди линий «равного содержания» (изосодержания) интересующего ценного компонента. Для конкретного примера на рис. 3.12 показана двумерная область D для флюоритовой руды с учетом двух физических свойств частиц: плотности ρ и светимости ϕ в рентгеновских лучах (мерой ϕ здесь взята величина, обратная светимости, — напряжение (кВ) на рентгеновской трубке сепаратора, вызывающее отсечку частицы в концентрат). Область разбита на $6 \times 5 = 30$ двумерных фракций и для каждой фракции указаны ее выход $\gamma_{\text{исх}}(\rho, \phi_j) \Delta \rho_i \Delta \phi_j$ (%) — первое число в клетке; содержание в ней ценного компонента $\beta(\rho, \phi_j)$ (%) CaF_2 — второе число в клетке. При нахождении семейства линий изосодержания в учет берется только β -функция содержания, а γ -функция не учитывается. На рис. 3.12 по дискретным ординатам β -функции построены три изолинии $\beta=80, 92$ и $97\% \text{ CaF}_2$. (Подробнее см. О. Н. Тихонов. Принцип варьирования граничного содержания в задачах оптимального комбинированного обогащения. — Изв. вузов. Цветная металлургия, 1984, № 2, с. 99—102).

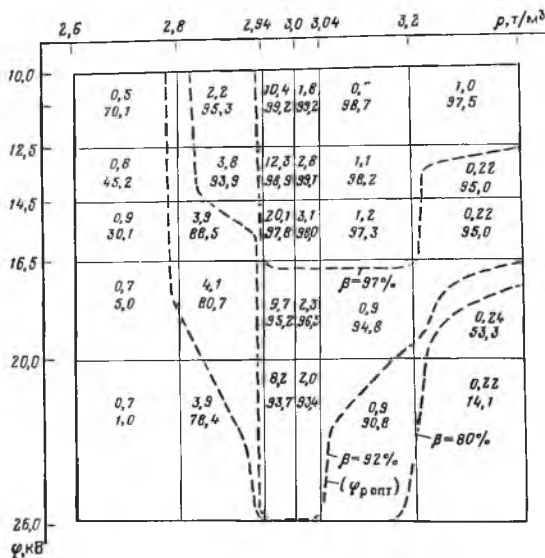


Рис. 3.12. Линии изосодержания и выбор оптимальной границы разделения для флюоритовой руды

Множество искоемых границ φ_r сокращается до множества изолиний, что ведет к следующему упрощению решения оптимальной задачи.

Уравнения изолиний определяются только β -функцией и имеют простой вид $\beta(\rho, \varphi) = \beta_r$, где $\beta_r = \text{const}$ — варьируемое (граничное) содержание. Так как граница разделения выбирается среди изолиний, то уравнение границы есть уравнение изолинии, т. е. всяма неопределенное уравнение границы $\varphi_r(\rho, \varphi) = 0$ конкретизируется до $\beta(\rho, \varphi) - \beta_r = 0$, где $\beta(\rho, \varphi)$ — известная из фракционного состава сырья функция содержания и неизвестным остается только одно число β_r . В рассматриваемом двухмерном случае изолинии имеют наглядный геометрический смысл: они являются проекциями на область D линий пересечения β -функции с горизонтальными плоскостями разной высоты β_r (см. рис. 3.9).

В более общем n -мерном случае уравнения изолиний имеют вид:

$$\beta(\xi_1, \dots, \xi_n) - \beta_r = 0. \quad (3.39)$$

Решение оптимальной задачи резко упрощается. В частности, для экономического критерия (3.37) задача в случае получения одного концентрата и поиска одной границы φ_r записывается в виде

$$J_{\text{эк}} = \bar{\gamma}_k f_{\text{ц}}(\bar{\beta}_k) - C \xrightarrow{\beta_r} \max. \quad (3.40)$$

Ищут не функцию многих переменных $\varphi_{r, \text{опт}}(\xi_1, \dots, \xi_n) = 0$, а число $\beta_{r, \text{опт}}$ — оптимальное граничное содержание. Математически это осуществляется исследованием на экстремум функции одной переменной $J_{\text{эк}}(\beta_r) \rightarrow \max$, т. е. решением уравнения

$$dJ_{\text{эк}}/d\beta_r = 0.$$

Откуда вычисляют $\beta_{r, \text{опт}}$ и далее сразу получают уравнение искомой оптимальной границы разделения в виде

$$\varphi_{r, \text{опт}} = \beta(\xi_1, \dots, \xi_n) - \beta_{r, \text{опт}} = 0.$$

При численных расчетах (в том числе на ЭВМ) с табличным заданием фракционного состава сырья, как на рис. 3.12 или в табл. 3.6, придают варьируемому граничному содержанию β_r ряд пробных значений β_i с шагом $\Delta\beta_r$. Каждый раз вычисляется численное значение критерия оптимальности $J(\beta_i)$ до нахождения максимума критерия и соответствующей величины $\beta_{r, \text{опт}}$ и, следовательно, границы $\varphi_{r, \text{опт}}$ (далее на основе $\varphi_{r, \text{опт}}$ выбирается конфигурация блок-схемы обогащения, как рассматривалось выше).

Примеры. 1. При проектировании блок-схемы *обогащения угля* с определенным фракционным составом, экономический критерий оптимальности определим по формуле (3.40). Функцию цен возьмем линейно убывающей $f_{\text{ц}} = 10 - 0,1 \bar{\beta}_k$, руб/т: чем больше золы в концентрате, тем меньше цена; кроме того, при $\bar{\beta}_k \geq 20\%$ золы $f_{\text{ц}} = 0$ (рис. 3.13, а).

1-й шаг — проведение изолиний по уравнению (3.39) $\beta(r, l) - \beta_r = 0$ с варьированием граничного содержания золы β_r ; в таблице проводится изолиния для пробного граничного содержания $\beta_r = 25\%$ (все фракции выше этой линии содержат менее 25% золы). В таких дискретных таблицах изолинии можно проводить с интерполяцией, пересекая некоторые клетки; например, при $\beta_r = 30\%$ золы изолиния проходит внутри клеток, примыкая снизу к упомянутой изолинии $\beta_r = 25\%$.

2-й шаг — вычисляют технологические показатели $\bar{\gamma}_k$ и $\bar{\beta}_k$ для каждой изолинии β_i по формулам типа (3.38), которые в случае

получения одного концентрата имеют вид (3.30) (результативная сепарационная характеристика схемы считается идеальной). Прогнозируемый выход концентрата γ_k вычисляется суммированием первых чисел $\gamma_{исх}(\rho, l)\Delta\rho\Delta l$ в клетках над изолинией Φ_r , содержание золы в концентрате β_k получается путем суммирования произведений первых n вторых чисел с последующим делением суммы на γ_k . В случае интерполяции внутри клеток-фракций надо вводить в суммы только интерполируемую часть рассеиваемой фракции. Например, для пробного значения $\beta_r=25\%$ получается $\gamma_k=75\%$; $\beta_k=7\%$ золы.

3-й шаг — по функции цен вычисляют для каждого пробного граничного содержания β_r цену за 1 т концентрата; например, для $\beta_r=25\%$ получают $f_c=10-0,1\cdot 7=9,3$ руб/т.

4-й шаг — вычисляют критерий оптимальности по формуле (3.40) путем умножения выхода концентрата на его цену; при $\beta_r=25\%$ получают $J_{вк}=Q_{исх}0,75\cdot 9,3=7Q_{исх}$ руб/т.

5-й шаг — те же вычисления продельывают для нескольких пробных граничных содержаний, чтобы найти максимум критерия

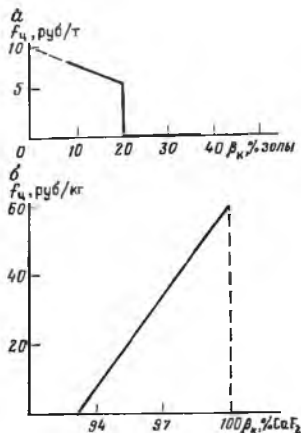


Рис. 3.13. Функции цен для угольного (а) и флюоритового (б) концентратов

Т а б л и ц а 3.18. Расчет оптимальной границы разделения комбинированной блок-схемы обогащения угля

Номер изолинии	Варируемое граничное содержание β_r , % золы	Выход концентрата γ_k , доли ед.	Содержание золы в кон- центрате β_k , %	Цена за 1 т концентрата f_c , руб/т	Критерий оптимально- сти $J/Q_{исх}$, руб/т сырья
1	6	0,62	5	9,5	5,9
2	15	0,7	6,8	9,35	6,5
3	25	0,75	7	9,3	7,1
4	45	0,78	10	9	7
5	100	1	24,4	0	0

Т а б л и ц а 3.19. Расчет $\beta_{г. опт}$ и $\varphi_{г. опт}$ при проектировании оптимальной гравитационно-радиометрической схемы обогащения флюоритовой руды

Пробные $\beta_{г. \%}$	Выход концентрата $\gamma_{к. \%}$	Содержание в концентрате флюорита $\beta_{к. \%}$	Функция цен $I_{ц}^*, \text{руб/кг}$	Сумма прибыли на 100 кг руды $J_{ак. \text{руб.}}$
70	96,44	95,10	20	1928
90	84,04	97,03	40	3362
92	83,14	97,1	41	3409
95	69,14	97,8	48	3319
97	53,82	98,46	55	2960
99	15	99,19	61	915

$J_{ак}(\beta_{г.}) \rightarrow \max$ (табл. 3.18). Видно, что максимум прибыли (7,1 руб/т переработанного сырья без учета C) получается при $\beta_{г. опт} = 25 \%$.

6-й шаг — выбирают соответствующую оптимальную границу разделения $\varphi_{г. опт}(l, \rho) = 0$ (штриховая линия в табл. 3.16).

7-й шаг — выбирают конфигурацию соответствующей блок-схемы обогащения: она содержит цикл разделения сырья по крупности на два продукта (машинных класса) и два цикла разделения по плотности, каждый — на два продукта. Оптимальная граница разделения в цикле крупности $l_{г. опт} = 50$ мм; оптимальная граница разделения в первом гравитационном цикле, перерабатывающем класс $l < 50$ мм, равна $\rho_{г. 1 опт} = 1,6 \text{ т/м}^3$; оптимальная граница разделения во втором гравитационном цикле, перерабатывающем класс $l > 50$ мм, равна $\rho_{г. 2 опт} = 1,8 \text{ т/м}^3$. Детальные схемы циклов должны проектироваться с учетом реализации этих границ.

2. При проектировании схемы обогащения флюоритовой руды с фракционным составом (см. рис. 3.12) с тем же экономическим критерием оптимальности (3.40) и с функцией цен (рис. 3.13, б) получены следующие результаты табл. 3.19. (Подробнее см. В. Б. Кусков, О. Н. Тихонов. Проектирование схемы комбинированного обогащения на основе принципа варьирования граничного содержания. — Изв. вузов. Цветная металлургия, 1984, № 2, с. 95—99). Максимум критерия достигается при $\beta_{г. опт} = 92 \%$ CaF_2 . Соответствующую двухмерную границу $\varphi_{г. опт}$ см. на рис. 3.12. Оптимальная технологическая схема, реализующая эту границу, содержит три гравитационных цикла и два рентгенолюминесцентных цикла (с известными оптимальными границами разделения $\xi_{г. опт}$ для каждого цикла) (рис. 3.14).

В общем случае комбинирования n методов обогащения с получением нескольких концентратов из m -компонентного сырья в оптимальной задаче определяют несколько границ разделения $\varphi_{г. j}$. В расчете используют критерии типа (3.37) и прогнозирующие формулы (3.38). Принцип варьирования граничного содер-

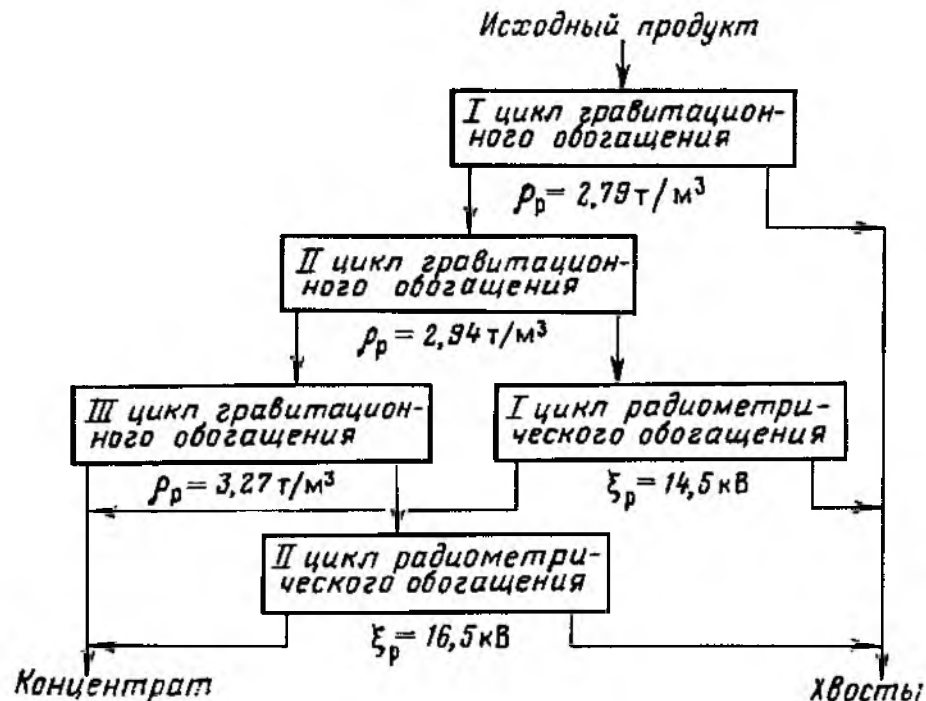


Рис. 3.14. К проектированию оптимальной блок-схемы комбинированного обогащения флюоритовой руды

жания позволяет представить искомые границы в виде $\varphi_{pj}(\xi_1, \dots, \xi_n) - \beta_{Tj} = 0$ ($j=1, 2, \dots, m$) и далее решается задача исследования на экстремум функции граничных содержаний нескольких компонентов $J_{\text{ок}}(\beta_1, \dots, \beta_m)$.

3.7.3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ НА ЭВМ С ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНЫМ ОТБОРОМ БОГАТЫХ ФРАКЦИЙ

Другим способом является поиск границы с началом от экстремального значения β -функции. Вначале по заданной функции $\beta(\xi_1, \dots, \xi_n)$ находят точку с максимальным значением β (например, точка A на рис. 3.9). Первая пробная граница разделения φ_{p1} проводится в окрестности точки A и для нее вычисляют критерий оптимальности J_1 , при этом нужно вычислять γ_k и β_k по формулам (3.38). Затем производится расширение границы разделения φ_{p2} и вычисление нового значения критерия J_2 и т. д. Выбирается граница $\varphi_{\text{р. опт}}$, максимизирующая экономический критерий $J_{\text{ок}}$ или, вообще говоря, удовлетворяющая заданному критерию оптимальности.

Этот способ легко приспособляется к расчетам на ЭВМ. Программа ЭВМ вначале нумерует все фракции сырья, например 30 фракций на рис. 3.12 в любой последовательности; каждому номеру сопоставляется содержание компонента в этой фракции и ее выход (второе и первое числа в клетках на рис. 3.12).

Затем от номера к номеру сравниваются содержания и выбирается (в концентрат) самая богатая фракция с максимальным содержанием, следующим шагом выбирается фракция с максимальным содержанием и присоединяется к предыдущей и т. д.

На каждом шаге вычисляется суммарный выход отобранных фракций, т. е. $\bar{\gamma}_k$ и среднее содержание в них, т. е. $\bar{\beta}_k$ — по формулам (3.38). Также на каждом шаге из полученных $\bar{\gamma}_k$ и $\bar{\beta}_k$ определяют критерий оптимальности. На некотором шаге критерий достигает максимума, что указывает всю сумму фракций, образующих концентрат, а с этим и оптимальную границу разделения. Поиск можно вести в многомерном пространстве $(\xi_1, \dots, \xi_n)$ и границей разделения будет гиперповерхность (достаточно указать номера концентратных фракций).

3.8. ЗАВИСИМОСТЬ МАШИНОЕМКОСТИ ОТ КОНФИГУРАЦИИ И ЧИСЛА ОПЕРАЦИИ ЦИКЛА

3.8.1. СХЕМЫ С МАШИНОЕМКОСТЬЮ I (ПОТОКОЕМКОСТЬ) И II (ОБЪЕМОЕМКОСТЬ) ТИПОВ

В разд. 3.6.3. рассмотрен пример проектирования частного цикла — симметричной сбалансированной флотационной схемы; такие схемы являются оптимальными только в частном случае одинаковых выходов концентрата и хвостов $\bar{\gamma}_k = \bar{\gamma}_{хв} = 50\%$; ниже рассматриваются общие случаи.

Проектирование цикла — канонического (см. рис. 3.2) или иного — может быть самостоятельной задачей или этапом после проектирования принципиальной блок-схемы. (В последнем случае граница разделения $\xi_{p, \text{опт}}$ цикла будет заданной из предыдущего этапа). Проектирование циклов целесообразно разделить на два подэтапа: 1) выбор конфигурации и числа операций; 2) выбор параметров операций вплоть до получения исходной информации для выбора оборудования.

Критериями оптимальности могут служить упомянутые в разд. 3.6; существенным становится критерий минимизации машиноемкости [см. формулы (3.35) и (3.36)].

Выбор конфигурации и числа операций цикла целесообразно связать с машиноемкостью. В зависимости от типа используемого обогащающего оборудования схемы циклов можно разделить на два типа в смысле машиноемкости.

Для I типа удельная машиноемкость равна суммарному массовому потоку в питании всех операций (суммарной производительности по твердому) на 1 т/ч производительности по сырью

$$\gamma_x = \int_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} \left[\varepsilon_{1, \text{пит}} \gamma_{исх} + \sum_{j=1}^n \varepsilon_{1, \text{пит. п}} \gamma_{исх} + \sum_{k=1}^m \varepsilon_{1, \text{пит. к}} \gamma_{исх} \right] d\xi. \quad (3.41)$$

Равенство (3.41) получается из равенства (3.35) с учетом сепарационных характеристик по формулам (3.18). Эта мера удельной машиноемкости применима к гравитационным, магнитным и т. п. схемам.

Для II типа существенным является учет времени обработки t_i материала в операциях (как, например, при флотации) и удельная машиноемкость вычисляется как удельный объем (на 1 т/ч $Q_{\text{мех}}$) всех машин по формуле $V_i = R_i t_i Q_i / Q_{\text{мех}}$:

$$V_{\Sigma} / Q_{\text{мех}} = \int_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} \left[R'_{\text{о}} \varepsilon_{1, \text{пит. о}} \gamma_{\text{мех}} + \sum_{i=1}^n R'_{\text{п}} t_i \varepsilon_{1, \text{пит. п}} \gamma_{\text{мех}} + \right. \\ \left. + \sum_{j=1}^m R'_{\text{к}} t_{\text{к}} \varepsilon_{1, \text{пит. к}} \gamma_{\text{мех}} \right] d\xi. \quad (3.42)$$

3.8.2 МАШИНОЕМКОСТЬ СИММЕТРИЧНЫХ ЦИКЛОВ

Наиболее просто оценивается машиноемкость симметричных сбалансированных схем ($\varepsilon_{\text{о}}$, $\varepsilon_{\text{п } i}$, $\varepsilon_{\text{к } j}$). Сепарационные характеристики участков схемы от исходного питания до питания всех операций ($\varepsilon_{1, \text{пит. о}}$; $\varepsilon_{1, \text{пит. п } i}$; $\varepsilon_{1, \text{пит. к } j}$ — основной, перечистных, контрольных), а также суммарного питания всех операций $\varepsilon_{1, \Sigma} = \varepsilon_{1, \text{пит. о}} + \sum \varepsilon_{1, \text{пит. п } i} + \sum \varepsilon_{1, \text{пит. к } j}$ находят из равенств (3.18) и они могут быть представлены в следующем виде:

для симметричных канонических схем (рис. 3.15, а):

$$\varepsilon_{1, \text{пит. п } i} = \varepsilon^i K_i; \quad \varepsilon_{1, \text{пит. к } i} = (1 - \varepsilon)^i K_i; \quad \varepsilon_{1, \text{пит. о}} = K_0; \quad \varepsilon_{1, \Sigma} = (n+1) K_0; \\ K_i = [v^{n-i+1} - (1 - \varepsilon)^{n-i+1}] / [(2\varepsilon - 1) \{ \varepsilon^{n+1} + (1 - \varepsilon)^{n+1} \}],$$

где $v = \varepsilon_{\text{о}} = \varepsilon_{\text{п } i} = \varepsilon_{\text{к } i}$ — сепарационная характеристика отдельной операции; $i = 1, 2, \dots, n$ — номер перечистой или контрольной операции (при $i=0$ получаем $\varepsilon_{1, \text{пит. о}} = K_0$);

для симметричных полуканонических схем (рис. 3.15, б):

$$\varepsilon_{1, \text{пит. п } i} = \varepsilon^i / D; \quad \varepsilon_{1, \text{пит. к } i} = (1 - \varepsilon)^i / D; \\ \varepsilon_{1, \text{пит. о}} = 1/D; \quad \varepsilon_{1, \Sigma} = [1 + (\varepsilon + \varepsilon^2 + \dots + \varepsilon^n) + (1 - \varepsilon) + (1 - \varepsilon)^2 + \dots + (1 - \varepsilon)^n] / D,$$

где $i = 1, 2, \dots, n$ — номер перечистой или контрольной операции.

На сепарационных характеристиках (см. рис. 3.15) указаны точные значения ординат в трех точках $\xi=0$, $\xi=\xi_{\text{р}}$ и $\xi=\xi_{\text{макс}}$ (для хвостовых, средних и концентратных фракций). Графики позволяют быстро оценивать отдельные слагаемые в формулах машиноемкости (3.41) и (3.42).

На рис. 3.16 приведены сепарационные характеристики для оценки машиноемкости отдельно перечистой и контрольной вет-

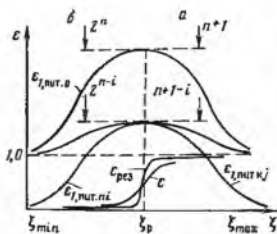


Рис. 3.15. Сепарационные характеристики для питания операций канонических (а) и полуканонических (б) симметричных сбалансированных схем

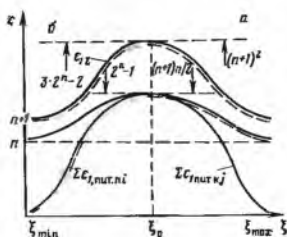


Рис. 3.16. Характеристики машиноемкости (потокоемкости) перечистой и контрольной ветвей и схемы в целом для канонической (а) и полуканонической (б) симметричных сбалансированных схем

вей $\sum_{i=1}^n \epsilon_{1, \text{пит. п } i}$, $\sum_{i=1}^n \epsilon_{1, \text{пит. к } i}$ и цикла в целом $\epsilon_{1, \Sigma}$. Для полуканонической схемы (см. рис. 3.16, б) суммирование потоков питания операций в перечистой ветви дает график $\sum \epsilon_{1, \text{пит. п } i}$, показывающий, что концентрационная фракция ($\xi \rightarrow \xi_{\text{max}}$) нагружает перечистую ветвь потоком, в n раз большим потока в сырье, хвостовая фракция ($\xi \rightarrow \xi_{\text{min}} \rightarrow 0$) не нагружает эту ветвь, промежуточные фракции дают поток в $1+2+2^2+\dots+2^{n-1}=2^n-1$ раз больше, чем в сырье; аналогично нагружается контрольная ветвь $\sum \epsilon_{1, \text{пит. к } i}$, но концентрационная и хвостовая фракции меняются местами.

Для канонической схемы (см. рис. 3.16, а) все аналогично, только поток промежуточных фракций ($\xi \rightarrow \xi_p$) в перечистой и контрольной ветвях в $1+2+3+\dots+n=(n+1)n/2$ раз превышает поток их в сырье.

Вклад различных фракций в суммарный поток различен и сводится (в соответствии с формулами для ϵ_1, Σ) к следующему. И в канонической и в полуканонической схемах хвостовые фракции сырья ($\xi \rightarrow \xi_{\text{min}}$) образуют суммарный поток питания всех операций контрольной ветви, в $(n+1)$ раз больший потока их в исходном сырье; таков же и поток концентрационных фракций в обоих типах схем, но нагружена ими перечистная ветвь. Промежуточные «трудные» фракции ($\xi \rightarrow \xi_p$) образуют различные потоки: в полуканонической схеме — в $(3 \cdot 2^n - 2)$ раза, а в канонической — в $(n+1)^2$ раза больше, чем в исходном питании. Таким образом, с ростом числа операций n потоки крайних фракций ($\xi \rightarrow \xi_{\text{min}}$, $\xi \rightarrow \xi_{\text{max}}$) для обеих схем растут в арифметической прогрессии $(n+1)$, а потоки средних фракций растут быстрее, причем у полу-

каионической схемы резко быстрее $(3 \cdot 2^n - 2)$, чем у каноинической $(n+1)^2$.

На основе этого анализа получает приближенную оценку выражение машиноемкости (3.41) для канонической симметричной сбалансированной схемы

$$\bar{\gamma}_\Sigma \approx (n+1)\bar{\gamma}_{\min} + (n+1)^2\bar{\gamma}_p + (n+1)\bar{\gamma}_{\max}; \quad (3.43)$$

для полуканонической схемы

$$\bar{\gamma}_\Sigma = (n+1)\bar{\gamma}_{\min} + (3 \cdot 2^n - 2)\bar{\gamma}_p + (n+1)\bar{\gamma}_{\max}, \quad (3.44)$$

где $\bar{\gamma}_{\min}$, $\bar{\gamma}_p$, $\bar{\gamma}_{\max}$ — выход соответственно хвостовых ($\xi \rightarrow \xi_{\min}$), средних ($\xi \rightarrow \xi_p$) и концентратных ($\xi \rightarrow \xi_{\max}$) фракций в сырье ($\bar{\gamma}_{\min} + \bar{\gamma}_p + \bar{\gamma}_{\max} = 1$).

В частном случае равномерного распределения фракций в исходном сырье, т. е. $\gamma_{исх}(\xi) = 1/(\xi_{\max} - \xi_{\min}) = \text{const}$:

для каноинических схем

$$Q_\Sigma \approx Q_{исх} (2n + 3 \cdot 2^n) / 3;$$

для полуканонических схем

$$Q_\Sigma \approx Q_{исх} [2n + 2 + (n+1)^2] / 3.$$

Таким образом, в симметричных сбалансированных схемах с ростом числа операций n машиноемкость возрастает примерно как $(2n + 3 \cdot 2^n) / 3$ — для полуканонической и $[2n + 2 + (n+1)^2] / 3$ — для каноинической схемы, или, точнее, по формулам (3.43) и (3.44).

Крутизна сепарационной характеристики для обоих типов схем возрастает одинаково $e'_{рез} = (n+1)e'_0$. Откуда, в частности, следует, что канонический тип схемы всегда экономичнее полуканонического и только при $\bar{\gamma}_p \rightarrow 0$ или при $n \leq 2$ они близки по всем показателям.

3.8.3. МАШИНОЕМКОСТЬ НЕСИММЕТРИЧНЫХ ЦИКЛОВ

Машиноемкость несимметричных канонических и полуканонических схем оценивается посредством более сложных формул:

для канонической схемы

$$e_{1,\Sigma}(\xi) = \left(GH + AG \sum_{i=1}^n h_i/a_i + BH \sum_{j=1}^m g_j/b_j \right) / (AG + BH); \quad (3.45)$$

для полуканонической схемы

$$e_{1,\Sigma}(\xi) = \left(1 + \sum_{i=1}^n A/a_i + \sum_{j=1}^m B/b_j \right) / (A + B). \quad (3.46)$$

Значения составных элементов формул (3.45) и (3.46) приведены в табл. 3.20. По ним оценивают $e_{1,\Sigma}$ (рис. 3.17) и машиноемкость:

Т а б л и ц а 3.20. Значения элементов формул ϵ_1, Σ для несимметричных схем в характерных точках

Элементы формул	Численные значения элементов при различных значениях ξ		
	$\xi \rightarrow \xi_{\min}$	$\xi \rightarrow \xi_p$	$\xi \rightarrow \xi_{\max}$
A	0	0,5	1
B	1	0,5	0
a_i	0	0,5	1
b_j	1	0,5	0
G	1	0,5	1
H	1	0,5	1
g_j	1	0,5	1
h_i	1	0,5	1
$\sum_{i=1}^n A/a_i$	0	$0,5 + 0,5^2 + \dots + 0,5^n$	n
$\sum_{j=1}^m B/b_j$	m	$0,5 + 0,5^2 + \dots + 0,5^m$	0
$\sum_{i=1}^n A h_i / a_i$	0	$0,5^n (1 + 2 + \dots + n)$	n
$\sum_{j=1}^m B g_j / b_j$	m	$0,5^m (1 + 2 + \dots + m)$	0

для канонической несимметричной схемы

$$\bar{\gamma}_\Sigma \approx (m+1) \bar{\gamma}_{\min} + (m+1)(n+1) \bar{\gamma}_p + (n+1) \bar{\gamma}_{\max}, \quad (3.47)$$

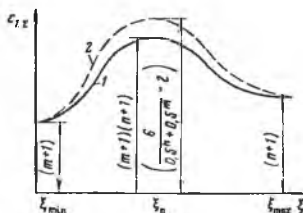
для полуканонической схемы

$$\bar{\gamma}_\Sigma \approx (m+1) \bar{\gamma}_{\min} + \left(\frac{6}{0,5^n + 0,5^m} - 2 \right) \bar{\gamma}_p + (n+1) \bar{\gamma}_{\max}, \quad (3.48)$$

где n, m — число соответственно перечистных и контрольных операций.

Таким образом, машинноемкость несимметричных схем при увеличении числа операций возрастает примерно по формулам (3.47) и (3.48), крутизна сепарационной характеристики возрастает при этом по формулам (3.20) и (3.21); эквивалентность схем по крутизне $\epsilon'_{\text{рез}} (\xi_p)$ обеспечивает эквивалентность по технологическим показателям, при этом приоритет схемы определяется только ее машинноемкостью. При одинаковой крутизне $\epsilon'_{\text{рез}}$ машинноемкость канонических схем ниже, чем полуканонических; лишь при $\gamma_p \rightarrow 0$ они уравниваются.

Рис. 3.17. Сепарационные характеристики суммарного питания всех операций несимметричных канонической (1) и полуканонической (2) схем



Все приближенные формулы от (3.43) (до 3.48) для $\bar{\gamma}_\Sigma$ оценивают машинемкость схем I типа и служат для приближенной замены точной формулы (3.41). Для схем II типа приближенную замену формулы (3.42) можно получить, умножив найденные приближенные $\bar{\gamma}_\Sigma$ на $\bar{R}'\bar{t}$, где $\bar{R}' = \bar{R} + 1/\rho$ и $\bar{t}$ — средние соответственно разжижение и время флотации в операциях.

В частности, наиболее важная из приближенных формул (3.47) для схем II типа принимает вид

$$V_\Sigma/Q_{\text{сч}} = \bar{R}'\bar{t}[(m+1)\bar{\gamma}_{\min} + (m+1)(n+1)\bar{\gamma}_p + (n+1)\bar{\gamma}_{\max}]. \quad (3.49)$$

3.9 ВЫБОР ТРЕБУЕМОЙ КРУТИЗНЫ РЕЗУЛЬТИРУЮЩЕЙ СЕПАРАЦИОННОЙ ХАРАКТЕРИСТИКИ И ГРАНИЦЫ РАЗДЕЛЕНИЯ ЦИКЛА

3.9.1. ТОЧНАЯ ПРОЦЕДУРА ВЫБОРА

Технологические критерии оптимальности связаны с технологическими показателями $\bar{\gamma}_\Sigma$, $\bar{\beta}_\Sigma$, например критерий (3.33); экономические — с теми же $\bar{\gamma}_\Sigma$, $\bar{\beta}_\Sigma$ и еще с функциями цен и т. п., например критерий (3.32); сепарационные критерии (или ограничения к другим критериям) определяются результирующей сепарационной характеристикой цикла $\epsilon_{\text{рез}}(\xi)$ или ее главными параметрами ξ_p и $\epsilon_{\text{рез}}'$ (идеальная сепарация требует ступенчатой сепарационной характеристики с $\epsilon_{\text{рез}}' \rightarrow \infty$).

На стадии проработки критериев оптимальности важной может оказаться процедура перехода от (требуемых) технологических показателей $\bar{\gamma}_\Sigma$, $\bar{\beta}_\Sigma$ к (требуемой) сепарационной характеристике $\epsilon_{\text{рез}}$ (или к ее параметрам (ξ_p и $\epsilon_{\text{рез}}'$), и наоборот.

Точная процедура перехода совершается по формулам (3.1), в которых вместо ϵ_1, i берется $\epsilon_{\text{рез}}(\xi)$. Но так как в начале про-

ектирования неизвестно будущее точное выражение $\epsilon_{\text{рез}}$, его следует аппроксимировать аналитическими выражениями вида:

$$\epsilon_{\text{рез}}(\xi) = 0,5 + 0,5\Phi[A(\xi - \xi_p)]; \quad A = \sqrt{2\pi} \epsilon'_{\text{рез}}$$

либо

$$\epsilon_{\text{рез}}(\xi) = 0,5 + 0,5\text{th}[A(\xi - \xi_p)]; \quad A = 2\epsilon'_{\text{рез}}. \quad (3.50)$$

Выражения (3.50) для одинаковых значений $\epsilon'_{\text{рез}}$ и ξ_p весьма близки и хорошо аппроксимируют типовые результирующие сепарационные характеристики циклов. Поэтому упомянутая процедура перехода для заданного фракционного состава $\gamma_{\text{исх}}(\xi)$ и $\beta(\xi)$ может быть сделана заранее, целесообразно на ЭВМ (в частности, с использованием фрагмента упомянутой программы UNIS).

3.9.2. ПРИБЛИЖЕННЫЕ ФОРМУЛЫ

Приближенная оценка сводится к следующему. Для случая идеальной сепарации из соотношений (3.1) вытекают формулы для определения идеальных выхода и содержания:

$$\begin{aligned} \bar{\gamma}_{\text{к.ид}} &= \int_{\xi_p}^{\xi_{\text{max}}} \gamma_{\text{исх}}(\xi) d\xi; \\ \bar{\beta}_{\text{к.ид}} &= \bar{\gamma}_{\text{к.ид}}^{-1} \int_{\xi_p}^{\xi_{\text{max}}} \beta(\xi) \gamma_{\text{исх}}(\xi) d\xi. \end{aligned} \quad (3.51)$$

Интегрирование по формулам (3.51) для известного фракционного состава сырья $\gamma_{\text{исх}}(\xi)$ и $\beta(\xi)$ даст зависимости $\gamma_{\text{к.ид}}(\xi_p)$, $\bar{\beta}_{\text{к.ид}}(\xi_p)$, $\epsilon_{\text{к.ид}}(\xi_p)$, которые путем исключения ξ_p преобразуются в кривые идеальной обогатимости (рис. 3.18).

Для неидеальной сепарации $\epsilon'_{\text{рез}} < \infty$ (см. рис. 3.18 — штриховые линии) применимы следующие приближенные формулы, оценивающие взаимосвязь $\epsilon'_{\text{рез}}(\xi_p)$ и ξ_p с технологическими показателями (доли единицы):

$$\begin{aligned} \bar{\gamma}_{\text{к}} &\approx \bar{\gamma}_{\text{к.ид}} - \gamma'(\xi_p) / [24(\epsilon'_{\text{рез}})^2]; \\ \bar{\beta}_{\text{к}} &\approx \bar{\beta}_{\text{к.ид}} - \gamma_{\text{исх}}(\xi_p) \beta'(\xi_p) / [24\bar{\gamma}_{\text{к.ид}}(\epsilon'_{\text{рез}})^2]; \\ \epsilon_{\text{к}} &\approx \epsilon_{\text{к.ид}} - \gamma_{\text{исх}}(\xi_p) \beta'(\xi_p) / [\bar{\beta}_{\text{исх}}(\epsilon'_{\text{рез}})^2] - \\ &- \bar{\beta}_{\text{к.ид}} \gamma'_{\text{исх}}(\xi_p) / [24\bar{\beta}_{\text{исх}}(\epsilon'_{\text{рез}})^2], \end{aligned} \quad (3.52)$$

где $\gamma'_{\text{исх}}(\xi_p)$ и $\beta'_{\text{исх}}(\xi_p)$ — крутизна функций соответственно $\gamma_{\text{исх}}(\xi)$ и $\beta(\xi)$ в окрестности точки разделения $\xi = \xi_p$.

Для нахождения формул (3.52) $\epsilon_{\text{рез}}(\xi)$ аппроксимируется линейным средним участком в пределах $\xi - \xi_p \pm 1/(2\epsilon'_{\text{рез}})$ и асимптотам 0 и 1 вне среднего участка. Дополнительно на среднем участке линеаризируются функции фракционного состава сырья

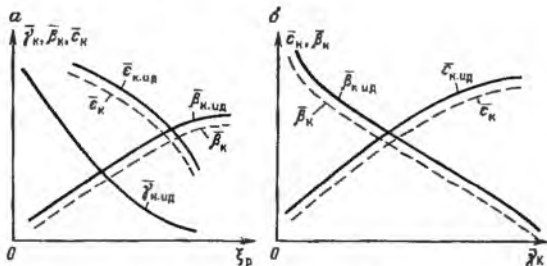


Рис. 3.18. Кривые идеальной и неидеальной (штриховая линия) обогатимости

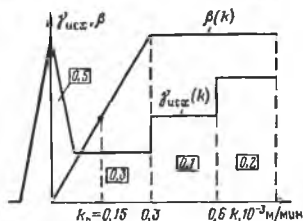


Рис. 3.19. Пример фракционного состава апатитового сырья, подготовленного к флотации

$\gamma_{исх}(\xi) = \gamma_{исх}(\xi_p) + \gamma'_{исх}(\xi_p)(\xi - \xi_p)$; $\beta(\xi) = \beta(\xi_p) + \beta'_{исх}(\xi_p)(\xi - \xi_p)$; вне среднего участка берутся точные $\gamma_{исх}(\xi)$ и $\beta_{исх}(\xi)$.

Примеры. 1. Задача для флотации: требуется по заданным технологическим показателям $\bar{\gamma}_k = 0,45$, $\bar{\beta}_k = 38\%$ вычислить необходимые параметры флотационной схемы k_r и $\epsilon'_{рез}$. На рис. 3.19 показаны характеристики сырья по флотируемости k , с помощью которых вычислим:

$$\bar{\gamma}_k = (0,3 \cdot 10^{-3} - k_r) \cdot 0,3 / (0,3 \cdot 10^{-3}) + 0,1 + 0,2 = 0,45;$$

$$k_r = 0,15 \cdot 10^{-3} \text{ м/мин}; \quad \gamma'_{исх}(k_r) = 0; \quad \gamma_{исх}(k_r) = 0,3 / (0,3 \cdot 10^{-3});$$

$$\beta'(k_r) = 42 / (0,3 \cdot 10^{-3}); \quad \beta_{исх} = 42 \cdot 0,3 + 29 \cdot 0,3 = 18,9\% \text{ P}_2\text{O}_5;$$

$$\bar{\gamma}_{к.ид} = 0,45; \quad \bar{\beta}_{к.ид} = \left(42 \cdot 0,3 + \frac{21 + 42}{2} \cdot 0,15 \right) / 0,45 = 38,5\% \text{ P}_2\text{O}_5.$$

Вторая из формул (3.52) принимает вид

$$\bar{\beta}_k = 38,5 - \frac{1 \cdot 10^3 \cdot 42 / (0,3 \cdot 10^{-3})}{24 \cdot 0,45 \cdot (\epsilon'_{рез})^2} = 38\%,$$

откуда $\epsilon'_{рез} = 5,09 \cdot 10^3 \text{ мин/м}$.

Таблица 3.21. Пример взаимосвязи ρ_p и ϵ' и технологических показателей для $\rho_{\min} = 2,5$, $\rho_{\max} = 4,5$ г/м³

Плотность разделения ρ_p , т/м ³	Выход концентрата $\bar{\gamma} = \bar{\gamma}_{\text{к. ид.}}$, %	Содержание золы, %		Извлечение, %	
		$\bar{\epsilon}_{\text{к. ид.}}$	$\bar{\epsilon}_{\text{к. для}} \epsilon'_{\text{рез}} = 1 \text{ м}^2/\text{т}$	$\bar{\epsilon}_{\text{к. ид.}}$	$\bar{\epsilon}_{\text{к. для}} \epsilon'_{\text{рез}} = 1 \text{ м}^2/\text{т}$
3	75	62,5	61,2	99,7	93,5
3,5	50	75	73	75	73
4	25	87,5	83,5	43,7	41,6

Таким образом, получили для схемы в целом требуемые k_p , $\epsilon'_{\text{рез}}$. Для одной операции флотации $\epsilon'_0 = 0,5$ St, $k_{p,0} = \ln 2/(St)$ (где S , t — соответственно степень аэрации и время флотации), по вычисленному k_p находим $St = 4,6 \cdot 10^3$; при $S = 1000 \text{ м}^2/\text{м}^3$ получаем $t_0 = 4,6$ мин и $\epsilon'_0 = 2,3 \cdot 10^3$ мин/м. Одна операция не обеспечивает заданной крутизны $\epsilon'_{\text{рез}}$ и требуется флотационная схема с одной перемешивающей и одной контрольной операциями (так как добавление этой пары операций увеличивает крутизну вдвое, еще пары — втрое и т. д.).

2. Фракционный состав обогащаемого гравитационной схемой $\xi = \rho(\text{т/м}^3)$ угля: $\gamma_{\text{исх}}(\rho) = 1/(\rho_{\max} - \rho_{\min}) = \text{const}$; $\beta(\rho) = 100(\rho - \rho_{\min})/(\rho_{\max} - \rho_{\min})$; $\rho_{\min} < \rho < \rho_{\max}$; $\beta_{\text{исх}}(\rho_p) = 100/(\rho_{\max} - \rho_{\min})$; $\gamma_{\text{исх}}(\rho_p) = 0$; $\gamma_{\text{исх}}(\rho_p) = 1/(\rho_{\max} - \rho_{\min})$, т. е. имеем равномерное распределение твердого по фракциям и линейно нарастающую функцию содержания (золы). По формулам (3.51) и (3.52) получаем:

$$\bar{\gamma}_{\text{к}} \approx \bar{\gamma}_{\text{к. ид}} = \int_{\rho_p}^{\rho_{\max}} (\rho_{\max} - \rho_{\min})^{-1} d\rho = (\rho_{\max} - \rho_p)/(\rho_{\max} - \rho_{\min});$$

$$\bar{\beta}_{\text{к}} = \bar{\gamma}_{\text{к}}^{-1} \int_{\rho_p}^{\rho_{\max}} 100 (\rho - \rho_{\min}) (\rho_{\max} - \rho_{\min})^2 d\rho = 100/[24 (\rho_{\max} - \rho_{\min})^2 \bar{\gamma}_{\text{к}} (\epsilon'_{\text{рез}})^2] = \frac{100}{\rho_{\max} - \rho_{\min}} \left(\frac{\rho_{\max} + \rho_p}{2} - \rho_{\min} \right) -$$

$$100/[24 (\rho_{\max} - \rho_{\min}) (\rho_{\max} - \rho_p) (\epsilon'_{\text{рез}})^2] \quad (\text{здесь первое слагаемое равно } \bar{\beta}_{\text{к. ид}});$$

$$\bar{\epsilon}_{\text{к}} = \frac{100 (\rho_{\max} - \rho_p) [(\rho_{\max} + \rho_p)/2 - \rho_{\min}]}{2 (\rho_{\max} - \rho_{\min})^2 \beta_{\text{исх}}}$$

$$= \frac{100}{24 (\rho_{\max} - \rho_{\min})^2 \beta_{\text{исх}} (\epsilon'_{\text{рез}})^2};$$

$$\bar{\beta}_{\text{исх}} = \int_{\rho_{\text{min}}}^{\rho_{\text{max}}} \beta_{\text{исх}}(\rho) \gamma_{\text{исх}}(\rho) d\rho = 50 \% \text{ золы.}$$

В этом примере показаны влияние ξ_p и $\epsilon'_{\text{рез}}$ на $\bar{\gamma}_n$, $\bar{\epsilon}_K$ и $\bar{\beta}_K$, т. е. найдены зависимости $\bar{\gamma}_K = \bar{\gamma}_K(\xi_p, \epsilon'_{\text{рез}})$, $\bar{\beta}_K = \bar{\beta}_K(\xi_p, \epsilon'_{\text{рез}})$; $\bar{\epsilon}_K = \bar{\epsilon}_K(\xi_p, \epsilon'_{\text{рез}})$. Численный вариант к этому примеру приведен в табл. 3.21.

3.10. ВЫБОР КОНФИГУРАЦИИ И ОПТИМАЛЬНОГО ЧИСЛА ОПЕРАЦИЙ ЦИКЛА

3.10.1. ВЫБОР ПО КРИТЕРИЮ МИНИМИЗАЦИИ МАШИНОЕМКОСТИ ПРИ ЗАДАННОЙ КРУТИЗНЕ $\epsilon'_{\text{рез}}$

Ниже приближенно решается задача прогнозирующего нахожения наивыгодного числа пересчетных $n_{\text{опт}}$ и контрольных $m_{\text{опт}}$ операций канонических схем по заданному фракционному составу сырья в первом случае критерия оптимальности: минимизация машиноемкости $\bar{\gamma}_\Sigma \rightarrow \min$ при условии обеспечения заданной крутизны результирующей сепарационной характеристики $\epsilon'_{\text{рез}}/\epsilon'_0 = K$. Выбор $n_{\text{опт}}$ и $m_{\text{опт}}$ осуществляется таким образом, чтобы минимизировать суммарное число оборудования при заданном увеличении крутизны (в K раз по сравнению с крутизной отдельной операции). Поэтому вычислительная процедура (вручную или с помощью ЭВМ) в общем случае основывается на численных методах: пробуют различные пары чисел n и m и вычисляют соответствующие значения минимизируемого критерия $\bar{\gamma}_\Sigma$ по формуле (3.41) или $V_\Sigma/Q_{\text{исх}}$ по формуле (3.42), при этом берут не любые пары n и m , а только те, которые удовлетворяют уравнению $\epsilon'_{\text{рез}}/\epsilon'_0 = K$; оптимальной считается пара с наименьшей машиноемкостью.

Наряду с этой процедурой применим приближенный метод с расчетом по трем фракциям; функция $\gamma_{\text{исх}}(\xi)$ заменяется приближенно на выходе трех фракций: хвостовой $\bar{\gamma}_{\text{min}}$, промежуточной $\bar{\gamma}_p$ и концентратной $\bar{\gamma}_{\text{max}}$; $\bar{\gamma}_{\text{min}} + \bar{\gamma}_p + \bar{\gamma}_{\text{max}} = 1$. Тогда выражение (3.41) упрощается до выражения (3.47) и оптимальная задача принимает вид:

$$\bar{\gamma}_\Sigma \approx (m+1)\bar{\gamma}_{\text{min}} + (m+1)(n+1)\bar{\gamma}_p + (n+1)\bar{\gamma}_{\text{max}} \xrightarrow{n, m} \min;$$

$$\epsilon'_{\text{рез}}/\epsilon'_0 = 2(m+1)(n+1)/(m+n+2) = K.$$

При ее решении обозначим $x = (n+1)$ и $y = (m+1)$ и выразим y через x из ограничения $2xy/(x+y) = K$; $y = Kx/(2x-K)$.

Подставим в выражение (3.47)

$$\bar{\gamma}_\Sigma \approx \frac{Kx}{2x-K} \bar{\gamma}_{\text{min}} + x \frac{Kx}{2x-K} \bar{\gamma}_p + x \bar{\gamma}_{\text{max}}.$$

Т а б л и ц а 3.22. Увеличение машиноёмкости цикла при отклонении выбранного числа операций от оптимума

n	m	$\bar{\gamma}_{\Sigma}$
2	5,0	8,85
3	3,0	7,2
3,95	2,35	6,73
5	2,0	6,91
6	1,8	7,21

Если варьировать x , то соответствующий y удовлетворит условию $\epsilon'_{\text{рез}}/\epsilon_o' = K$. Поэтому $x_{\text{опт}}$ является корнем уравнения $d\bar{\gamma}_{\Sigma}/dx = 0$. Окончательно получаем формулы для выбора оптимального числа перечистных и контрольных операций для канонического цикла, обеспечивающего заданное увеличение крутизны при минимизации машиноёмкости:

$$n_{\text{опт}} = \frac{K}{2} \left(1 + \sqrt{\frac{2K\bar{\gamma}_p + 4\bar{\gamma}_{\min}}{2K\bar{\gamma}_p + 4\bar{\gamma}_{\max}}} \right) - 1;$$

$$m_{\text{опт}} = \frac{K}{2} \left(1 + \sqrt{\frac{2K\bar{\gamma}_p + 4\bar{\gamma}_{\max}}{2K\bar{\gamma}_p + 4\bar{\gamma}_{\min}}} \right) - 1. \quad (3.53)$$

Полученный результат имеет силу для обоих типов оценки машиноёмкости циклов (3.41) и (3.42), так как минимизация $\bar{\gamma}_{\Sigma}$ из выражения (3.47) и $V_{\Sigma}/Q_{\text{исх}}$ из выражения (3.49) даёт одинаковый результат.

В табл. 3.22 приведен пример, в котором для исходных $K = \epsilon'_{\text{рез}}/\epsilon_o' = 4$ и $\bar{\gamma}_{\min} = 0,7$, $\bar{\gamma}_p = 0,25$ и $\bar{\gamma}_{\max} = 0,05$ вычислены по формуле (3.53) $n_{\text{опт}} = 3,95$ и $m_{\text{опт}} = 2,35$ (практически надо брать целые значения). Чтобы показать существование экстремума для машиноёмкости $\bar{\gamma}_{\Sigma \min} = 6,73$, величине n придан ряд пробных значений ($n = 2, 3, 5, 6$) с отклонением в обе стороны от оптимума. При этом величина m вычислялась в соответствии с ограничением по K , т. е. по $\epsilon'_{\text{рез}}$.

Отклонение от оптимума существенно увеличивает число оборотов и, главное, без улучшения сепарирующих свойств схемы; производительность оборудования при этом «тратится» на неоптимальные циркулирующие нагрузки.

Для всех вариантов схем, рассмотренных в табл. 3.22, результирующие сепарационные характеристики одинаковы (точнее говоря, одинакова крутизна их); следовательно, технологические показатели тоже одинаковы, т. е. технологически все схемы эквивалентны; среди множества таких технологических эквивалентных схем существует одна минимально машиноёмкая и ее надо

Т а б л и ц а 3.23. Оптимальная конфигурация ($n_{\text{опт}}$, $m_{\text{опт}}$) в случае сырья без промежуточных фракций ($\bar{\gamma}_p \rightarrow 0$) и с ними ($\bar{\gamma}_p \rightarrow 0,33$)

Требуемое увеличение крутизны $K = \varepsilon'_{\text{рез}}/\varepsilon_o$	Значения $n_{\text{опт}}$ (сверху), $m_{\text{опт}}$ (в середине) и машиноёмкость $\bar{\gamma}_\Sigma$ (внизу) для различных выходов концентратных фракций $\bar{\gamma}_{\text{max}}$				
	0,1	0,25	0,5	0,75	0,9
2	3/1,34	1,73/1,19	1/1	0,57/—	0,33/—
	0,33/0,53	0,57/0,76	1/1	1,73/—	3/—
	1,6/1,92	1,86/2,13	2/2,15	1,86/—	1,6/—
4	7/3,68	4,66/3,39	3/3	2,15/—	1,67/—
	1,67/2,07	2,15/2,52	3/3	4,46/—	7/—
	3,20/6,62	3,37/6,83	4/6,94	3,77/—	3,2/—
8	15/8,77	9,9/7,79	7/7	5,31/—	4,33/—
	4,33/5,14	5,31/6,05	7/7	9,9/—	15/—
	6,40/22	7,45/23,4	8/24,4	7,45/—	6,40/—

П р и м е ч а н и е. В числителе приведены данные для $\bar{\gamma}_p = 0$; в знаменателе для $\bar{\gamma}_p = 0,33$.

найти по заданному фракционному составу и требуемой крутизне $\varepsilon'_{\text{рез}} = K\varepsilon_o'$ (последняя может быть определена по требуемым $\bar{\gamma}_k$ и β_k , см. разд. 3.9).

Табл. 3.23 иллюстрирует формулы (3.53): при малом выходе концентратных фракций преобладает перечистная ветвь; при увеличении $\bar{\gamma}_p$ возрастают $n_{\text{опт}}$ и $m_{\text{опт}}$; при увеличении K — тоже.

3.10.2. ВЫБОР ПО КРИТЕРИЮ МАКСИМИЗАЦИИ КРУТИЗНЫ $\varepsilon'_{\text{рез}}$ И ДОПУСТИМОЙ МАШИНОЕМКОСТИ

При выборе $n_{\text{опт}}$ и $m_{\text{опт}}$ с другим критерием оптимальности (машиноёмкость схемы задана $\bar{\gamma}_\Sigma \leq \bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}}$, т. е. число оборудования ограничено; максимизируется крутизна $\varepsilon'_{\text{рез}} (\xi_p) \rightarrow \max$) получаются формулы:

$$\begin{aligned} n_{\text{опт}} &= \bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}} \left(\sqrt{\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}} \bar{\gamma}_p + \bar{\gamma}_{\text{max}} \bar{\gamma}_{\text{min}}} + \bar{\gamma}_{\text{max}} \right) - 1; \\ m_{\text{опт}} &= \bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}} \left(\sqrt{\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}} \bar{\gamma}_p + \bar{\gamma}_{\text{max}} \bar{\gamma}_{\text{min}}} + \bar{\gamma}_{\text{min}} \right) - 1. \end{aligned} \quad (3.54)$$

П р и м е р ы. 1, а. Дано: $\bar{\gamma}_{\text{min}} = 1/3$; $\bar{\gamma}_p = 1/3$; $\bar{\gamma}_{\text{max}} = 1/3$; $\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}} = 6$; из формулы (3.54) вычислим $n_{\text{опт}} = m_{\text{опт}} = 6/(\sqrt{6 \cdot 0,33 + 0,33 \cdot 0,33} + 0,33) - 1 = 2,37$, ближайшее целое их $n_{\text{опт}} = m_{\text{опт}} = 2$.

1, б. Дано: $\bar{\gamma}_{\text{min}} = 17/30$; $\bar{\gamma}_p = 1/3$; $\bar{\gamma}_{\text{max}} = 0,1$; $\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}} = 6$; из формулы (3.54) $n_{\text{опт}} = 3$ и $m_{\text{опт}} = 2$.

1, в. Дано: $\bar{\gamma}_{\text{min}} = 1/10$; $\bar{\gamma}_p = 1/3$; $\bar{\gamma}_{\text{max}} = 17/30$; $\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}} = 6$; вычислим: $n_{\text{опт}} = 2$; $m_{\text{опт}} = 3$.

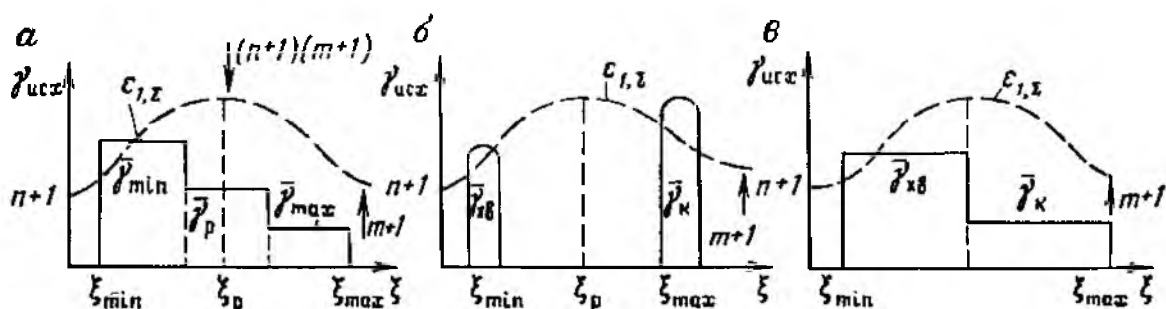


Рис. 3.20. К примеру расчета на три фракции (а) и два частных случая легко-сепарируемого (б) и трудносепарируемого (в) сырья

2, а. Дано: $\bar{\gamma}_{\min}=0,7$; $\bar{\gamma}_p=0,25$; $\bar{\gamma}_{\max}=0,05$; $\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}}=10$; вычислим: $n_{\text{опт}}=3$; $m_{\text{опт}}=5$.

Перечистная ветвь более развита, чем контрольная $n_{\text{опт}} > m_{\text{опт}}$ при $\bar{\gamma}_{\max} < \bar{\gamma}_{\min}$ (рис. 3.20, а), и наоборот. Для сбалансированных схем с $\epsilon_{\Pi i} \approx \epsilon_{K j} \approx \epsilon_0$ любая иная пара n и m , отличная от $n_{\text{опт}}$ и $m_{\text{опт}}$, по формуле (3.54) дает либо ухудшение сепарационной характеристики (уменьшение крутизны ее $\epsilon'_{\text{рез}}$), либо схема «переступает» черту допустимой машиноемкости $\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}}$.

Когда нет информации о промежуточной фракции $\bar{\gamma}_p$ в сырье, а известны только выход концентрата $\bar{\gamma}_k$ и хвостов $\bar{\gamma}_{\text{хв}}=1-\bar{\gamma}_k$, возможны два подслучая (рис. 3.20, б, в).

Когда хвостовая и концентратная фракции сосредоточены на краях диапазона изменения физического свойства $\xi_{\min}$ и $\xi_{\max}$ (см. рис. 3.20, б), в формулах (3.54) достаточно взять $\bar{\gamma}_p=0$ и получим:

$$n_{\text{опт}} = \bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}} (\sqrt{\bar{\gamma}_k \bar{\gamma}_{\text{хв}}} + \bar{\gamma}_k) - 1;$$

$$m_{\text{опт}} = \bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}} (\sqrt{\bar{\gamma}_k \bar{\gamma}_{\text{хв}}} + \bar{\gamma}_{\text{хв}}) - 1. \quad (3.55)$$

Это случай легкосепарируемого сырья, так как здесь нет средних «трудных» фракций, накапливаемых в схеме в виде больших циркулирующих потоков, загружающих оборудование, поэтому здесь для заданной $\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}}$ можно получить разветвленную схему с большими $n_{\text{опт}}$ и $m_{\text{опт}}$ и большой крутизной $\epsilon'_{\text{рез}}$ (табл. 3.24).

В случае (см. рис. 3.20, в), когда хвостовая и концентратная фракции распределены равномерно, можно получить близкое решение, подставив в формулу (3.54)

$$\bar{\gamma}_p = \frac{1}{3} (\bar{\gamma}_k + \bar{\gamma}_{\text{хв}}); \quad \bar{\gamma}_{\max} = \frac{2}{3} \bar{\gamma}_k; \quad \bar{\gamma}_{\min} = \frac{2}{3} \bar{\gamma}_{\text{хв}};$$

$$n_{\text{опт}} = \frac{3}{2} \frac{\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}}}{\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}}} \left[\sqrt{\frac{3}{4} \bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}} + \bar{\gamma}_{\text{жв}} \bar{\gamma}_{\text{к}} + \bar{\gamma}_{\text{к}}} \right] - 1;$$

$$m_{\text{опт}} = \frac{3}{2} \frac{\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}}}{\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}}} \left[\sqrt{\frac{3}{4} \bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}} + \bar{\gamma}_{\text{жв}} \bar{\gamma}_{\text{к}} + \bar{\gamma}_{\text{жв}}} \right] - 1. \quad (3.56)$$

В этом случае трудные средние фракции перегружают оборудование схемы и требуется большая допустимая машиноемкость $\bar{\gamma}_{\Sigma \text{ доп}}$, чтобы получить разветвленную схему с большой крутизной $\varepsilon'_{\text{рез}}$ (см. табл. 3.26). Таким образом, если мало «трудных» частиц ($\bar{\gamma}_{\text{р}} \rightarrow 0$), то сырье легко сепарируемо, а схема маломашиноемка (см. рис. 3.20, б), и наоборот (см. рис. 3.20, в).

Таблица 3.24. Оптимальные n и m при максимизации крутизны $\varepsilon'_{\text{рез}}$ и заданной машиноемкости

Заданная (допустимая) машиноемкость схемы $\gamma_{\Sigma \text{ доп}}$	Значения $n_{\text{опт}}$ (сверху) и $m_{\text{опт}}$ (снизу) для различных выходов концентрата γ_k , доли ед.					
	0,1	0,25	0,5	$(\varepsilon'_{\text{рез}}/\varepsilon'_0)$	0,75	0,9

Легкосепарируемое сырье [формула (3.55)]

1,5	2,75	1,2	0,5	(1,5)	0,26	0,25
	0,25	0,26	0,5		1,20	2,75
2	3	2	1	(2)	0,69	0,67
	0,67	0,69	1		2	3
3	6,5	3,39	2	(3)	1,53	1,5
	1,9	1,53	2		3,39	6,5
6	14	7,78	5	(6)	4,07	4
	4	4,07	5		7,78	14

Трудносепарируемое сырье [формула (3.56)]

3	1,76	1,48	1,16	(2,16)	0,95	0,85
	0,85	0,95	1,16		1,48	1,76
6	3,01	2,72	2,26	(3,26)	2,09	1,96
	1,96	2,09	2,26		2,72	3,01
10	4,25	3,96	3,57	(4,57)	3,26	3,1
	3,1	3,26	3,57		3,96	4,25
30	8,27	7,98	7,54	(8,54)	7,16	6,96
	6,96	7,16	7,54		7,98	8,27

Примечание. В скобках указана относительная крутизна цикла для случая $\bar{\gamma}_{\text{к}}=0,5$.

Таблица 3.25. Ухудшение точности сепарации при неправильном выборе n и m

Число операций цикла		Относительная крутизна $\epsilon_{рез}/\epsilon_0$
перечистных n	контрольных m	
0	5,3	1,63
1	2,6	2,57
1,7	1,7	2,72
2	1,43	2,69
3	0,78	2,47
4	0,36	2,14

Примечание. На примере максимизации крутизны $\epsilon_{рез}$ подбором n и m при $\bar{\gamma}_K = 0,5$; $\bar{\gamma}_{\Sigma доп} = 5$.

В табл. 3.24 при выборе $n_{опт}$ и $m_{опт}$ для иных исходных данных $\bar{\gamma}_K$ и $\bar{\gamma}_{\Sigma доп}$ надо действовать путем интерполяции и брать ближайшие целые значения $n_{опт}$ и $m_{опт}$ (меньшие, чтобы строго удовлетворить ограничению ($\bar{\gamma}_{\Sigma} < \bar{\gamma}_{\Sigma доп}$)).

Для иллюстрации существования оптимального решения задачи в табл. 3.25 дан наглядный пример, показывающий, что отклонение от $n_{опт} = m_{опт} = 1,7$ ведет к снижению крутизны характеристики схемы.

3.10.3. ВЫБОР ПО КРИТЕРИЮ ОТНОСИТЕЛЬНОЙ НАГРУЖЕННОСТИ ВЕТВЕЙ ЦИКЛА

Третий критерий — требование одинаковой нагруженности перечистой и контрольной ветвей цикла при ограничении допустимой машиноемкости схемы, т. е.

$$\bar{\gamma}_{\Sigma перч} = \bar{\gamma}_{\Sigma контр}; \quad \bar{\gamma}_{\Sigma} \leq \bar{\gamma}_{\Sigma доп}. \quad (3.57)$$

Этот критерий может иметь смысл из соображений симметричной компоновки оборудования в цехе обогащения.

Для канонических схем условие одинаковой нагруженности ветвей при расчете на три фракции сырья дает (на основе зависимостей из разд. 3.8):

$$\begin{aligned} 0 \cdot \bar{\gamma}_{min} + \frac{n(m+1)(n+1)}{m+n+2} \bar{\gamma}_p + n \bar{\gamma}_{max} &= m \bar{\gamma}_{min} + \frac{m(m+1)(n+1)}{m+n+2} \times \\ &\times \bar{\gamma}_p + 0 \cdot \bar{\gamma}_{max}; \\ m \bar{\gamma}_{min} - n \bar{\gamma}_K &= 0 \text{ при } \bar{\gamma}_p \rightarrow 0. \end{aligned} \quad (3.58)$$

Равенство (3.58) указывает на соотношение между числом перечистных n и контрольных m операций, обеспечивающее оди-

наковую суммарную производительность оборудования перечистой и контрольной ветвей. Чем меньше выход концентрата, тем больше должна быть развита перечистная ветвь, и наоборот; в частном случае при $\gamma_k = \gamma_{хв}$ требуется симметричная схема с $n = m$.

Второе соотношение критерия $\bar{\gamma}_x \leq \bar{\gamma}_{x \text{ доп}}$ приводится к виду

$$(m+1)\bar{\gamma}_{\min} + (m+1)(n+1)\bar{\gamma}_p + (n+1)\bar{\gamma}_{\max} \leq \bar{\gamma}_{x \text{ доп}}. \quad (3.59)$$

Совокупные равенства (3.58) и (3.59) дают два уравнения с двумя неизвестными $n_{\text{опт}}$ и $m_{\text{опт}}$, которые можно решить численными методами, в частности с помощью ЭВМ.

Для легкосепарируемого сырья ($\bar{\gamma}_p \rightarrow 0$) решение упрощается:

$$n_{\text{опт}} \approx (\bar{\gamma}_{x \text{ доп}} - 1)/(2\bar{\gamma}_k); \quad m_{\text{опт}} \approx (\bar{\gamma}_{x \text{ доп}} - 1)/(2\bar{\gamma}_{хв}). \quad (3.60)$$

Примеры. 1. Дано: $\bar{\gamma}_k = 0,2$ (т. е. 20 %); $\bar{\gamma}_{хв} = 0,8$; $\bar{\gamma}_{x \text{ доп}} = 2,5$; находим по формуле (3.60) $n_{\text{опт}} \approx (2,5 - 1)/(2 \cdot 0,2) = 4$; $m_{\text{опт}} \approx (2,5 - 1)/(2 \cdot 0,8) = 1$.

2. Дано: $\bar{\gamma}_k = 0,5$; $\bar{\gamma}_{хв} = 0,5$; находим: $n_{\text{опт}} = 2$; $m_{\text{опт}} = 2$ (симметричная схема).

3. Дано: $\bar{\gamma}_k = 0,7$; $\bar{\gamma}_{хв} = 0,3$; $\bar{\gamma}_{x \text{ доп}} = 2,5$; находим: $n_{\text{опт}} = 1$; $m_{\text{опт}} = 3$.

Если видоизменить критерий (3.57), взяв $Q_{x \text{ контр}} = \alpha Q_{x \text{ переч}}$ (α — заданная относительная нагруженность ветвей), то получается вместо выражения (3.60)

$$n_{\text{опт}} \approx (\bar{\gamma}_{x \text{ доп}} - \bar{\gamma}_{хв} - \alpha \bar{\gamma}_k)/(2\alpha \bar{\gamma}_k);$$

$$m_{\text{опт}} \approx (\bar{\gamma}_{x \text{ доп}} - \bar{\gamma}_{хв} - \alpha \bar{\gamma}_k)/(2\bar{\gamma}_{хв})$$

(только для случаев $\bar{\gamma}_p \rightarrow 0$).

Из рассмотренных трех критериев первый ($\bar{\gamma}_x \rightarrow \min$, $\epsilon_{\text{рес}}/\epsilon_0 = K$) наиболее важен при проектировании новых фабрик или технического перевооружении действующих фабрик; второй ($\epsilon_{\text{рес}} \rightarrow \max$, $\bar{\gamma}_x \leq \bar{\gamma}_{x \text{ доп}}$) — позволяет лучше использовать оборудования реконструируемой ОФ; третий имеет компоновочное значение.

Рассмотренный выбор $n_{\text{опт}}$ и $m_{\text{опт}}$ позволяет сократить затраты электроэнергии, капитальные и эксплуатационные расходы; он применим в процессе проектирования гравитационных, магнитных, флотационных и других схем.

3.11. ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ ОПЕРАЦИЙ. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ (ИЛИ ОБЪЕМА) ОБОРУДОВАНИЯ В ОПЕРАЦИЯХ ЦИКЛА

3.11.1. ДВЕ ОСНОВНЫЕ ОПТИМАЛЬНЫЕ ЗАДАЧИ

После выбора конфигурации схемы и числа операций ($n_{\text{опт}}$, $m_{\text{опт}}$) следует выбор настроечных параметров аппаратов в отдельных операциях, а среди них при проектировании важнейшим является выбор оптимальных границ разделения ξ_{pi} в отдельных i -х операциях; например, плотностей разделения ρ_{pi} в операциях гравитационных циклов, флотиремостей разделения $k_{pi} = \ln 2 / (S_i t_i)$ в операциях флотационных циклов и т. д.

Критериями оптимальности могут быть взяты те же самые критерии, которые использовались при выборе $n_{\text{опт}}$ и $m_{\text{опт}}$:

1) $\bar{\gamma}_x \rightarrow \min$; $\epsilon'_{\text{рез}}/\epsilon'_0 = K$; 2) $\epsilon'_{\text{рез}} \rightarrow \max$; $\bar{\gamma}_x \leq \bar{\gamma}_{x \text{ доп}}$ или другие.

Технологические γ_k , β_k и экономические $J_{\text{эк}}$ критерии (внециклового уровня) определяют требования к $\epsilon'_{\text{рез}}$ и $\xi_{p, \text{рез}}$ (см. разд. 3.9), которые должны быть учтены как дополнения к критериям (внутрициклового уровня). В случае двух названных критериев это сводится к дополнительному требованию обеспечения заданной границы разделения цикла в целом $\xi_{p, \text{рез}} = \xi_{\text{жел}}$.

Таким образом, формулируются две оптимальные задачи:

$$\bar{\gamma}_x \xrightarrow[\xi_{pi}]{} \min; \epsilon'_{\text{рез}}/\epsilon'_0 = K; \xi_{p, \text{рез}} = \xi_{\text{жел}}; \\ i = 1, 2, \dots, n_{\text{опт}} + m_{\text{опт}} + 1. \quad (3.61)$$

$$\epsilon'_{\text{рез}} \xrightarrow[\xi_{pi}]{} \max; \bar{\gamma}_x \leq \bar{\gamma}_{x \text{ доп}}; \xi_{p, \text{рез}} = \xi_{\text{жел}}. \\ i = 1, 2, \dots, n_{\text{опт}} + m_{\text{опт}} + 1. \quad (3.62)$$

Для флотационных схем (и вообще схем II типа) $\bar{\gamma}_x$ заменяется на $V_x/Q_{\text{мисх}}$ (ранее этой замены не было, так как при выборе $n_{\text{опт}}$ и $m_{\text{опт}}$ считалось $R\bar{i}_i = \text{const}$).

Вначале будем рассматривать схемы I типа.

3.11.2. ЛИНЕАРИЗАЦИЯ РАСЧЕТНЫХ УРАВНЕНИЙ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЦИКЛОВ I ТИПА

Решение оптимальных задач (3.61) и (3.62) включает варьирование искомых параметров ξ_{pi} до получения $\bar{\gamma}_x \rightarrow \max$ (или $\epsilon'_{\text{рез}} \rightarrow \max$). Зависимости компонент критериев от ξ_{pi} сложны и вычислительные трудности возрастают, поэтому приходится прибегать к упрощениям, в частности к линеаризации зависимостей компонент критерия от искомых параметров.

В общем случае несимметричной ($n \neq m$) и несбалансированной канонической схемы цикла ($e_{\kappa} \neq e_{\pi i} \neq e_{\kappa j}$) при линеаризации частных сепарационных характеристик операций $e_i(\xi) = 0,5 + e'_{\kappa i}(\xi - \xi_{\pi i})$ из формулы (3.17) приближенно получается:

$$\begin{aligned} \xi_{p, \text{рез}} = & \left[0,5(n-m) + (n+1) \sum_{j=0}^m e'_{\kappa j} \xi_{p, \kappa j} + (m+1) \sum_{i=0}^n e'_{\pi i} \xi_{p, \pi i} + \right. \\ & \left. + \sum_{j=1}^m (m+1-2j) e'_{\kappa j} \xi_{p, \kappa j} - \sum_{i=1}^n (n+1-2i) e'_{\pi i} \xi_{p, \pi i} \right] / D; \\ D = & (n+1) \sum_{j=0}^m e'_{\kappa j} + (m+1) \sum_{i=0}^n e'_{\pi i} + \sum_{j=1}^m (m+1-2j) e'_{\kappa j} - \\ & - \sum_{i=1}^n (n+1-2i) e'_{\pi i}. \end{aligned} \quad (3.63)$$

Аналогично линеаризованное равенство для крутизны $e'_{\text{рез}}$

$$e'_{\text{рез}}(\xi_p) = D / (m + n + 2 - \Delta), \quad (3.64)$$

где $\Delta = 2 \left[\sum_{j=1}^m (m+1-2j) e'_{\kappa j} (\xi_p - \xi_{p, \kappa j}) + \right.$
 $\left. + \sum_{i=1}^n (n+1-2i) e'_{\pi i} (\xi_p - \xi_{p, \pi i}) + (m+1) \sum_{i=0}^n e'_{\pi i} (\xi_p - \xi_{p, \pi i}) - \right.$
 $\left. - (n+1) \sum_{j=0}^m e'_{\kappa j} (\xi_p - \xi_{p, \kappa j}) \right]$ — из формулы (3.17).

Из формул (3.63) и (3.64) формулы (3.19) и (3.23) для «сбалансированных» схем получают как частный случай.

Выражение для машиноемкости γ_x тоже надо линеаризировать. Сепарационную характеристику машиноемкости $e_{1, x}$ определим в трех важнейших точках: для хвостовых фракций при $\xi \rightarrow \xi_{\min}$, для концентратных фракций $\xi \rightarrow \xi_{\max}$ и для промежуточных фракций для $\xi \rightarrow \xi_p$. Допуская, что частные сепарационные характеристики операций стремятся к нулю при $\xi \rightarrow \xi_{\min}$ и к единице при $\xi \rightarrow \xi_{\max}$, получим:

$$e_{1, x}(\xi_{\min}) \approx m+1; \quad e_{1, x}(\xi_{\max}) \approx n+1.$$

Для промежуточных фракций ($\xi \rightarrow \xi_p$) получим линеаризованное $e_{1, x}(\xi)$ в окрестности ξ_p в виде

$$\begin{aligned} e_{1, x}(\xi_p) = & [(n+1)(m+1)(m+n+2) + [4(m+1) + 2m(m+1) + \\ & + 1] \sum_{i=1}^n (n+1-2i) e'_{\pi i} (\xi_p - \xi_{p, \pi i}) + [4(n+1) + 2n(n+1) + \\ & + 1] \sum_{j=1}^m (m+1-2j) e'_{\kappa j} (\xi_p - \xi_{p, \kappa j}) + 2n(n+1)(m+1) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
& + 1) \sum_{i=0}^n \epsilon'_{n i} (\xi_p - \xi_{p. n i}) - 2m(m+1)(n+1) \sum_{j=0}^m \epsilon'_{m j} (\xi_p - \xi_{p. k j}) - \\
& - (m+1) \sum_{i=1}^n [4 + 8(i-1)] (n-i+1) \epsilon'_{n i} (\xi_p - \xi_{p. n i}) + \\
& + (n+1) \sum_{j=1}^m [4 + 8(j-1)] (m-j+1) \epsilon'_{m j} (\xi_p - \xi_{p. k j}) \Big) / (m+n+2+\Delta),
\end{aligned}$$

где Δ — как и в выражении (3.64).

Проведенная линеаризация позволяет свести оптимальную задачу выбора настроек $(\xi_{p. n i}, \xi_{p. k j}, \xi_{p. o})$ к типовой задаче линейного программирования; требуется минимизировать машиноёмкость $\bar{\gamma}_\Sigma \rightarrow \min$, представленную в виде линейной зависимости от искомых величин $(\xi_{p. n i}, \xi_{p. k j}, \xi_{p. o})$:

$$\bar{\gamma}_\Sigma = (m+1) \bar{\gamma}_{\min} + \epsilon_{1. \Sigma}(\xi_p) \bar{\gamma}_p + (n+1) \bar{\gamma}_{\max} \rightarrow \min \quad (3.65)$$

при двух линейных ограничениях-равенствах (3.63) и (3.64) и $n_{\text{опт}} + m_{\text{опт}} + 1$ ограничениях-неравенствах вида $-0,25 \leq \epsilon'_i (\xi_p - \xi_{p i}) \leq 0,25$.

Введенные ограничения-неравенства лимитируют разрешенные линейностью изменения настроечных параметров $\xi_{p. n i}, \xi_{p. k j}, \xi_{p. o}$.

Эти оптимальные границы разделения операций $\xi_{p i \text{ опт}}$ можно вычислить известными методами, например стандартным симплекс-методом линейного программирования.

Пример. Для исходного фракционного состава $\bar{\gamma}_{\max} = 0,1$; $\bar{\gamma}_p = 0,2$; $\bar{\gamma}_{\min} = 0,7$ и желаемого увеличения крутизны $K=3$ по формулам (3.53) выбрано $n_{\text{опт}} = 2$, $m_{\text{опт}} = 1$. Соотношения (3.63) — (3.65) оптимальной задачи (3.61) с обозначениями $\Delta_o = \xi_p - \xi_{p. o}$; $\Delta_{n1} = \xi_p - \xi_{p. n1}$; $\Delta_{n2} = \xi_p - \xi_{p. n2}$; $\Delta_{k1} = \xi_p - \xi_{p. k1}$ принимают вид:

$$\begin{aligned}
\bar{\gamma}_\Sigma &= 2\bar{\gamma}_{\min} + 3\bar{\gamma}_{\max} + \bar{\gamma}_p [30 + 12(\epsilon'_{n1}\Delta_{n1} - \epsilon'_{n2}\Delta_{n2}) + \\
& + 24(\epsilon'_o\Delta_o + \epsilon'_{n1}\Delta_{n1} + \epsilon'_{n2}\Delta_{n2}) - 12(\epsilon'_o\Delta_o + \epsilon'_{k1}\Delta_{k1}) - \\
& - 2(8\epsilon'_{n1}\Delta_{n1} + 12\epsilon'_{n2}\Delta_{n2}) + 12\epsilon'_{k1}\Delta_{k1}] / (5 + \Delta) \rightarrow \min; \\
\epsilon'_{\text{рез}}(\xi_p) &= [3(\epsilon'_o\Delta_o + \epsilon'_{k1}\Delta_{k1}) + 2(\epsilon'_o\Delta_o + \epsilon'_{n1}\Delta_{n1} + \epsilon'_{n2}\Delta_{n2}) - \\
& - (\epsilon'_{n1}\Delta_{n1} - \epsilon'_{n2}\Delta_{n2})] / (5 + \Delta); \\
\Delta &= 2[(\epsilon'_{n1}\Delta_{n1} - \epsilon'_{n2}\Delta_{n2}) - 2(\epsilon'_o\Delta_o + \epsilon'_{n1}\Delta_{n1} + \epsilon'_{n2}\Delta_{n2}) - \\
& - 3(\epsilon'_o\Delta_o + \epsilon'_{k1}\Delta_{k1})].
\end{aligned}$$

Условие $\xi_{p. \text{рез}} = \xi_{\text{жел}}$ дает $\Delta = -1$.

Или после перегруппировки членов:

$$2\bar{\gamma}_{\min} + 3\bar{\gamma}_{\max} + \bar{\gamma}_p + \frac{\epsilon'_{\text{рез}} (12\epsilon'_o\Delta_o + 20\epsilon'_{n1}\Delta_{n1} - 12\epsilon'_{n2}\Delta_{n2})}{5\epsilon'_o + \epsilon'_{n1} + 3\epsilon'_{n2} + 3\epsilon'_{k1}} \rightarrow \min;$$

$$5 + (-2\epsilon'_0 \Delta_0 + 6\epsilon'_{n1} \Delta_{n1} + 2\epsilon'_{n2} \Delta_{n2} - 6\epsilon'_{k1} \Delta_{k1}) = \\ = (5\epsilon'_0 + \epsilon'_{n1} + 3\epsilon'_{n2} + 3\epsilon'_{k1})/\epsilon_{p\pi 3};$$

$$5\epsilon'_0 \Delta_0 + \epsilon'_{n1} \Delta_{n1} + 3\epsilon'_{n2} \Delta_{n2} + 3\epsilon'_{k1} \Delta_{k1} = 0,5.$$

Таким образом сделан переход от задачи (3.61) к стандартной математической задаче линейного программирования, в которой заданы $\gamma_{\min}$, γ_p , $\gamma_{\max}$, $\epsilon'_{\text{рез}}$, ξ_p , ϵ'_0 , ϵ'_{n1} , ϵ'_{n2} , ϵ'_{k1} , а определяют оптимальные Δ_0 , Δ_{n1} , Δ_{n2} , Δ_{k1} и далее оптимальные $\xi_{p,0} = \xi_p - \Delta_0$; $\xi_{p,n1} = \xi_p - \Delta_{n1}$; $\xi_{p,n2} = \xi_p - \Delta_{n2}$; $\xi_{p,k1} = \xi_p - \Delta_{k1}$.

Производительность оборудования $Q_{\text{пит } i}$ в отдельных операциях цикла рассчитывают по формулам (3.1) и (3.18) после выбора параметров операций (последнее конкретизирует вид сепарационных характеристик операций в табл. 3.13).

3.11.3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЦИКЛОВ II ТИПА

Нижне рассматривается задача выбора наименее машиноёмкой схемы II типа (в основном флотационных схем).

Минимизируемый критерий машиноёмкости

$$V_{\Sigma}/Q_{\text{исх}} = \Sigma R'_i t_i \bar{\gamma}_{\text{пит } i} = \int_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} \left[R'_0 t_0 \epsilon_{1, \text{пит } 0}(\xi) + \sum_{i=1}^n R'_i t_i \epsilon_{1, \text{пит } i}(\xi) + \right. \\ \left. + \sum_{j=1}^m R'_j t_j \epsilon_{1, \text{пит } j}(\xi) \right] \gamma_{\text{исх}}(\xi) d\xi \rightarrow \min; \quad (3.66)$$

при ограничениях $\xi_{p, \text{рез}} = \xi_{\text{жел}}$; $\epsilon'_{\text{рез}}/\epsilon'_0 = K$, где R'_0 , R'_i , R'_j — коэффициенты «разжижения», переводящие производительность по твердому (т/ч) в объемную производительность по пульпе (м³/ч).

Если заданы ограничения по технологическим показателям γ_k и β_k , то их целесообразно перевести в ограничения по $\epsilon'_{\text{рез}}$ и $\xi_{p, \text{рез}}$ [см. формулы (3.63) и (3.64)].

Величины $\xi_{p, \text{рез}}$ и $\epsilon'_{\text{рез}}$ связаны с сепарационными характеристиками основной ϵ_0/ξ , перечистных $\epsilon_{n1}(\xi)$ и контрольных $\epsilon_{k1}(\xi)$ операций:

$$\epsilon'_{\text{рез}} = d[AG/(AG + BH)]/d\xi|_{\xi=\xi_p}; \\ AG/(AG + BH)|_{\xi=\xi_p} = 0,5,$$

где A , G , B , H — см. формулу (3.17).

Таким образом, постановка оптимальной задачи для канонических схем II типа имеет вид (3.61), но условие $\gamma_{\Sigma} \rightarrow \min$ заменяется на минимизацию критерия (3.66).

Для схем I типа или в случае $P'_0 t_0 = R'_i t_i = R'_j t_j$ критерий (3.66) упрощается к рассмотренному выше.

Как и для схем I типа, после определения параметров операций можно вычислить требуемые производительности $Q_{\text{пит } i}$ в пи-

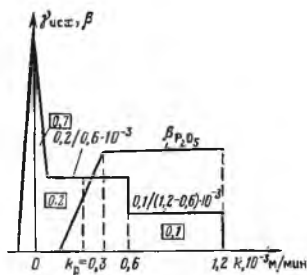


Рис. 3.21. Фракционный состав апатитовой флотационной пульпы

тании операций по формулам (3.1) и (3.18) и с учетом t_i и R'_i — объемную производительность по пульпе и затем — потребные объемы оборудования (например, флотационных машин) в операциях.

Нахождение настроечных параметров для отдельных операций рассмотрим для флотационных схем. Отдельная i -я операция флотации (см. табл. 3.13) имеет сепарационную характеристику $\epsilon_i(k)$, границу разделения k_{pi} и критузну ϵ'_{pi} в виде

$$\begin{aligned} \epsilon_i(k) &= 1 - \exp(-S_i t_i k); \quad k_{pi} = \ln 2 / (S_i t_i); \\ \epsilon'_{pi} &= 0,5 S_i t_i, \end{aligned} \quad (3.67)$$

где k — флотирность частиц, м/мин (является физическим свойством разделения для флотации, т. е. $\xi = k$); S_i и t_i соответственно степень аэрации, м²/м³ и время флотации, мин (как главные настроечные параметры операции). Теперь в задачу минимизации машиноемкости с соотношениями (3.63), (3.64) и (3.66) вместо ϵ_1 , лит. с (ξ), ϵ_1 , лит. п. (ξ) и ϵ_1 , лит. к. (ξ) вводятся S_i и t_i посредством выражения (3.67). Далее в процессе решения задачи исследуется на экстремум зависимость

$$V_{\Sigma} / Q_{исх} = f(S_i, t_i).$$

Проектирование оптимальной схемы флотационного цикла начинается с информации о фракционном составе сырья (рис. 3.21): $\gamma_{\min} = 0,7$ (70 %); $\gamma_p = 0,2$; $\gamma_{\max} = 0,1$ с диапазонами Δk фракций $(0-0,15 \cdot 10^{-3})$, $(0,15-0,45 \cdot 10^{-3})$, $(0,45 \cdot 10^{-3}-0,72 \cdot 10^{-3})$ м/мин. Информация о $\beta(k)$: для первой фракции $\beta(k) = 0$, для второй содержание ценного компонента линейно растет с k от 0 до 42 % P_2O_5 , для третьей оно сохраняется постоянным $\beta(k) = 42\%$ (чистый апатит). Откуда содержание компонента в исходной руде $\beta_{исх} = 0,7 \cdot 0 + 0,2 \cdot 42/2 + 0,1 \cdot 42 = 8,4\%$ P_2O_5 . Заданы ограничения

по качеству концентрата и извлечению $\bar{\beta}_k = 38,5\%$ P_2O_5 ; $\gamma_k = 0,2$, т. е. $\epsilon_k = 91,5\%$.

Вычисление ограничений $\epsilon'_{рез}$ и $k_{р.рез}$ по равенствам (3.52)

$$\bar{\gamma}_k = (0,2/0,6 \cdot 10^{-3})(0,6 \cdot 10^{-3} - k_p) + 0,1 = 0,2,$$

откуда корень $k_{р.жел} = 0,3 \cdot 10^{-3}$ м/мин дает желаемую границу разделения схемы в целом.

Из второго уравнения (3.52)

$$\bar{\beta}_k = 39,3 - 9,5 \cdot 10^4 / \epsilon'_{рез} = 38,5\% P_2O_5;$$

корень $\epsilon'_{рез} = 3,45 \cdot 10^3$ мин/м указывает желаемую крутизну характеристики схемы в целом.

Подготовим данные к использованию формулы (3.53). Характеристики флотационных машин отдельных операций берем по формулам (3.67). Принимая для основной операции $k_{р.о} = k_{р.жзт}$ и степень аэрации $S = 1000$ м²/м³, вычислим $k_{р.о} = 0,3 \cdot 10^{-3}$ м/мин $= \ln 2 / 1000 t_o$, откуда время флотации основной операции $t_o = 2,3$ мин; тогда для основной операции $\epsilon'_o = 0,5$ $S_o t_o = 0,5 \cdot 1000 \times 2,3$ мин/м, откуда $K - \epsilon'_{рез} / \epsilon'_o = 3,45 \cdot 10^3 / (1,15 \cdot 10^3) = 3$, т. е. требуется трехкратное увеличение крутизны.

Оптимальная конфигурация схемы по формулам (3.53): $n_{опт} = 2$, $m_{опт} = 1$ (округленно).

Вычислим оптимальное время флотации операций $t_{i опт}$. Удельная машиноёмкость схемы по формуле (3.66)

$$V_{\Sigma} / Q_{исх} = \int_0^{k_{max}} R [t_o [1 - \exp(-x_{n2}) + \exp(-x_{n1} - x_{n2})] + \\ + t_{n1} [1 - \exp(-x_o)] + t_{n2} [1 - \exp(-x_o)] [1 - \exp(-x_{n1})] + \\ + t_{k1} \exp(-x_o) [1 - \exp(-x_{n2}) + \exp(-x_{n1} - x_{n2})] \times \\ \times \gamma_{исх}(k) dk / [AG + BH] \xrightarrow{t_k} \min; x_i = S_i t_i k. \quad (3.68)$$

Ограничения по k_p и $\epsilon'_{рез}$ [см. формулу (3.17)]:

$$A(k_p) G(k_p) / [AG + BH] = 0,5;$$

$$\epsilon'_{рез} = K 0,5 (\ln 2) / k_p. \quad (3.69)$$

Граница разделения схемы по формуле (3.68) приближенно взамен формулы (3.69)

$$k_{р.рез} = (0,5 + 6 \ln 2) / (2,5 S t_o + 0,5 S t_{n1} + 1,5 S t_{n2} + 1,5 S t_{k1}). \quad (3.70)$$

Крутизна характеристики схемы по формуле (3.64)

$$\epsilon'_{рез}(k_p) = (2,5 S t_o + 0,5 S t_{n1} + 1,5 S t_{n2} + 1,5 S t_{k1}) / (1 + 2 + 2). \quad (3.71)$$

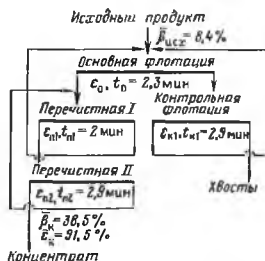


Рис. 3.22. Минимально-машинноемкая схема флотации апатитовой руды

Для приближенного решения аппроксимируем выражение (3.68):

$$(t_o + t_{п1} + t_{п2} + t_{к1}) \bar{\gamma}_{\min} + (2,4t_o + 1,6t_{п1} + 0,8t_{п2} + 1,2t_{к1}) \bar{\gamma}_p + (t_o + t_{п1} + t_{п2}) \bar{\gamma}_{\max} \rightarrow \min$$

$$(R_i = \text{const}).$$

Также упрощаем ограничения (3.70) и (3.71):

$$(5e_o + e_{п1} + 3e_{п2} + 3e_{к1}) k_p = 0,5 + 6 \ln 2;$$

$$(5e_o + e_{п1} + 3e_{п2} + 3e_{к1}) / (5 + \Delta) = e_{рез} = 3,46 \cdot 10^3;$$

$$\text{где } \Delta = 6e_{п1}(k_p - k_{p.п1}) + 2e_{п2}(k_p - k_{p.п2}) - 6e_{к1}(k_p - k_{p.к1}) - 2e_o(k_p - k_{p.о});$$

$$e_i = 0,5 S_i t_i; \quad k_{p.i} = \ln 2 / (S_i t_i).$$

После преобразований (с учетом $S_o = S_{п1} = S_{п2} = S_{к1} = 1000 \text{ м}^2/\text{м}^3$) приходим к типовой задаче линейного программирования:

$$1,28t_o + 0,42t_{п1} + 0,26t_{п2} + 0,94t_{к1} \rightarrow \min;$$

$$5t_o + t_{п1} + 3t_{п2} + 3t_{к1} = 31; \quad t_o - 3t_{п1} - t_{п2} + 3t_{к1} = 2,2.$$

Откуда оптимальное решение имеет вид: $t_o = 2,3 \text{ мин}$, $t_{п1} = 2 \text{ мин}$, $t_{п2} = 2,9 \text{ мин}$, $t_{к1} = 2,9 \text{ мин}$.

Найденное оптимальное решение достаточно для определения необходимых объемов флотационных машин во всех операциях ($V_i = R_i' t_i \bar{\gamma}_{\text{пит.}i} / Q_{\text{исх}}$) (см. пример в разд. 3.6).

Выход питания операций $\bar{\gamma}_{\text{пит.}i}$ определяют по формулам (3.1) и (3.18): $\bar{\gamma}_{\text{пит.}о} = 1,53$; $\bar{\gamma}_{\text{пит.}п1} = 0,6$; $\bar{\gamma}_{\text{пит.}п2} = 0,27$; $\bar{\gamma}_{\text{пит.}к1} = 1,12$.

Соответствующие оптимальные объемы флотационных машин ($R'_i=3,5$), м^3 : $V_o=20,5$; $V_{п1}=7$; $V_{п2}=4,6$; $V_{к1}=18,9$, отнесенные к базисной производительности 100 т/ч по исходному.

Таким образом, в этом примере спроектирована минимально-машиноемкая схема цикла флотации сырья заданного фракционного состава с учетом требований к качеству концентрата и извлечению (рис. 3.22).

3.11.4. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЦИКЛОВ ПРИ СОВМЕЩЕНИИ МАКСИМУМОВ СЕПАРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ОБОРОТНЫХ ПРОДУКТОВ

Задача выбора оптимальных режимных параметров отдельных операций (главными из которых являются границы разделения $\xi_{p,i}$ для каждой операции схемы) по критерию минимизации машиноемкости математически сложна, так как искомые величины фигурируют в интегральных уравнениях. Для упрощения расчетов возможен следующий приближенный метод.

Сепарационные характеристики $\varepsilon_{1,i об}(\xi)$ от исходного питания (продукт 4) до i -го оборотного продукта имеют колоколообразный экстремальный вид (рис. 3.23, а). Положение результирующей сепарационной характеристики схемы $\varepsilon_{рез}(\xi)$ указывает границу разделения $\xi_{р.рез}$ схемы в целом, т. е. указывает зону концентрата $\xi > \xi_{р.рез}$ и зону хвостов $\xi < \xi_{р.рез}$, причем $\varepsilon(\xi_{р.рез}) = 0,5$.

Величина $\xi_{р.рез}$ задается при проектировании исходя из требований к качеству концентрата. В рассматриваемом методе положение вершин — максимумов характеристик оборотных продуктов должно совпадать с величиной $\xi_{р.рез}$; в этом случае в оборотные продукты возвращаются преимущественно минеральные частицы, находящиеся между зоной концентрата и хвостов. Математически это соответствует равенствам типа

$$\left. \frac{d\varepsilon_{1,i об}(\xi)}{d\xi} \right|_{\xi=\xi_{р.рез}} = 0. \quad (3.72)$$

Так как число оборотных продуктов равно числу перечистных n и контрольных m операций, то $(n+m)$ равенств типа (3.72) вместе с равенством $\varepsilon_{рез}(\xi_{р.рез}) = 0,5$ образуют систему из $n+m+1$ уравнений, позволяющих определить $n+m+1$ оптимальных границ разделения $\xi_{р,i опт}$ всех отдельных операций схемы (или режимных параметров, связанных с этими границами). Этот метод применим к любым схемам с оборотными продуктами.

Пример. На первом этапе для схемы флотации при требуемом увеличении крутизны $K=1,5$ определили $n_{опт}=1$, $m_{опт}=0$, т. е. оптимальную конфигурацию имеет схема, содержащая одну основную и одну перечистную операции (рис. 3.23, б).

При выборе оптимальных флотируемостей разделения ($k_{р.о}$ и $k_{р.п}$) в этих операциях (или соответствующего времени флотации

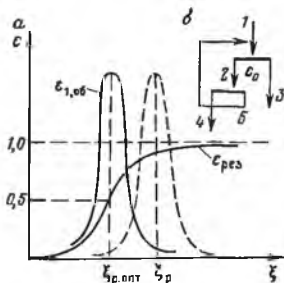


Рис. 3.23. К проектированию схем с совмещением максимумов сепарационных характеристик оборотных продуктов

операций t_o и t_n из равенств $k_{p.o} = \ln 2 / (S_o t_o)$ и $k_{p.n} = \ln 2 / (S_n t_n)$ (где S_o и S_n — степени аэрации в операциях, $\text{м}^2/\text{м}^3$) при проектных расчетах можно принять $S_o = S_n = S = \text{const}$; для соответствующих объемов флотационных машин в этих операциях $V_o = Q_{o, \text{пит}} t_o$; $V_n = Q_{n, \text{пит}} t_n$, где $Q_{o, \text{пит}}$ и $Q_{n, \text{пит}}$ — объемные расходы пульпы в питании операций.

Сепарационные характеристики двух флотационных операций имеют вид: $\epsilon_o(k) = 1 - \exp(-St_o k)$; $\epsilon_n(k) = 1 - \exp(-St_n k)$. Здесь вместо искомого t_o и t_n можно подставить эквивалентные искомые $k_{p.o}$ и $k_{p.n}$. Первое расчетное равенство принимает вид

$$\epsilon_{p, \text{рез}}(k_{p, \text{рез}}) = \epsilon_o \epsilon_n / (1 - \epsilon_o + \epsilon_o \epsilon_n) = 0,5, \quad (3.73)$$

причем $k_{p, \text{рез}}$ есть величина заданная, например $k_{p, \text{рез}} = 0,3 \times 10^{-3}$ м/мин, и $\epsilon_p = 1 - \exp(-St_o k_{p, \text{рез}})$; $\epsilon_n = 1 - \exp(-St_n k_{p, \text{рез}})$. Величина S также задана, например $S = 1000 \text{ м}^2/\text{м}^3$. Соотношение (3.73) дает одно уравнение с двумя неизвестными t_o и t_n .

Из выражения (3.72) получаем другое уравнение. Для этого вначале определяют

$$\epsilon_{1, \text{об}} = \epsilon_{1, \text{б}} = \epsilon_o' (1 - \epsilon_n) / (1 - \epsilon_o + \epsilon_o \epsilon_n).$$

Далее дифференцируя и приравнявая нулю, имеем

$$\left. \frac{d\epsilon_{1, \text{б}}}{dk} \right|_{k=k_{p, \text{рез}}} = \frac{-(1 - \epsilon_o + \epsilon_o \epsilon_n)'}{(1 - \epsilon_o + \epsilon_o \epsilon_n)^2} = 0.$$

Или после преобразований

$$(\epsilon_n - 1) \epsilon_o' + \epsilon_o \epsilon_n' = 0, \quad (3.74)$$

где $\epsilon_o' = St_o \exp(-St_o k_{p, \text{рез}})$; $\epsilon_n' = St_n \exp(-St_n k_{p, \text{рез}})$.

Дальнейшая часть сводится к математическому нахождению корней t_o и t_n (или $k_{p.o}$ и $k_{p.n}$) уравнений (3.73) и (3.74).

Соответствующее оптимальное время флотации:

$$t_{o. \text{ опт}} = 1,27 / (Sk_{p. \text{ рез}}); \quad t_{п. \text{ опт}} = 0,5 / (Sk_{p. \text{ рез}}).$$

При $k_{p. \text{ рез}} = 0,1 \cdot 10^{-3}$ м/мин, $S = 1000$ м²/м³ получаем $t_{o. \text{ опт}} = 12,7$ мин, $t_{п. \text{ опт}} = 5$ мин.

Соответствующие оптимальные границы разделения операций:

$$k_{p. o} = \ln 2 / (St_o) = \ln 2 k_{p. \text{ рез}} / 1,27; \quad k_{p. п} = \ln 2 k_{p. \text{ рез}} / 0,5.$$

Данный пример обобщается на схемы любой конфигурации и математически задача сводится к решению $n+m+1$ функциональных нелинейных уравнений.

Рассмотренный метод проектирования циклов при автоматизированном проектировании может быть реализован с помощью программы UNIS с использованием ЭВМ.

ГЛАВА 4

ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ РУДОПОДГОТОВКИ И ОБОГАЩЕНИЯ

4.1. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РАСЧЕТА ОБОРУДОВАНИЯ

При выборе оборудования решаются следующие основные задачи: выбор типа аппарата и его типоразмера, расчет производительности для заданных условий, определение числа аппаратов.

Тип выбираемого аппарата зависит от крупности кусков обогащаемого материала и его физических свойств. Если возможно использование аппаратов нескольких типов, то выбор может быть сделан на основе технико-экономического сравнения отдельных аппаратов.

При выборе оборудования следует учитывать опыт промышленных предприятий-аналогов, перерабатывающих однотипные по составу полезные ископаемые. Выбор типоразмера аппарата связан с распределением потока обогащаемого материала на параллельные секции. Общая тенденция в этом направлении — максимальное укрупнение потоков и применение аппаратов с максимально возможной единичной производительностью.

Производительность отдельных аппаратов обычно колеблется в широких пределах в зависимости от крупности кусков обогащаемого материала и условий работы аппарата. Поэтому производительность должна приводиться к конкретным условиям. Производительность чаще всего рассчитывают по удельным производительностям по эмпирическим формулам или выбирают по данным каталогов и справочников.

При расчете числа устанавливаемых аппаратов определяют фактическую производительность действующего аппарата с учетом коэффициента его использования во времени. Кроме того, следует учитывать коэффициент неравномерности питания (см. гл. 2).

4.2. ДРОБИЛКИ

4.2.1. ВЫБОР ТИПА И РАЗМЕРА

Тип и размеры дробилок определяются крепостью полезного ископаемого и размерами его кусков.

Для дробления полезных ископаемых средней крепости и твердых применяют щековые и конусные дробилки.

Щековые дробилки предпочтительнее для установки при небольшой производственной мощности фабрики на достаточно крупном материале. Они более приспособлены для дробления глинистых и влажных руд, занимают меньше места по высоте, проще в конструктивном отношении. Недостатки щековых дробилок — необходимость использования для загрузки питателей, более быстрый износ смежных частей, худшие показатели при дроблении пластинчатых по форме частиц.

При большой производственной мощности фабрики более предпочтительны конусные дробилки.

Ориентировочно в схемах дробления выделяют стадии крупного, среднего и мелкого дробления со следующими номинальными диаметрами d_n (мм) кусков материала, поступающего в дробилки:

Стадия дробления	d_n , мм
Крупное	1200—380
Среднее	380—110
Мелкое	110—40

Для крупного дробления применяют конусные дробилки для крупного дробления типа ККД и КРД и щековые дробилки типа ЩДП, ЩДС-I и ЩДС-II. Для среднего дробления используют дробилки типа КСД, а для мелкого дробления — типа КМД и КИД (конусные иерциционные).

Для дробления мягких и хрупких полезных ископаемых применяют валковые, молотковые и роторные дробилки. Область их использования ограничена калийными слоями, бокситами, известняками и марганцевыми рудами.

Типоразмер дробилки выбирают с учетом размеров загружаемых кусков, требуемой производительности и крупности дробленого материала. При сопряжении дробилок по стадиям дробления необходимо, чтобы кусок, получаемый в предыдущей стадии, по размеру мог бы проходить в дробилку последующей стадии.

Производительность дробилок обычно определяют по данным каталогов с поправками на крепость, насыпную плотность и крупность дробимого материала [7, 48]. Если в каталогах приведены значения производительности при максимальном и минимальном размерах выходных щелей, то производительность при требуемом значении определяют интерполяцией [см. гл. 2 формулы (2.6), (2.7)].

Производительность ударных дробилок определяют по эффективности дробления — расходу энергии для получения 1 т вновь образованного класса расчетной крупности. Расчет для молотковых дробилок см. ниже.

4.2.2. КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ

Дробилки конусные выпускают следующих типов (табл. 4.1): ККД — конусные крупного дробления в двух исполнениях — с одним и двумя электродвигателями на приводе; КРД — конусные редукционного дробления; КСД — конусные среднего дробления в двух исполнениях — грубого (Гр) и тонкого (Т) дробления; КМД — конусные мелкого дробления в двух исполнениях — грубого (Гр) и тонкого (Т1 и Т2) дробления.

Дробилки типа КСД и КМД изготавливают в следующих дополительных исполнениях: В — с вибронизолирующими опорами; Д — с дистанционным управлением; П — с распределителем питания.

Конусные дробилки крупного дробления предназначены для первичного грубого дробления различных горных пород с временным сопротивлением сжатию до 250 МПа; конусные дробилки редукционного дробления используют для вторичного дробления при трех- и четырехстадиальных схемах дробления. Возможно применение этих дробилок для первичного дробления.

Таблица 4.1. Основные типоразмеры конусных дробилок (ГОСТ 6937—81)

Для крупного дробления	Для среднего дробления	Для мелкого дробления
ККД-500/75 ККД-900/140 ККД-1200/150 ККД-1200/220 ККД-1350/170 ККД-1350/250 ККД-1500/180 ККД-1500/270 КРД-700/75 КРД-700/100	КСД-600 КСД-900 КСД-1200 Гр КСД-1200 Т КСД-1750 Гр КСД-1750 Т КСД-2200 Гр КСД-2200 Т КСД-3000 Гр КСД-3000 Т	КМД-600 КМД-900 КМД-1200 Гр КМД-1200 Т КМД-1750 Гр КМД-1750 Т КМД-2200 Гр КМД-2200 Т1 КМД-2200 Т2 КМД-3000 Т

Т а б л и ц а 4.2. Технические характеристики конусных дробилок крупного дробления

Параметры	ККД-500/75	ККД-900/140	ККД-1200/130	ККД-1500/180	ККД-700/75	ККД-700/100
Ширина приемного отверстия, мм	500	900	1 200	1 500	700	700
Номинальная ширина выходной щели в фазе раскрытия профилей, мм	75	140	150	180	75	100
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	400	750	1 000	1 200	550	550
Производительность при номинальной ширине выходной щели на материале с временным сопротивлением сжатию 100—150 МПа и влажностью до 4 %, м³/ч	200	420	680	1 450	400	780
Мощность электродвигателя, кВт	110	250	320	400	250	400
Габариты, мм, не более:						
длина	4500	8000	10 000	11 800	4800	11 500
ширина	4500	5000	6 500	6 800	3600	6 500
высота	5100	7800	8 900	10 500	7600	9 100
Масса (без электродвигателя), т	40,6	145	240	404	138	237

Условное обозначение дробилки типа ККД или КРД включает ширину приемного отверстия, номинальную ширину выходной щели, особенности исполнения (только с двумя электродвигателями) и климатическое исполнение (только дробилки в тропическом исполнении) и наименование стандарта.

Все дробилки крупного и редуцированного дробления выпускают с гидравлическим регулированием выходной щели. По требованию потребителя дробилки с приемным отверстием шириной 1200 и 1500 мм могут изготавливаться с механическим регулированием выходной щели. В этом случае дробилки комплектуют двумя симметрично расположенными электродвигателями.

Технические характеристики дробилок типа ККД приведены в табл. 4.2. Комплектность поставок по ГОСТ 6937—81.

По данным завода-изготовителя дробилки ККД-1200 и ККД-1500 могут выпускаться с измененными размерами выходной щели соответственно ККД-1200/130, ККД-1200/180, ККД-1500/160, ККД-1500/200. Кроме того, ГОСТ 6937—81 предусмотрен выпуск дробилки ККД-1350 с двумя номинальными размерами выходной щели, заводами-изготовителями в настоящее время не освоеной.

Конусные дробилки среднего и мелкого дробления предназначены для дробления продуктов крупного дробления. Машины рассчитаны на дробление полезных ископаемых с временным сопротивлением сжатию до 300 МПа.

Условное обозначение дробилок типа КСД и КМД включает диаметр основания дробящего конуса (в миллиметрах), вид исполнения [ГР или Т1, Т2], дополнительные и климатическое исполнения.

Дробилки типа КСД и КМД оборудованы специальным гидравлическим устройством для регулирования размера выходной щели.

Технические характеристики дробилок типа КСД и КМД приведены в табл. 4.3 и 4.4. Совместно с дробилкой поставляются комплектующие изделия, запасные части и документация. Комплектность поставок по ГОСТ 6937—81.

Работа дробилок типа КМД в замкнутом цикле. Дробилки, работающие в открытом цикле, не обеспечивают при мелком дроблении получение дробленого материала с размером, оптимальным для последующего измельчения в шаровых мельницах. Это относится ко всем дробилкам большого типоразмера, за исключением дробилки КМД-2200Т2.

Поэтому дробилки мелкого дробления в III стадии дробления часто работают в замкнутом цикле с грохотом. В этом случае средняя крупность питания, поступающего в дробилку, снижается. Производительность достигает паспортной, если в питании содержание крупных классов (кусков более ширины приемного отверстия на закрытой стороне) не менее 10 %. При более мелком питании мелкие классы, не встречая преграды из крупных классов, поступают большей частью прямо в зону калибровки, минуя зону дробления, где, скапливаясь, образуют зону закупорки, вызывая прессование материала со срабатыванием амортизирующих пружин с одновременной подвижкой узлов станины в местах соединения (возникновение предельного усилия по дроблению). Производительность дробилки при этом снижается на 15—20 %.

Сроки службы дробилок и их узлов. Для расчетов амортизационных отчислений и своевременного заказа запасных узлов и деталей принимают следующие сроки службы по основным типам дробилок (табл. 4.5).

4.2.3. ЩЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

Щековые дробилки используют для дробления гранитов, базальтов, кварцитов, известняков, руд и других подобных горных пород с временным сопротивлением сжатию до 300 МПа.

Щековые дробилки выпускают следующих типов: ЩДП — щековые дробилки с простым движением щеки; ЩДС-I — щековые дробилки со сложным движением щеки и с отношением длины приемного отверстия к его ширине более 1,6; ЩДС-II — щековые дробилки со сложным движением щеки и с отношением длины приемного отверстия к его ширине до 1,6 включительно.

Т а б л и ц а 4.3. Технические характеристики конусных дробилок среднего дробления
(по данным завода-изготовителя)

Параметры	КСД-600	КСД-900	КСД-1200Гр	КСД-1200Т	КСД-1750Гр	КСД-1750Т	КСД-2200Гр	КСД-2200Т	КСД-3000Т
Диаметр основания дробящего конуса, мм	600	900	1200	1200	1750	1750	2200	2200	3000
Ширина приемного отверстия на открытой стороне, мм	75*	130	185	125	250	200	350	275	475
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	60	105	150	100	200	160	300	250	380
Диапазон регулирования ширины выходной щели в фазе сближения профилей, мм	12—35	15—40	20—50	10—25	25—60	15—30	30—60	15—30	25—50
Производительность на материале с временным сопротивлением сжатию 100—150 МПа и влагосодержанием до 4 % в открытом цикле, м ³ /ч, не менее	12—40	30—70	77—115 (80—120)	42—95	170—320	100—190	360—610	180—360	425—850
Мощность электродвигателя, кВт	30	55	75	75	160	160	250	250	400
Габариты, мм:									
длина	1600	2500	3500	3500	4400	4400	5500	5500	7000
ширина	1500	1730	2500	2500	3400	3400	4300	4300	5500
высота	1465	2300	3100	3100	4400	4400	5100	5100	6500
Масса дробилки, т	4,05	12,5	22	22	47	47	85	86	217

* По требованию заказчика допускается изготовление дробилок КСД-600 с бронеми, у которых ширина приемного отверстия равна 110 мм.

Т а б л и ц а 4.4. Технические характеристики конусных дробилок мелкого дробления
(по данным заводов-изготовителей)

Параметры	КМД-1200Гр	КМД-1200Т	КМД-1750Гр	КМД-1750Т	КМД-2200Гр	КМД-2200Т1	КМД-2200Т2	КМД-3000Т-П
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1200	1200	1750	1750	2200	2200	2200	3000
Ширина приемного отверстия на открытой стороне, мм	100	50	130	80	140	100	85	95
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	80	40	100	70	110	85	75	75
Диапазон регулирования ширины выходной щели в фазе сближения профилей, мм	5—15	3—12	9—20	5—15	10—20	5—15	7—15	6—20
Производительность на материале с временным сопротивлением сжатию 100—150 МПа и влажностью до 4 % в открытом цикле, м³/ч, не менее	45—60	27—50	95—130	85—110	220—260	160—220	150—210	320—440
Мощность электродвигателя, кВт	75	75	160	160	250	250	320	400
Габариты, мм, не более:								
длина	3500	3500	4400	4400	5500	5500	5700	7000
ширина	2500	2500	3400	3400	4300	4300	4300	5500
высота	3100	3100	4400	4400	5900	5900	5900	7100
Масса, т, не более	21	21	46	47	85	86	98	217

Т а б л и ц а 4.5. Сроки службы конусных дробилок и их основных изнашивающихся узлов и деталей

Параметр	Норма по типам дробилок, в годах, не менее	
	ККД и КРД	КСД и КМД
Установленный срок службы дробилки до первого капитального ремонта	6	4,5*
То же, до списания	15	12,2
Установленный срок службы**:		
траверсы	6	—
антифрикционного слоя подшипников эксцентрика	1	1,25
шестерни приводного вала зубчатого колеса эксцентрика	4	2,50
корпуса и вала дробящего конуса	6	3,00
конических и цилиндрических втулок эксцентрика	8	5,50
сферического подшипника	—	1,25
Кэффициент технического использования	—	3,00
	0,8	0,8

* Для КСД-600, КМД-600, КСД-500 и КМД-500 — не менее 3 лет.

** По труднодробимым материалам с временным сопротивлением сжатию более 150 МПа сроки службы сокращают в 2 раза.

Т а б л и ц а 4.6. Основные типоразмеры щековых дробилок (ГОСТ 7084—80)

С простым движением щеки	Со сложным движением щеки	
ЩДП-9×12 ЩДП-12×15 ЩДП-15×21 ЩДП-21×25	ЩДС-1-2,5×9 ЩДС-1-4×9 ЩДС-1-1,6×2,5 ЩДС-11-2,5×4	ЩДС-11-4×6 ЩДС-11-6×9 ЩДС-П-9×12 ЩДС-П-12×15 ЩДС-П-15×21

Т а б л и ц а 4.7. Технические характеристики щековых дробилок

Параметры	ЩДП-9×12	ЩДП-12×15	ЩДП-15×21	ЩДС-1-2,5×9	ЩДС-1-4×9	ЩДСП-6×9
Размеры приемного отверстия, мм:						
ширина	900	1200	1500	250	400	500
длина	1200	1500	2100	500	900	900
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	750	1000	1300	210	340	500

Продолжение табл. 4.7

Параметры	ШДП-9×12	ШДП-12×15	ШДП-15×21	ШДС-1-15×9	ШДС-1-9×9	ШДСП-9×9
Ширина выходной щели в фазе раскрытия, мм:						
номинальная	130	155	180	40	60	100
диапазон регулирования, не менее	±35	±40	±45	±20	±30—20	±25
Производительность при номинальной выходной щели на руде средней крепости с насыпной плотностью 1,6 т/м³, м³/ч	180	310	550	18	30	60
Мощность двигателя, кВт	90	160	250	37	45	75
Габариты, мм:						
длина	5300	6400	7500	2300	2200	3000
ширина	6000	6800	7000	2400	2600	2500
высота	4000	5000	6000	1900	2200	1800
Масса дробилки, т	57	116	208	8	12	20

В условное обозначение дробилок входят тип дробилки и размеры приемного отверстия (ширина × длина) (табл. 4.6).

Технические характеристики щековых дробилок, выпускаемых заводами-изготовителями, приведены в табл. 4.7.

4.2.4. КОНУСНЫЕ ИНЕРЦИОННЫЕ ДРОБИЛКИ (КИД)

Дробилки этого типа предназначены для мелкого дробления горных пород, огнеупоров и некоторых других материалов средней и высокой крепости. Дробилки обеспечивают очень высокую (10—15) степень дробления с получением мелкого дробленого материала. Технические характеристики конусных инерционных дробилок приведены в табл. 4.8.

Дробилки целесообразно применять для дробления различных рудных и нерудных материалов и необходимости получения мелкого дробленого продукта.

Конусные инерционные дробилки КИД-300 и КИД-600 выпускают серийно, КИД-900 и КИД-1200 находятся в стадии разработки конструкторской документации, КИД-1750 и КИД-2200 — в стадии промышленных испытаний и доводки конструкции.

4.2.5. ВАЛКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

Валковые дробилки для дробления рудного материала применяют редко, в основном их используют для дробления агломерата и некоторых хрупких материалов (кокс, известняк и др.).

Т а б л и ц а 4.8. Технические характеристики конусных инерционных дробилок

Параметры	КИД-300	КИД-600	КИД-900	КИД-1200	КИД-1750	КИД-2200
Диаметр дробящего конуса, мм	300	600	900	1200	1750	2200
Максимальная крупность исходного материала, мм	20	50	60	80	90	110
Производительность на руде средней крепости, влагосодержанием не более 4 %, м ³ /ч	1	18	35	50	90	150
Номинальная крупность дробленого продукта, мм	2—0	6—0	7—0	8—0	10—0	12—0
Мощность электродвигателя, кВт	10	75	160	250	500	630
Габариты (с электродвигателем), мм:						
длина	1300	2170	3000	5000	6500	6600
ширина	800	1280	2200	3000	4000	4000
высота	1450	2170	3150	4000	5400	6400
Масса, т	1	5,5	25	45	90	160

Для дробления агломерата применяют одновалковые зубчатые дробилки размером (диаметр $\times$ длина) $D \times L = 1300 \times 2700$ мм (СМД-2А) и $D \times L = 1300 \times 4200$ мм (СМД-3Б).

Для дробления хрупких рудных материалов могут быть использованы двух- и четырехвалковые дробилки с гладкими валками (табл. 4.9).

Технические характеристики зубчатых валковых дробилок, используемых для дробления углей, см. в справочной литературе для углеобогащения.

Т а б л и ц а 4.9. Технические характеристики валковых дробилок (ТУ108.1074—83 и ТУ 21-32-125—80)

Параметры	ДГ 1000 $\times$ 550	ДК4В 900 $\times$ 700
Размеры валков, мм:		
диаметр D	1000	900
длина L	500	700
Максимальная крупность кусков исходного материала, мм	50	40
Ширина выходной щели, мм	4—18	10 (верхние); 2,5 (нижние)
Производительность, м ³ /ч	12—54	16
Мощность электродвигателя, кВт	45	65
Масса, т	13,3	28

4.2.6. МОЛОТКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

Молотковые дробилки предназначены для крупного и среднего дробления хрупких руд и полезных ископаемых с высоким содержанием глин. Преимущества дробилок — высокая степень дробления в один прием.

Молотковые дробилки (типа М) — нереверсивные, применяют для крупного и среднего дробления. Их изготавливают в трех исполнениях: Б — тихоходные, В — среднеходные и Г — быстроходные. Исполнение отличается частотой вращения ротора. Дробилки ДМРЭ и ДМРЭИЭ — реверсивные, применяют для мелкого дробления.

Самоочищающиеся молотковые дробилки применяют для дробления липкого материала.

В условное обозначение дробилки входят слово «дробилка», сокращенное обозначение типа М (молотковая), размеры ротора (в дм) (диаметр и длина), исполнение и наименование ГОСТа.

Основные типоразмеры молотковых дробилок (ГОСТ 7090—72)

М3-2 (Б, В, Г); М4-3 (Б, В, Г); М6-4 (Б, В, Г);
М8-6 (Б, В, Г); М10-8 (Б, В, Г); М13-11 (Б, В, Г);
М13-11 (Б, В, Г); М20-20 (В, Г); М20-30 (В, Г).

Технические характеристики дробилок, выпускаемых заводами-изготовителями, приведены в табл. 4.10.

Т а б л и ц а 4.10. Технические характеристики молотковых дробилок (ДМРЭ по ТУ 24-2-383—72 и ТУ 24-2-111—74)

Параметры	М6-4-Б	М8-6Б	М13-16В	М20-20Г
Размеры ротора, мм:				
диаметр	600	800	1300	2000
длина	400	600	1600	2100
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	150	250	400	600
Ширина выходной щели решетки, мм	25	13	10	20
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	1250	1000	735	490
Мощность электродвигателя, кВт	17	55	260	1000
Габариты, мм:				
длина	1100	1350	2385	6635
ширина	1031	1360	2750	3800
высота	1150	1250	1900	3100
Масса, т	1,15	2,7	11	46

Продолжение табл. 4.10

Параметры	М20-30Г	ДМРЭ-10×10	ДМРЭИЭ-14,5×13	СМД-102
Размеры ротора, мм:				
диаметр	2000	1000	1450	2000
длина	3000	1000	1300	2000
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	600	80	80	600
Ширина выходной щели ре- шетки, мм	20	3—5	3—5	20—180
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	500	735—1480	1000	600
Мощность электродвигателя, кВт	1250	200	500—700	800
Габариты, мм:				
длина	8865	3931	4943	9820
ширина	3800	2632	3320	5500
высота	3100	1802	2270	3550
Масса, т	60	8,3	18,9	62

Производительность (т/ч) молотковых дробилок, ра-
ботающих в открытом цикле,

$$Q = N_{\text{дв}}/E,$$

$$\text{где } E = (3,65/K_p) [e_9(100/R_5^k) - e_9(100/R_5^a)];$$

$N_{\text{дв}}$ — мощность электродвигателя, кВт; E — удельный расход
энергии, кВт·ч/т; K_p — коэффициент размолоспособности мате-
риала (для углей $K_p = 1 \div 1,7$; для известняка $K_p = 0,3$); R_5^a и
 R_5^k — остаток на сите 5 мм соответственно в исходном материале и
конечном продукте дробления.

Зависимость содержания класса +5 мм от номинальной крупности известняка

Номинальная крупность, мм	5	8	10	13	16	20	25	35	50	100	200
Остаток на сите 5 мм, %	5	22	35	46	56	66	73	82	89	95	98

4.2.7. РОТОРНЫЕ ДРОБИЛКИ

Роторные дробилки используют для крупного, среднего и
мелкого дробления известняка, доломита, мергеля, мрамора, руд
малой абразивности.

В условное обозначение помимо сокращенного наименования
входят тип по крупности дробления (ДРК — крупного, ДРС —
среднего и мелкого), размеры ротора (диаметр и длина в дм) и
наименование ГОСТа.

Типоразмеры дробилок приведены в ГОСТ 12375—70 и ГОСТ
12376—71. Технические характеристики некоторых дробилок, вы-
пускаемых заводами-изготовителями, даны в табл. 4.11.

Т а б л и ц а 4.11. Технические характеристики однороторных дробилок

Параметры	СМД-7А (ТУ 22-301-82)	ДРК-16×12 (СМД-98)	ДРК-20×16 (СМД-87)	ДРК-12×12 (СМД-94)
Размеры ротора, мм:				
диаметр	1000	1600	2000	1250
длина	1000	1250	1600	1250
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	300	800	1100	375
Регулируемая ширина выходных щелей, мм	16—200	32—320	40—400	20—250
Производительность, м³/ч	16—150	32—200	40—250	20—185
Мощность электродвигателя, кВт	135	200	370	210
Габариты, мм:	132	160	250	200
длина	3755	4320	5690	5272
ширина	3864	4320	6110	4858
высота	2100	3330	4280	2660
Масса, т	8,74	29,3	66,1	17,2

4.3. ГРОХОТЫ

4.3.1. ВЫБОР ТИПА ГРОХОТА

Для грохочения рудного материала применяют неподвижные и подвижные грохоты различных типов.

Тип выбираемых грохотов зависит от размеров кусков материала, крупности разделения, требуемой эффективности и физических свойств руды, из которых плотность играет основную роль.

Чаще всего для грохочения на современных рудных фабриках используют инерционные грохоты. Для грохочения крупнодробленых материалов используют гирационные грохоты. Также применяют неподвижные колосниковые грохоты для грохочения крупнокускового материала перед I стадией дробления при понижении эффективности. Реже применяют подвижные грохоты с круговым движением короба (обогащение асбестовых руд), барабанные грохоты (промывка руд и строительных материалов, мелкое грохочение в схемах обогащения оловянных руд) и дуговые сита (замыкание цикла измельчения в схемах обогащения калийных солей, оловянных и вольфрамитовых руд). На железорудных фабриках применяют в последних стадиях обогащения плоские гидравлические грохоты для осуществления операций тонкого грохочения конечных магнетитовых концентратов с целью выделения из них сростков.

В качестве просеивающей поверхности в грохотах в зависимости от крупности материала используют колосниковые решетки,

металлические штампованные решета, плетеные металлические сита, шпальтовые (ГОСТ 9074—85) и струнные сита [7, 48]. Для снижения износа и повышения срока службы в практике все чаще используют резиновые (ТУ 38.1051.051—76) и полиуретановые сита.

Типоразмер грохота обычно определяется требуемой производительностью сопрягающейся с ним дробилки. Наиболее желательное соотношение числа аппаратов 1:1. Если мелкому грохочению в замкнутом цикле подвергается материал повышенной влажности либо содержащий глинистые минералы, то один грохот может не обеспечить нужную производительность для загрузки дробилки мелкого дробления большого типоразмера. В этом случае на фабриках большой производственной мощности операцию грохочения осуществляют в отдельно расположенном здании. Типоразмер и число грохотов при этом не требуется увязывать с числом дробилок.

4.3.2. НЕПОДВИЖНЫЕ КОЛОСНИКОВЫЕ ГРОХОТЫ

Грохоты устанавливают в I стадии дробления при наличии в исходной руде более 15 % мелочи по массе и (или) отсутствии достаточного запаса производительности у дробилки крупного дробления. Так как установка грохота связана с потерей высоты и значительным заглублением корпуса крупного дробления, ее применение должно быть обосновано.

Размеры грохота чаще всего определяют из конструктивных соображений, так как грохот является устройством, транспортирующим руду в дробилку крупного дробления.

При подаче руды из опрокидывающихся вагонов ширина грохота принимается равной длине вагона, а при загрузке пластинчатым питателем — равной ширине питателя. Исходя из условий «незастревания» максимальных кусков, ширину грохота B можно определять по формуле

$$B = 3D_{\max},$$

при незначительном содержании крупных кусков

$$B = 2D_{\max} + 100,$$

где B и $D_{\max}$ — соответственно ширина грохота и диаметр максимальных кусков в питании, мм.

Необходимую площадь грохочения (м^2) можно рассчитывать по эмпирической формуле

$$F = Q/(q_0 a r_n K),$$

где Q — требуемая производительность, т/ч; q_0 — удельная объемная производительность, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ на 1 мм щели; a — размер

щели, мм; ρ_n — насыпная плотность руды, т/м³; K — коэффициент, учитывающий эффективность грохочения E ; при $E = 50 \div 60\%$ $K = 2,0$; при $E = 65 \div 70\%$ $K = 1,0$.

Значения q_0 принимают в зависимости от размера щели а

a , мм	50	75	100	125	150	200
q_0 , м ³ /(м ² ·ч) на 1 мм щели	0,30	0,28	0,25	0,22	0,20	0,18

Обычно длину грохота принимают в 2 раза больше ширины и для руды с исходной крупностью кусков 800—1200 мм она составляет 4—6 м. Углы наклона грохота принимают равными 38—45°, увеличивая их до 40—55° для влажных, слипающихся руд.

4.3.3. ИНЕРЦИОННЫЕ ГРОХОТЫ

Для грохочения сыпучих материалов с насыпной плотностью до 2,8 т/м³ наибольшее распространение находят инерционные грохоты.

В зависимости от насыпной плотности грохотимого материала грохоты подразделяют на три типа: Л — легкий; С — средний; Т — тяжелый — для грохочения сыпучих материалов с насыпной плотностью соответственно до 1,4, 1,8 и 2,8 т/м³.

С учетом траектории колебаний грохоты имеют следующие исполнения: И — инерционные с круговыми или близкими к ним колебаниями (ГИЛ, ГИС, ГИТ); С — самобалансные с прямолинейными колебаниями (ГСЛ, ГСС, ГСТ); ИС — инерционные с близкими к прямолинейным колебаниями и самосинхронизирующими вибровозбудителями (ГИСЛ).

В условное обозначение входят слова «грохот инерционный», сокращенное наименование грохота — Г; обозначение траектории колебаний — И, С или ИС; обозначение типа грохота — Л, С или Т, цифровое обозначение ширины просеивающей поверхности — 2—1000 мм, 3—1250 мм, 4—1500 мм, 5—1750 мм, 6—2000 мм, 7—2500 мм, 8—3000 мм, 9—3500 мм, 10—4000 мм; число ярусов сит и индекс модификации (буквенный или цифровой); обозначение вида климатического исполнения.

Рекомендуемые условия применения инерционных грохотов различного типа приведены в табл. 4.12. Комплектность поставок в соответствии с ТУ.

Технические характеристики некоторых выпускаемых грохотов даны в табл. 4.13.

Производительность (т/ч) грохотов может быть определена по формуле

$$Q = F q_0 \rho_n K_1 K_2 K_3 K_4 K_5 K_6,$$

где F — полезная площадь сита, м²; q_0 — удельная объемная про-

Т а б л и ц а 4.12. Рекомендуемые условия применения инерционных грохотов различного типа

Операция	Перерабатываемый материал	Размер кусков в питании, мм, не более	Тип и исполнение грохота
Предварительное и поверочное грохочение	Руды черных и цветных металлов, строительные материалы	400—600	ГИТ, ГГГ*
Разделение на товарные фракции, предварительное и поверочное грохочение	Нерудные строительные материалы	150—200	ГИС, ГСС, ГГС**
Обезвоживание, промывка, отмывка суспензии, тонкая, сухая и мокрая классификация	Угли	1000—1100	ГИЛ
	Руды	120	ГСТ
	Строительные материалы	200	ГСС
	Угли и сланцы	600	ГСЛ, ГИСЛ
Отсев мелочи	Охлажденный агломерат	200	ГИТ
	Горячий агломерат	200	ГСТ

* ГГГ — гирационные грохоты тяжелого типа.

** То же, среднего типа.

изводительность, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ (определяется по графику) в зависимости от размера ячейки сита a , мм:

a , мм	5	10	20	30	40	50	75	100	125
q_0 , $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$	5	11	20	27	31	35	43	49	52

ρ_n — насыпная плотность руды, $\text{т}/\text{м}^3$; K_1 — поправка на эффективность грохочения:

$$K_1 = (100 - \varepsilon)/8;$$

ε — эффективность грохочения, %:

$$\varepsilon = (\alpha + c - \beta) 100 / [(\alpha + c)(100 - \beta)];$$

α и β — содержание подрешетного продукта соответственно в исходном материале и надрешетном продукте; c — содержание надрешетного продукта в подрешетном, %; K_2 — поправочный коэффициент на несовершенство условий грохочения, зависящий от амплитуды колебания грохота A (мм) и частоты вращения вала вибровозбудителя n (мин^{-1}) следующим образом:

$2An$	6 000	8 000	10 000	12 000
K_2	0,65—0,70	0,75—0,80	0,85—0,90	0,95—1,0

K_3 — поправка на положение просеивающей поверхности в коробе (при верхнем положении просеивающей поверхности $K_3 = 1$, при нижнем — $K_3 = 0,75 \div 0,80$); K_4 — поправка на исходный материал (руда — $K_4 = 1$; песчано-гравийная смесь — $K_4 = 1,25$;

Т а б л и ц а 4.13. Технические характеристики инерционных грохотов (исполнение установки: О — опорный, П — подвесной, К — откатной)

Типоразмер или марка	Исполнение	Длина просеиваю- щей поверх- ности, м	Площадь грохоче- ния, м ²	Амплитуда колеба- ний, мм	Частота колебаний, мин ⁻¹	Размеры отверстий просеиваю- щей поверх- ности, мм	Крупность кусков исходного мате- риала, мм	Установочная мощ- ность двигателя, кВт	Габариты, мм			Масса, т
									длина	ширина	высота	
ГИТ31	О, П	3,0	3,8	4—6	970; 800	10; 16; 13	150	5,5	3100	1800	900	1,4
ГИТ32	О, П	3,0	3,8	3—5	970; 730	40; 30; 25; 20; 18; 12	300	11	3300	2000	1300	3,3
ГИТ41	О, П	3,0	4,5	4	800	250 . . . 450	150	15	3100	2200	1500	5,0
ГИТ41А	О, П	3,5	5,2	3—5	700	12; 10; 8; 6	200	15	3600	2300	1300	3,7
ГИТ42М	О, П	3,4	5,1	3—5	970; 730	80; 60; 40; 30; 25; 20; 18; 15; 12	200	15	3600	2300	1300	4,8
ГИТ51А	О, П	3,5	6,1	3—5	730	300; 150; 125; 100; 75; 50	400	22	3960	2540	1430	5,0
ГИТ51В	О, П	4,5	7,9	3—7	970; 730	12; 10	40	18,5	5500	2600	1900	6,0
ГИТ51М	О, П	3,9—4,0	7,0	3—7	970; 730	100; 80; 60; 40; 30; 20; 18; 15; 12; 8; 4	400	18,5	4010	2687	1487	4—5,3
ГИТ52М	О, П	4,1	7,2	3—8	970; 730	80; 60; 40; 30; 25; 20; 18; 15; 12	400	18,5	4400	3100	1900	7,5
ГИТ71М	О, П	5,3	13,2	4—8	730	150; 125; 100; 80; 60; 40; 25	800	30	5500	3500	1800	13,5
ГСТ31	О, П	3,0	3,8	2,5—7	820; 960; 1380	2,0; 1,2×13	150	11,0	3200	2000	1200	1,8
ГСТ41	О, П	3,0	5,2	2,5—7	820; 960; 1380	2,0; 1,2×13	150	11,0	3800	2700	2000	2,1

Продолжение табл. 4.13

Типоразмер или марка	Исполнение	Длина просеиваю- щей поверх- ности, м	Площадь грохоче- ния, м ²	Амплитуда колеба- ний, мм	Частота колебаний, мин ⁻¹
243Гр ГСТ42	О	4,0	6,0	4,2	950
	О, П	3,0	5,2	3,5	950
ГСТ51	О, П	4,5	7,9	4,5	970
259МГр	О, П	3,4	6,4	5; 6; 7	900—1000
253МГр	О	4,4	8,2	5; 6; 7	900—1000
ГСТ61	О, П	5,0	10,0	5,0	735
ГСТ62Б	К, О	4,96	9,9	6,0	700; 735
ГСТ72М-1 ГИСТ72	К, О	6,2	15,5	4,1—8,1	735
	О	6,4	16,0	6,0	735
ГСТ72Н	О	7,0	17,5	6,0	375
ГСС32	О, П	3,0	3,8	9,0	760
ГИС42	О, П	3,75	5,6	4,2	970
ГИС52	О, П	4,5	7,9	3,8	970
ГИС62	О, П	5,0	10,0	4,2	900

Размеры отверстий просеиваю- щей поверх- ности, мм	Крупность куэков исходного мате- риала, мм	Установочная мощ- ность двигателя, кВт	Габариты, мм			Масса, т
			длина	ширина	высота	
Щель 25—2	100	4,4	4020	2330	1150	2,2
12×12	40	8	3240	1995	1415	2,5
верхнее 4 / 4						
нижнее 30; 20	120	20	5070	3060	1452	4,9
и щель 5 и 1,6						
щель 2	200	30	4030	3090	2100	7,1
щель 2	200	30	5030	3090	2100	2,7
20; 16; 12; 8	200	22	5730	4255	2700	9,2
50; 50; 40; 30; 20; 15; 10; 5; 2; 1,6	120	44	5860	3533	2240	10,0
25; 16	120	44	6950	4040	2275	14,4
100; 60; 50; 40; 30; 25; 20; 15; 10; 8, 7; 6	120	60	6805	3785	2530	14,1
16; 8; 3	200	37	7400	4205	2500	13,5
20; 10	100	5,5	3870	1940	1423	2,24
70; 40; 20; 10; 5	150	11	4500	2150	1290	3,3
40; 20	200	15	5300	2700	1300	3,8
40	150	17	5870	2620	1390	5,1

уголь — $K_4=1,5$); K_5 — поправка на влажность исходного материала (сухой $K_5=1$; влажный $K_5=0,25 \div 0,75$, комкующийся — $K_5=0,2 \div 0,6$); K_6 — поправка на способ грохочения (сухое грохочение — $K_6=1$; мокрое — $K_6=1,25 \div 1,40$).

Ресурс работы грохотов до капитального ремонта, ч, не менее:

для грохотов легкого типа — 20 000;

для грохотов среднего и тяжелого типов и грохотов легкого типа при мокром грохочении — 15 500;

для грохотов при разделении материала с температурой от 50 до 200 °С — 11 000;

для грохотов при разделении материала с температурой 200—800 °С — 8000.

Срок службы грохотов до списания — 5 лет.

4.3.4. ДУГОВЫЕ ГРОХОТЫ

Дуговые грохоты применяют для мокрого грохочения мелкого и тонкого материалов в схемах обогащения легкошламующихся малоабразивных руд, а также в операциях предварительного обезвоживания.

Технические характеристики выпускаемых грохотов приведены в табл. 4.14.

Объемная производительность в пульпе ($\text{м}^3/\text{ч}$) дугового грохота

$$Q = 160Fv,$$

где F — площадь живого сечения сита (коэффициент живого сечения шелевых сит 0,3—0,4), м^2 ; v — скорость пульпы на выходе из питающей щели, $\text{м}/\text{с}$.

Помимо дуговых грохотов, указанных в табл. 4.14, выпускают дуговые грохоты марки 299ГрА с механизмом для очистки сита, предназначенные для грохочения материала по размеру 0,05—0,5 мм. Сита имеют полезную площадь 0,75 м^2 и предназначены для тонкого грохочения магнетитовых концентратов [7, 48].

Таблица 4.14. Технические характеристики дуговых грохотов

Параметры	СД1	СД2А	СД03
Полезная площадь, м^2	0,95	1,9	3,0
Размер щели решета (сита), мм	0,5—3	0,5—2	0,5
Производительность по питанию, $\text{м}^3/\text{ч}$	До 200	300—400	450—500
Скорость пульпы на выходе из питающей щели, $\text{м}/\text{с}$	До 4	4,5—9	4,5—6

4.3.5. БАРАБАНЫЕ ГРОХОТЫ

Барабанные грохоты применяют: для промывки легко- и среднепромывистых руд (золотых, окисленных железных, оловянных и т. д.); промывки и сортировки щебня, гравия и песка; рассеива на сорта графитовых концентратов; улавливания скрапа и крупных кусков руды, разгружающихся из шаровых мельниц; сортировки изношенных шаров при перефутеровке шаровых мельниц.

Объемную производительность барабанного грохота Q_0 ($\text{м}^3/\text{ч}$) определяют по формуле

$$Q_0 = qaF,$$

где q — удельная объемная производительность, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ на 1 мм ширины отверстия; a — размер отверстий сита, мм; F — площадь сита, м^2 .

По данным каталогов, для промышленного грохота при размере отверстий 50 мм $q = 0,06 \div 0,10 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$, для более мелких отверстий $q = 0,035 \div 0,05 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$. Расход воды при мокром грохочении составляет 2,5—1,5 м^3 на 1 м^3 загружаемого материала; с уменьшением крупности материала расход воды возрастает.

4.4. МЕЛЬНИЦЫ

4.4.1. ВЫБОР ТИПА МЕЛЬНИЦЫ

Тип применяемой мельницы определяется крупностью исходной руды, требуемым размером измельченного материала, а также технологическими свойствами ценных минералов — такими, как шламуемость и смачиваемость поверхности после измельчения стальной средой.

Для измельчения руд применяют главным образом барабанные цилиндрические мельницы следующих типов: МСЦ — стержневые с центральной разгрузкой; МШР — шаровые с разгрузкой через решетку; МШЦ — шаровые с центральной разгрузкой; ММС — мокрого самонизмельчения с разгрузкой через решетку; МРГ — рудногалечного измельчения с центральной разгрузкой.

Условные обозначения мельниц включают применяемые мелющие тела, способ разгрузки, внутренний диаметр барабана (без футеровки), длину барабана, климатическое исполнение и категорию размещения. Мельницы должны изготавливаться в климатических исполнениях: У — для районов с умеренным климатом и Т — для районов с жарким климатом (тропическое исполнение). Определение категории размещения производится по ГОСТ 15150—69.

Предусмотрен выпуск барабанных мельниц следующих типов-размеров (табл. 4.15).

Таблица 4.16. Основные типоразмеры выпускаемых барабанных мельниц (ГОСТ 10141—81)

МСЦ	МШР	МШЦ
900×1800	930×100	900×1800
1200×2400	1200×1300	1200×2400
1500×3000	1500×1600	1600×3000
2100×2200	2100×1500	2100×2200
2100×3000	2100×2200	2100×3000
2700×3600	2100×3000	2700×3600
3200×4500	2700×2100	3200×3100
3600×4500	2700×3600	3200×4500
3600×5500	3200×3100	3600×5500
4000×5500	3200×3800	4000×5500
4500×6000	3600×4000	4500×5500
	3600×5000	4500×6000
	4000×5000	4500×8000
	4500×5000	5000×10 500
	6000×8000	5500×6500
		5500×10 500
		6000×8500

Технические характеристики барабанных мельниц, выпускаемых заводами, приведены в табл. 4.16—4.19.

Область применения мельниц различного типа дана в табл. 4.20.

Шаровые мельницы с разгрузкой через решетку (МШР) применяются для получения продукта с максимальной крупностью частиц около 0,4 мм. Наилучшие результаты измельчения в мельницах типа МШР получают при питании их продуктом дробилок мелкого дробления крупностью до 10 мм. В мельницы можно загружать и более крупный материал (до 25—40 мм) при соответствующем снижении удельной производительности.

Мельницы типа МШР имеют большую удельную производительность на единицу объема по сравнению с мельницами типа МШЦ, но более сложны в конструктивном отношении. Мельницы повсеместно применяют для измельчения руд до крупности, необходимой для средневкрапленных руд и в I стадии обогащения руд с агрегатной вкрапленностью, обогащаемых по многостадийным схемам.

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (МШЦ). Центральную (сливную) разгрузку широко используют в шаровых мельницах типа МШЦ для получения тонконмельченного продукта с максимальной крупностью частиц 0,2 мм. Лучше всего применять эти мельницы для работы в замкнутом цикле с гидrocиклоном во избежание переизмельчения продукта. Наилучшее питание для мельниц этого типа — продукт стержневых мельниц крупностью 6 мм и менее или другой аналогичный материал. Высокий уровень слива обеспечивает длительное пребывание частиц

Т а б л и ц а 4.16. Технические характеристики стержневых мельниц (МСЦ)

Параметры	МСЦ-900×1800	МСЦ-1500×3000	МСЦ-2100×2200	МСЦ-2100×3000	МСЦ-2700×3600
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:					
диаметр	900	1500	2100	2100	2700
длина	1800	3000	2200	3000	3600
Номинальный объем барабана, м³	0,9	4,2	6,3	8,5	17,5
Мощность электродвигателя, кВт	22	100	200	200	400
Габариты, мм:					
длина	3850	6300	8450	9100	9750
ширина	2200	3600	5650	4850	6300
высота	1600	2600	4250	3750	5050
Масса, т	5,2	21	46	47	74

Продолжение табл. 4.16

Параметры	МСЦ-3200×4500	МСЦ-3600×4500	МСЦ-3600×5500	МСЦ-4000×5500	МСЦ-4500×6000
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:					
диаметр	3200	3600	3600	4000	4500
длина	4500	4500	5500	5500	6000
Номинальный объем барабана, м³	32	40	49	60	82
Мощность электродвигателя, кВт	900	1000	1000	2000	2500
Габариты, мм:					
длина	14 150	14 300	15 200	15 300	16 000
ширина	7 200	7 200	7 500	8 400	9 000
высота	5 250	5 200	5 500	6 200	6 750
Масса, т	141	159	172	250	310

Примечания. 1. За номинальный объем барабана принимают объем барабана с новой футеровкой. 2. Длина мельницы указана без учета бутады для разгрузки скрапа.

Таблица 4.17. Технические характеристики шаровых мельниц с разгрузкой через решетку (МШР)

Параметры	МШР-1500×1500	МШР-2100×1500	МШР-2100×2200	МШР-2100×3000	МШР-2700×2100	МШР-2700×3600
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:						
диаметр	1500	2100	2100	2100	2700	2700
длина	1600	1500	2200	3000	2100	3600
Номинальный объем барабана, м³	2,2	4,3	6,3	8,5	10	17,5
Мощность электродвигателя, кВт	55	132	200	200	400	400
Габариты, мм:						
длина	4900	7350	8150	8850	8250	9700
ширина	3100	4500	4850	4800	6400	6400
высота	2500	3750	3750	3750	5050	5050
Масса, т	16,5	34,5	40,1	44,9	55	77

Продолжение табл. 4.17

Параметры	МШР-3200×2100	МШР-3600×1000	МШР-3600×1500	МШР-4000×5000	МШР-4500×5000
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:					
диаметр	3200	3600	3600	4000	4500
длина	3100	4000	5000	5000	5000
Номинальный объем барабана, м³	22	36	45	55	68
Мощность электродвигателя, кВт	630	1000	1250	2000	2500
Габариты, мм:					
длина	9600	13 000	14 700	14 800	15 100
ширина	6300	7 200	7 400	8 400	9 100
высота	5050	5 200	5 500	6 900	6 800
Масса, т	92,6	162	166	268	290

Примечания см. к табл. 4.16

Т а б л и ц а 4.18. Технические характеристики шаровых мельниц с центральной разгрузкой (МШЦ)

Параметры	МШЦ-900×1800	МШЦ-2100×2200	МШЦ-2100×3000	МШЦ-2700×3600	МШЦ-3200×3100
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:					
диаметр	900	2100	2100	2700	3200
длина	1800	2200	3000	3600	3100
Номинальный объем барабана, м³	0,9	6,3	8,5	17,5	22,4
Мощность электродвигателя, кВт	22	200	200	400	630
Габариты, мм:					
длина	5400	8300	8850	9750	9650
ширина	2200	4850	4850	6400	6400
высота	1600	3750	3750	5050	5100

Продолжение табл. 4.18

Параметры	МШЦ-3200×4500	МШЦ-3600×5500	МШЦ-4000×5500	МШЦ-4500×6000	МШЦ-5500×6500
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:					
диаметр	3200	3600	4000	4500	5500
длина	4500	5500	5500	6000	6500
Номинальный объем барабана, м³	32	49	60	82	140
Мощность электродвигателя, кВт	900	1250	2000	2500	4000
Габариты, мм:					
длина	14 300	16 000	16 060	16 700	25 500
ширина	7 300	7 600	8 500	9 100	12 400
высота	5 230	5 600	6 250	6 800	8 800

Примечания см. к табл. 4.16.

Т а б л и ц а 4.19. Технические характеристики мельниц самоизмельчения и рудногальечных

Параметры	ММС-50×23	ММС-70×23 А	ММС-90×30 А	МРГ-4000×7500	МШГРУ-4500×6000
Внутренние размеры барабана без футеровки, мм:					
диаметр	5000	7000	9000	4000	4500
длина	2300	2300	2960	7500	6000
Номинальный объем барабана, м ³	36,5	80	160	83	83
Мощность электродвигателя, кВт	630	1600	4000	1600	2000
Габариты в сборе с приводом, мм, не более:					
длина	12 500	18 500	23 650	17 300	16 000
ширина	7 340	10 300	14 450	8 570	9 100
высота	4 780	7 900	7 850	6 250	6 800
Масса, т	202	429	816	310	327

Примечания см. к табл. 4.16.

Т а б л и ц а 4.20. Область применения мельниц различного типа

Тип мельницы	Номинальная крупность кусков, мм		Тип руды	Стадия измельчения
	исходного материала	измельченного продукта		
ММС	500—300	25—3	Железные, золотые, алмазосодержащие, медно-молибденовые, вольфрамо-молибденовые	I
ММС	350—250	0,3—0,2	То же	Односта- дialьное
МСЦ; МШР	40—25	6—0,5	Железные, золотые, поли- металлические, оловя- нные, вольфрамовые	I
МШР; МШЦ	15—10	0,3—0,2	Все типы	Односта- дialьное
МШР; МРГ	25—3	0,5—0,2	То же	II
МШР; МРГ; МШЦ	13—2	0,35—0,15	»	II и III
МРГ; МШЦ	6—0,5	0,2—0,1 и тоньше	»	II и III

породы в рабочей зоне и, как следствие, равномерность продукта по крупности.

Центральная разгрузка применяется и в рудногалечных мельницах типа МРГ, питанием для которых, как правило, является продукт мельниц самоизмельчения.

Стержневые мельницы (МСЦ) применяют для мокрого грубого измельчения различных материалов. Максимальная крупность измельченного продукта 6—0,5 мм. Мельницы типа МСЦ обычно работают в открытом цикле. Наилучшие результаты получают при их питании продуктом дробилок мелкого дробления крупностью до 20 мм, но мельницы могут измельчать и более крупный материал (с кусками до 40 мм). Продукт этих мельниц — однообразный и равномерный по форме и крупности — идеальное питание для шаровых мельниц. Стержневые мельницы особенно часто используют в I стадии многостадийных схем обогащения при направлении измельченного продукта I стадии в цикл обогащения. Обычны такие схемы при обогащении магнетитовых, оловянных, вольфрамитовых руд. Применяют мельницы и в I стадии измельчения полиметаллических руд.

Мельницы рудного само- и полусамозмельчения чаще всего применяют при переработке золотых руд с последующим цианированием. В этом случае исключаются потери золота с железным скрапом и крошкой, снижается расход цианида при цианировании и улучшаются санитарные условия работы на кварцевых, силикозоопасных рудах.

При флотации молибденосодержащих руд использование этих мельниц дает прирост показателей в связи с меньшим «нажелезнением» чешуек молибденита. По этой же причине рудногалечные мельницы могут оказаться выгоднее в цикле разделения коллективных полиметаллических концентратов.

В связи с повышенным расходом энергии на тонну руды, по сравнению с шаровыми мельницами, число устанавливаемых мельниц на новых зарубежных фабриках в последние годы снижается.

Мельницы для сухого измельчения на рудном материале практически не применяются [48].

Совместно с мельницей поставляются комплектующие изделия, запасные части и документация. Комплектность поставок по ГОСТ 10141—81.

4.4.2. РАСЧЕТ МЕЛЬНИЦ

Производительность мельницы по исходной руде (т/ч)

$$Q_m = Vq^d / (\beta_k - \beta_n) = 0,785 (D - 2t)^2 L q^d / (\beta_k - \beta_n),$$

где V — номинальный объем барабана, м³; q^d — удельная производительность мельницы по вновь образованному расчетному

классу крупности — d , принимаемая по отраслевым нормам проектирования или определяемая сравнением с эталонной мельницей, $t/(m^3 \cdot ч)$; d — верхний размер расчетного класса крупности, мм; β_n и β_k — содержание расчетного класса крупности (— d , мм) соответственно в исходном питании и готовом конечном продукте, доли ед.; t — толщина новой футеровки барабана, мм; D — диаметр барабана без футеровки, мм; L — длина цилиндрической части барабана, м.

Наибольшая толщина новой футеровки для мельниц с диаметром барабана не более 4000 мм

$$t = 0,04 + 0,02D,$$

где t и D — в метрах.

Наибольшую толщину новой футеровки для мельниц с барабаном диаметром 4000 мм и более принимают равной 120 мм.

Удельная производительность действующей на фабрике мельницы, принимаемой за эталонную,

$$q_s^{-d} = Q_m (\beta_k - \beta_n) / V,$$

где q_s^{-d} — эталонная производительность по вновь образованному расчетному классу (обычно 0,074 или 0,044 мм).

Удельная производительность проектируемой мельницы

$$q^{-d} = q_s^{-d} K_n K_k K_t K_\phi K_L K_D,$$

где K — коэффициенты, учитывающие следующие различия в свойствах руд и параметрах мельниц: K_n — измельчаемость руд; K_k — крупность руд; K_t — тип мельницы; K_ϕ — объемное заполнение мельницы измельчающей средой; K_L — длину; K_ϕ — частоту вращения; K_D — диаметр.

Коэффициент измельчаемости руды K_n определяют в процессе исследований проектируемой руды на измельчаемость. Обычно он больше 1,0, если проектируемая к переработке руда по прочностным характеристикам мягче, чем эталонная, и меньше 1,0, если проектируемая к переработке руда крепче эталонной.

Коэффициент крупности руды

$$K_k = m/m_s,$$

где m — относительная производительность проектируемой мельницы при запроектированной крупности исходного и конечного продуктов; m_s — то же, для эталонной мельницы, работающей в промышленных условиях.

Значения m следует принимать по табл. 4.21.

Коэффициент типа мельницы K_t вводится, если тип разгрузки проектируемой мельницы отличается от разгрузки эта-

Т а б л и ц а 4.21. Относительная производительность m по вновь образованному классу —0,074 мм в зависимости от крупности руды и конечных продуктов

Крупность исходного материала, мм	Содержание класса —0,074 мм в конечном продукте, %						
	30	40	48	60	72	85	95
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	0,88	0,86	0,82
15—0	0,87	0,95	0,98	0,96	0,91	0,88	0,83
10—0	0,96	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,84
5—0	1,11	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

лонной. Значения K_T принимают при переходе от мельницы одного типа к другому следующие:

Соотношение типа проектируемой и эталонной мельниц	МШР/МШЦ	МШР/МШР, МШЦ/МШЦ	МШЦ/МШР
K_T	1,1	1,0	0,9

Коэффициент частоты вращения K_ψ вводят при разнице между частотами вращения проектируемой и эталонной мельницами:

$$K_\psi = \psi / \psi_э,$$

где ψ и $\psi_э$ — частота вращения мельницы соответственно проектируемой и эталонной, % критической.

Предельные значения частоты вращения ψ для мельниц разного типа (ГОСТ 10141—81)

Тип мельницы	МСЦ	МШЦ и МШР (объем до 50 м³)	МШЦ и МШР (объем до 50—100 м³)	МШЦ и МШР (объем более 100 м³)
ψ , %	60—72	75—85	75—82	70—78

По практическим данным частота вращения ψ отечественных мельниц большинства типоразмеров следующая: МСЦ — 60—65 %; МШР и МШЦ — 79—81 %; МШЦ-5500×6500 — 74,2 %.

Коэффициент заполнения измельчающей средой K_ϕ вводится при наличии разницы в степени заполнения мельницами телами проектируемой и эталонной мельниц:

$$K_\phi = \phi / \phi_э,$$

где ϕ и ϕ_a — степень заполнения объема мельниц соответственно проектируемой и эталонной измельчающей средой.

Максимальная степень заполнения ϕ мельниц измельчающей средой
(ГОСТ 10141—81)

Тип мельницы	МЩ	МЩС	МШР
$\phi, \%$	35	42	45

При расчетах насыпная плотность среды может приниматься в среднем $\rho_n = 4,6$ т/м³ для шаров и $\rho_n = 6,6$ т/м³ для стержней.

Коэффициент длины мельницы

$$K_L = (L_a/L)^{0,15},$$

где L и L_a — длина мельницы соответственно проектируемой и эталонной.

Коэффициент диаметра мельницы

$$K_D = \sqrt{(D - 2t)/(D_a - 2t_a)},$$

где D и D_a — диаметр мельницы соответственно проектируемой и эталонной; t и t_a — толщина футеровки в проектируемой и эталонной мельницах.

В тех случаях, когда для проектируемой фабрики принимается одинаковая по измельчаемости с эталонной руда, а при измельчении используется мельница того же типа, удельная производительность проектируемой мельницы будет определяться по формуле

$$q^{-d} = q_a^{-d} K_K K_L K_D.$$

Число мельниц n , необходимых для установки,

$$n = Q/Q_m.$$

где Q — производительность оборудования главного корпуса, т/ч (см. гл. 2); Q_m — производительность одной мельницы.

Для проектируемой фабрики необходимо произвести сравнение вариантов установки мельниц нескольких типоразмеров, определив вариант установки мельниц наименее металло- и энергоемких. Во всех случаях целесообразен переход от использования мельниц меньшего объема к большему.

Пропускная способность P мельницы по твердому (руда + песок) (т/ч):

$$P = Q(C + 1),$$

где C — циркулирующая нагрузка, отн. ед., определяемая по результатам опробования продуктов замкнутого цикла измельчения;

$$C = (\beta_k - \beta_p)/(\beta_p - \beta_n),$$

$\beta_k, \beta_p, \beta_n$ — содержание расчетного класса крупности ($-d + 0$ мм) соответственно в конечном продукте измельчения (в слыве класси-

Т а б л и ц а 4.22. Сроки службы стержневых, шаровых и рудногалечных мельниц и их узлов

Установленный срок службы, лет, не менее	МСЦ		МШР			МШЦ		
	Диаметр барабана, мм							
	2100, 2700, 3200	3600, 4000, 4500	2100, 2700, 3200	3600, 4000, 4500	6000	2100, 2700, 3200	3600, 4000, 4500	5000, 5500, 6000
До списания	15	15	15	15	15	15	15	15
До капитального ремонта	5	5	5	5	5	5	5	5
Основных деталей:								
крышки барабана	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5
зубчатый венец	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5
приводной вал-шес- терня	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6
вкладыши подшипни- ков цапф	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
футеровка барабана	0,5	0,4	0,8	0,5	0,5	1,6 (1,0)	1,6 (0,5)	1,6 (0,5)
загрузочное устройство	1	1	1	1	5	1	1	5
муфты привода	3	3	3	3	3	3	3	3
Коэффициент техниче- ского использования	0,95	0,94	0,95	0,94	0,93	0,95	0,94	0,93

Примечания. 1. Показатели надежности новых мельниц диаметром 5 м и более будут уточнены после проведения приемочных испытаний. 2. Сроки службы футеровок, указанные в скобках, даны для мельниц, применяемых на I стадии измельчения.

Т а б л и ц а 4.23. Сроки службы мельниц самоизмельчения и их узлов

Установленный срок службы, лет, не менее	Нормы для типа		
	ММС-50×23	ММС-70×23А	ММС-90×30А
До списания	12	12	12
До капитального ремонта	3	3	3
Основных деталей:			
зубчатый венец	4,5	5	8
приводной вал-шестерня	1	1,5	3
баббитовая заливка	2	3	4
подшипников барабана			
футеровка барабана:			
плиты	0,7	1	1
лифтеры	0,35	0,5	0,5

фицирующего аппарата), продукте разгрузки мельницы и песках классифицирующего аппарата, доли ед.

Пропускная способность различна для мельниц разного типа-размера. Для мельниц стержневых и шаровых типа МШЦ она определяется главным образом пропускной способностью загрузочных устройств, а для мельниц шаровых типа МШР — пропускной способностью разгрузочных устройств. Регламентируемые значения см. ГОСТ 10141—81.

Производительность барабанных мельниц может быть также рассчитана по эффективности измельчения [36]. Эта методика используется при расчете мельниц самоизмельчения.

В зарубежной практике также используется более сложная методика Бонда.

Получаемые по различным методикам данные желательно сопоставить с граничными значениями производительности, приводимыми в ГОСТ 10141—81.

Сроки службы мельниц и их узлов приведены в табл. 4.22 и табл. 4.23.

4.5. КЛАССИФИКАТОРЫ И ГИДРОЦИКЛОНЫ

На рудообогатительных фабриках чаще используют гидравлические классификаторы. Пневматические классификаторы применяют в схемах сухого измельчения полезных ископаемых [48]. Гидравлические классификаторы применяют: для замыкания цикла измельчения, обесшламливания продуктов в открытом цикле, разделения исходного материала на фракции различной крупности перед гравитационным обогащением, обезвоживания крупнозернистых продуктов. С этой целью используют главным образом гидроциклоны (ГЦ), спиральные классификаторы (тип КСН и КСП) и многокамерные гидравлические классификаторы (КГ) (табл. 4.24).

При промывке нерудных полезных ископаемых применяют прямо- и противоточные гидравлические классификаторы, для обесшламливания продуктов на небольших гравитационных фабриках используют конусные и однокамерные гидравлические классификаторы.

4.5.1. СПИРАЛЬНЫЕ КЛАССИФИКАТОРЫ

Применение спиральных классификаторов позволяет поднять получаемые пески на высоту, обеспечивающую их подачу в мельницу без использования дополнительных аппаратов. Это делает спиральные классификаторы в ряде случаев конкурентоспособными в сравнении с гидроциклонами.

Недостаток спиральных классификаторов — значительная площадь, занимаемая ими в дорогом по исполнению пролете измель-

Т а б л и ц а 4.24. Область использования гидравлических классификаторов разного типа

Операция	Тип аппарата	Крупность, мм	
		исходного материала максимальная	слива
Предварительная классификация (промывка) мелкодробленой глинистой руды	КСН	8—12	0,83—0,15
Поверочная классификация в схемах измельчения с мельницами: объемом до 46 м³	ГЦ, КСН + + ГЦ	3—6	>0,15
большого объема	ГЦ; КСП	1—2	<0,15
Разделение исходного материала на узкие классы крупности	ГЦ	3—6	Любая
Обезвоживание и обесшламливание продуктов	ГЦ; КГ	1—2,5	0,04—0,1
	КСН; ГЦ	8—12	>0,15
	КСП; ГЦ	1—2	<0,15—0,02

чения. Поэтому при проектировании фабрик для руд цветных металлов для установки в цикле измельчения рекомендуются только гидроциклоны.

Спиральный классификатор с одной спиралью большого диаметра можно устанавливать с небольшой мельницей в схеме с контрольной классификацией слива (см. гл. 2) для получения грубого слива (крупность 1—2 мм). Назначение классификатора — вывод из материала, поступающего в небольшие по диаметру гидроциклоны, металлического скрапа и «крупняка». Такой классификатор называется скальпирующим. Угол наклона ванны классификатора α не более 18° . Практика работы опытных образцов классификаторов с углом наклона ванны 24° оказалась неэффективной.

В обозначение типоразмера классификатора входят число спиралей (1 или 2), местонахождение опорного подшипника вала спирали относительно зеркала пульпы (с непогруженной или погруженной спиралью) и диаметр спирали (в дм).

Основные параметры и размеры спиральных классификаторов с непогруженными спиральями приведены в табл. 4.25.

Производительность классификатора (т/ч) определяется с использованием эмпирических формул [36, 48]:

по сливу

$$Q_0 = 4,56mK_p K_\rho K_c K_\alpha D^{1,765};$$

по пескам

$$Q_n = 5,45mK_p K_\alpha D^3 n,$$

Т а б л и ц а 4.25. Технические характеристики спиральных классификаторов с непогруженной спиралью

Параметры	КСН-3	КСН-5	КСН-7,5	КСН-12	КСН-15	КСН-20	КСН-24Н	КСН-24Б*	КСН-30	2КСН-24*	2КСН-30
Диаметр спирали, мм	300	500	750	1200	1500	2000	2400	2400	3000	2400	3000
Длина ванны, мм	3000	4500	5500	6500	8200	8400	9200	13 400	12 500	9 200 12 500 14 500	12 500
Угол наклона ванны, градус	18	18	18	18	18	17	18	24	18	0—18	0—18
Число спиралей	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2	2
Частота вращения спирали, мин ⁻¹	25	12	7,8	4,1; 8,2	2,9; 3,9; 5,8	3,1; 4,1; 6,1	2,6; 3,6; 5,2	3,6	1,5; 3	3,6	3,6
Мощность электродвигателя привода спирали, кВт	1,1	1,1	3	6	5,5; 7,5; 10	7; 11; 14	7,5; 11; 13	22	19; 28	22	22
Габариты, мм: длина	4000	5600	7200	8500	10 000	11 000	12 500	16 000	15 000	11 750; 15 050; 17 050	15 050
ширина	800	1000	1350	1700	2 360	2 800	3 150	2 900	3 750	5 600	5 600
высота	950	1350	1600	3000	3 750	4 750	4 900	3 950	6 000	4 000	4 000
Масса, т	0,8	2,4	2,6	6,4	12,6	17,8	21,4	33,1	40,3	39,6; 53,7; 63,2	68,9

* Опытный.

Таблица 4.26. Базисная производительность $Q_{баз}$ по сливу ($t/ч$) односпиральных классификаторов с непогруженной спиралью (для руды $\rho = 2,7 \text{ т/м}^3$ при $\alpha = 18^\circ$)

Диаметр спирали, мм	Крупность слива d_n , мм										
	1,5	1,25	1,0	0,8	0,6	0,4	0,3	0,2	0,15	0,1	0,074
1000	11,8	11,5	11,2	10,7	10,0	8,8	7,8	6,2	4,6	3,1	2,1
1200	16,3	15,9	15,4	14,8	13,8	12,1	10,7	8,6	6,3	4,2	2,9
1500	24,2	23,5	22,9	21,9	20,5	18,0	15,9	12,7	9,3	6,2	4,3
2000	40,1	39,0	38,0	36,4	34,1	29,9	26,3	21,1	15,5	10,4	7,1
2400	55,4	53,9	52,4	50,2	47,0	41,3	36,3	29,1	21,4	14,3	9,8
3000	82,1	79,9	77,7	74,4	69,7	61,1	53,9	43,1	31,7	21,2	14,6

где D — диаметр спирали, м; m — число спиралей; K_B , K_ρ , K_c и K_α — коэффициенты, учитывающие соответственно крупность слива, плотность руды, разжижение слива и угол наклона ванны классификатора; n — частота вращения спирали, мин⁻¹.

Если принять производительность по сливу односпирального классификатора с диаметром D , работающего на руде плотностью $2,7 \text{ т/м}^3$ при заданной крупности, за базисную $Q_{баз}$, то

$$Q_c = Q_{баз} m K_B K_\alpha K_c,$$

$$\text{где } Q_{баз} = 4,56 K_B D.$$

Значения $Q_{баз}$ приведены в табл. 4.26.

Коэффициент плотности руды

$$K_\rho = \rho/2,7,$$

где ρ — объемная плотность руды, т/м^3 .

Коэффициент угла наклона ванны классификатора K_α следующим образом зависит от угла наклона ванны классификатора:

α , градус	14	15	16	17	18	19	20
K_α	1,12	1,10	1,06	1,03	1,0	0,97	0,94

Коэффициент разжижения слива K_c учитывает разницу между разжижением слива R_T , необходимым по технологическим требованиям и условным базисным разжижением $R_{2,7}$ для данной крупности слива (табл. 4.27).

Базисное разжижение $R_{2,7}$ и номинальная крупность слива d_n

d_n , мм	1,5	1,15	1,0	0,8	0,6	0,4	0,3	0,2	0,15	0,1	0,074
$R_{2,7}$	1,15	1,25	1,4	1,5	1,6	1,8	2,0	2,4	4,0	4,5	5,7

Таблица 4.27. Коэффициент разжижения слива K_c для руды разной плотности

Плотность руды ρ , т/м ³	Отношение $R_T/R_{2.7}$						
	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,5	2
2,7	0,6	0,73	0,86	1,00	1,13	1,33	1,67
3,0	0,63	0,77	0,93	1,07	1,23	1,44	1,82
3,3	0,66	0,82	0,98	1,15	1,31	1,55	1,97
3,5	0,68	0,85	1,02	1,20	1,37	1,63	2,07
4,0	0,73	0,92	1,12	1,32	1,52	1,81	2,32
4,5	0,78	1,00	1,22	1,45	1,66	1,99	2,56
5,0	0,83	1,07	1,32	1,57	1,81	2,18	2,81

Типоразмер классификатора выбирают, исходя из производительности по сливу и пескам. Углы наклона ванны классификатора и параметры его сопряжений с мельницами см. [7].

Срок службы классификаторов — не менее 12 лет. Установленный ресурс до капитального ремонта — не менее 18800 ч.

Спиральные классификаторы с погруженной спиралью на новых рудообогатительных фабриках для замыкания цикла измельчения, как правило, не устанавливают.

В соответствии с ТУ 24.08.1171—79 заводы-изготовители выпускают классификаторы с погруженной спиралью следующих типов: 1КСП-12, 1КСП-15, 1КСП-20, 1КСП-24, 2КСП-12, 2КСП-15, 2КСП-20, 2КСП-24. Их расчет производят по эмпирическим формулам [7].

4.5.2. ГИДРОЦИКЛОНЫ

Гидроциклоны — основные аппараты для гидравлической классификации, используемые на обогатительных фабриках. Из многочисленных конструкций гидроциклонов на рудообогатительных фабриках применяют главным образом цилиндроконические с углом конусности 20° и малых типоразмеров с углом конусности 10°.

В условное обозначение входит слово «гидроциклон», угол конусности (если он отличается от 20°), буквенные обозначения материала рабочих поверхностей гидроциклонов, диаметр гидроциклона (в мм) и обозначение климатического исполнения (для стран с жарким климатом — Т).

Установлены следующие обязательные буквенные обозначения материалов для футеровки рабочих поверхностей гидроциклонов: К — каменное литье; М — металлокерамика (самосвязанный карбит кремния); Ч — легированный или отбеленный чугун; С — легированная сталь; Р — резина; П — полиуретан.

При использовании одновременно двух и более из указанных материалов за основной принимается материал, примененный для рабочих поверхностей цилиндрической части и конуса (без песковой насадки).

Основные параметры и размеры гидроциклонов приведены в табл. 4.28. Промышленностью выпускаются гидроциклоны типоразмеров: ГЦР-150, ГЦР-250, ГЦР-360, ГЦР-500, ГЦК-710, ГЦК-1000 и ГЦК-1400.

Гидроциклоны выпускают со спиральным вводом питания (допускается тангенциальный), с левым расположением ввода питания и сливом через патрубок или камеру. В комплект гидроциклона, в зависимости от материала, из которого изготовлены его рабочие поверхности, должны входить детали, указанные в ГОСТ 718—84. Комплектность поставок по ГОСТ 10718—81.

Объемная производительность гидроциклонов с углом конусности 20°

$$W = 0,93 \cdot 10^4 K_D d_s d_c \sqrt{10p},$$

где W — объемная производительность по питанию гидроциклона пульпой с учетом циркулирующих песков (при работе гидроциклона в замкнутом цикле), м³/ч; K_D — поправочный коэффициент на диаметр гидроциклона, имеющий следующие значения в зависимости от его размера:

$D, \text{ м}$	0,15	0,25	0,36	0,5	0,71	1,0	1,4	2,0
K_D	1,28	1,14	1,06	1,0	0,95	0,91	0,88	0,86

d_s и d_c — диаметры патрубков соответственно эквивалентного питающего и сливного, м; p — давление на входе в гидроциклон, МПа.

Для гидроциклонов со стандартными размерами эквивалентного и сливного патрубков (ГОСТ 10718—81) указанная формула трансформируется в зависимость

$$W = AD^2 \sqrt{p},$$

где A — коэффициент, следующим образом зависящий от диаметра гидроциклона D :

$D, \text{ м}$	0,15	0,25	0,36	0,5	0,71	1,0	1,4
A	3180	2790	2490	2290	2660	1410	1510

При выборе гидроциклона необходимо определить его типоразмер, исходя из требуемой производительности по питанию, с учетом крупности получаемого слива.

Т а б л и ц а 4.28. Технические характеристики гидроциклонов (ГОСТ 10718—81)

Параметры	ГЦ-25	ГЦ-50	ГЦ-75	ГЦ-150	ГЦ-250	ГЦ-360	ГЦ-500	ГЦ-710	ГЦ-1000	ГЦ-1400	ГЦ-2000
Диаметр гидроциклона D , мм	25	60	75	160	250	360	500	710	1000	1400	2000
Угол конусности α , градус	10	10	10	10/20	20	20	20	20	20	20	20
Эквивалентный диаметр питающего отверстия d_3^* , мм	6	12	17	38	65	90	130	160	210	300	400
Диаметр сливного отверстия d_c , мм	7	13	22	30	80	115	150	200	250	380	500
Диаметр пескового отверстия d_n , мм	4; 6; 8;	6; 8; 12	8; 12; 17	12; 27 (20) 24; 34	34; 34; 48; 75	34; 48; 75; 96	48; 75; 96; 150	48; 75; 150; 200	75; 150; 200; 250	160; 200; 260; 300; 360	250; 300; 360; 500
Давление на входе p , МПа		0,01—0,02				0,03—0,25				0,06—0,45	
Производительность по питанию с содержанием твердого 40 % при давлении 0,1 МПа, м ³ /ч, не менее**	0,7	2,5	5,0	15/20	50	95	180	260	470	900	1600
Габариты, мм, не более:											
длина L	120	230	300	500	600	700	900	1200	1500	2100	—
ширина B	70	100	350	450	650	760	1000	1400	1600	2200	—
высота H	250	400	600	1200	1400	1900	2500	3500	4500	6200	—
Масса, кг, не более	2	5	20	100	200	300	450	1450	2400	4500	—

* $d_3 = \sqrt{4bh/\pi}$, где b и h — размеры питающего отверстия, мм. ** При давлении более или менее 0,1 МПа минимальная производительность подсчитывается увеличением или уменьшением указанных значений производительности на $\sqrt{10 p}$.

Номинальная крупность частиц слива d_n (мкм)
гидроциклона

$$d_n = 15 \sqrt{D d_c \beta / [K_D d_n \sqrt{\rho} (\rho - 1)]},$$

где D , d_c и d_n — диаметр соответственно гидроциклона, сливного и пескового патрубков, м; β — содержание твердого в питании гидроциклона, %; ρ — объемная плотность твердой фазы, т/м³.

Выбирая гидроциклон, следует стремиться к установке минимального числа аппаратов, обеспечивающих требуемую крупность частиц слива.

Ориентировочная объемная производительность по питанию при давлении на входе в гидроциклон 0,1 МПа может быть принята по табл. 4.28.

Выбранный гидроциклон должен быть проверен на производительность по пескам Q_n .

Удельная производительность гидроциклона по пескам q_n (т/ч), проходящим через песковую насадку выбранного диаметра d_n ,

$$q_n = Q_n / (0,785 d_n^2).$$

Нормируемая удельная производительность гидроциклона составляет $5 \cdot 10^3$ — $2,5 \cdot 10^4$ т/(ч·м²).

Если удельная производительность не входит в указанный интервал значений, следует принять новую насадку и проверить номинальную крупность слива при новом диаметре насадки d_n .

Выбор насоса. Питание в гидроциклоны обычно подается насосом. Для его выбора и расчета необходимо помимо требуемого давления на входе в гидроциклон p знать давление, необходимое для подъема на высоту H от насоса до входа в гидроциклон.

Общее давление, развиваемое насосом, без учета потерь в трубопроводе

$$p_n = p + 0,01 H \Delta_c,$$

где H — высота установки ввода питания в гидроциклон относительно оси насоса, м; Δ_c — плотность суспензии, т/м³.

Срок службы гидроциклонов — не менее 8000 ч. Коэффициент использования — не менее 0,95.

Установка запасных гидроциклонов. На рудообогащительных фабриках принято устанавливать 100 %-ный резерв гидроциклонов [46].

4.5.3. МНОГОКАМЕРНЫЕ ГИДРАВЛИЧЕСКИЕ КЛАССИФИКАТОРЫ

Многокамерные гидравлические классификаторы устанавливают в схемах обогащения руд редких металлов для подготовки питания к обогащению на концентрационных столах. Крупность исходного питания до —2,5+0 мм.

Т а б л и ц а 4.29. Технические характеристики многокамерных гидравлических классификаторов

Параметры	КГ-4Р	КГ-6Р
Площадь зеркала, м ²	4	6
Производительность по твердому продукту, т/ч	До 30	До 40
Масса, т	3,2	4,1
Габариты, мм:		
длина	3350	5600
ширина	2300	2300
высота	3750	3750

Технические характеристики выпускаемых классификаторов (ТУ 48-22-136—78) приведены в табл. 4.29.

Выбор числа классификаторов производят по требуемой расчетной производительности с учетом циркулирующей нагрузки. Последнее обстоятельство обязательно необходимо учитывать, так как гидравлические классификаторы часто устанавливают в замкнутом цикле со стержневыми мельницами и циркулирующая нагрузка может доходить до 100 %.

4.6. ФЛОТАЦИОННЫЕ МАШИНЫ

Флотационные машины для обогащения руд изготавливают трех типов: ФМ — механические; ФПМ — пневмомеханические; ФП — пневматические.

Основные параметры флотационных машин по ГОСТ 6702—76 приведены в табл. 4.30—4.32.

Выпускаемые флотационные машины механического типа могут иметь проточное либо камерное исполнение, пневмомеханические машины — проточное исполнение без перегородок либо с перегородками.

Все флотационные машины перечисленных типов рассчитаны на работу с достаточно тонким питанием, содержащим не менее 40 % класса —0,074 мм, а проточные пневмомеханические машины малых типоразмеров (ФПМ 1,6; ФПМ 3,2 и ФПМ 6,3) и пневматические машины типа ФП — на еще более тонкое питание, содержащее не менее 60 % класса —0,074 мм.

Для флотации крупных частиц разработаны и применяются флотационные машины с кипящим слоем ФКМ 63 и флотационные машины пенной сепарации ФП 16 и ФПС 16 [46].

Помимо указанных типов на вновь строящихся фабриках могут применяться импортные флотационные машины ОК38, выпускаемые финской фирмой «Оуткумпу» [16].

Т а б л и ц а 4.30. Основные параметры механических флотационных машин типа ФМ (ГОСТ 6702—76)

Параметры	ФМ 0,2	ФМ 0,4	ФМ 1,2	ФМ 3,2	ФМ 6,3	ФМ 12,5
Вместимость камеры, м ³	0,2	0,4	1,2	3,2	6,3	12,5
Мощность электродвигателя привода аэратора на камеру, кВт, не более	1,1	2,2	7,5	15,0	30,0	45,0
Объем воздуха, подаваемого в аэратор (аэраторы) на камеру, м ³ /мин, не менее*	0,15	0,3	0,9	2,3	4,4	8,7
Масса двухкамерной секции с электродвигателем (без футеровки), т, не более	0,55	0,75	2,4	4,3	7,2	13,5

* Объем воздуха указан в пересчете на давление $9,81 \times 10^4$ Па (атмосферное давление).

Выбор типа флотационных машин 1. В операциях межцикло-вой, основной и контрольной флотаций на фабриках большой и средней производственной мощности целесообразна установка

Т а б л и ц а 4.31. Основные параметры пневмомеханических флотационных машин типа ФПМ (ГОСТ 6702—76)

Параметры	ФПМ 0,8	ФПМ 1,6	ФПМ 3,2	ФПМ 6,3	ФПМ 8,5	ФПМ 12,5	ФПМ 16	ФПМ 25	ФПМ 40
Вместимость ка-меры, м ³	0,8	1,6	3,2	6,3	8,5	12,5	16,0	25,0	40,0
Мощность электродвигатели при-вода аэратора на камеру, кВт, не более	5,5	7,5	11,0	22,0	30,0	45,0	45,0	75,0	120,0
Объем воздуха, подаваемого в аэратор (аэраторы) на камеру, м ³ /мин, не менее*	0,6	1,2	2,3	4,4	6,0	8,7	11,2	17,5	28,0
Масса двухкамерной секции с электродвигателем (без футеровки), т, не более	1,7	3,45	4,4	7,8	12,5	13,0	17,0	23,0	—

* Давление воздуха должно быть в пределах $10,8 \times 10^4$ — $13,5 \times 10^4$ Па. Объем воздуха указан в пересчете на $9,81 \times 10^4$ Па (атмосферное давление).

Т а б л и ц а 4.32. Основные параметры пневматических флотационных машин типа ФП (ГОСТ 6702—76)

Параметры	ФП 0,2	ФП 0,4	ФП 1,0	ФП 2,5	ФП 6,3	ФП 10	ФП 25	ФП 40	ФП 60
Вместимость камер, м ³	0,20	0,40	1,0	2,5	6,3	10,0	25,0	40,0	60,0
Расход воздуха на камеру (на аэрацию пульпы), м ³ /мин, не менее*	0,15	0,3	0,75	1,8	4,4	7,0	17,5	28	56,0
Масса двухкамерной секции с электродвигателем (без футеровки), т, не более	0,45	0,75	1,75	4,0	8,2	12,8	24,8	36,6	66,8

Примечание. Давление воздуха должно быть не более $15,7 \times 10^4$ Па. Расход воздуха указан в пересчете на давление $9,81 \times 10^4$ Па (атмосферное давление).

пневмомеханических машин, обеспечивающих большую скорость флотации по сравнению с механическими. Эти же машины следует устанавливать в пересистных операциях при большом выходе пенных продуктов.

2. В операциях основных и контрольных флотаций, на продуктах крупностью менее 0,15 мм (60 % класса — 0,074), могут применяться пневматические машины. Их применение сдерживается из-за ненадежной конструкции аэраторов. Машин рекомендуется устанавливать при недостатке рабочей площади на реконструируемых фабриках, не более трех камер на операцию.

3. На фабриках малой производственной мощности при отсутствии воздушного хозяйства, а также в пересистных операциях и циклах разделения коллективных концентратов с относительно небольшими выходами целесообразно применение механических машин. Они обеспечивают безнасосный возврат промпродуктов по замкнутой схеме и подсос пенных продуктов из предыдущей пересистки в последующую.

4. При использовании пневмомеханических и механических машин в операциях основной и контрольной флотации необходимо, чтобы общее число камер в операциях было бы не менее 6—8, а время пребывания пульпы в одной камере флотационной машины не превышало 0,5—0,7 мин. Для операций пересистки указанные ограничения могут не соблюдаться.

Порядок определения типоразмера и числа камер флотационных машин.

1. Определяется минутный дебит пульпы (м³/мин) в каждой операции флотации

$$W_m = \frac{Q_m}{1440} (R_m + 1/\rho),$$

где Q_m — производительность по твердому в данной операции, т/сут; R_m — отношение Ж:Т в данной операции флотации; ρ — плотность твердой фазы, т/м³.

2. Определяется оптимальный объем флотационных машин из расчета нахождения пульпы в одной камере операций основной и контрольных флотаций около 0,5 мин и выбранного числа параллельных секций на фабрике. На крупных фабриках желательно иметь не менее двух секций.

3. Для выбранных типоразмеров камер определяется промышленное время флотации по известным данным о времени флотации в лабораторных условиях либо по результатам работы промышленного аналога.

Время флотации в промышленных условиях t определяется по формуле

$$t = K t_{\text{л}},$$

где $t_{\text{л}}$ — время флотации в лабораторных условиях; K — коэффициент перехода, зависящий от времени (τ) пребывания пульпы в одной камере, типоразмера камер и их исполнения; значения коэффициента перехода K даны в табл. 4.33.

Для пневматических машин коэффициент перехода принимается $K=4$.

В случае использования промышленного аналога время флотации t_m в операции с номером m на устанавливаемых машинах определяется по формуле

$$t_m = t_{\text{ф}} K_m / K_{\text{ф}},$$

где $t_{\text{ф}}$ и $K_{\text{ф}}$ — время флотации и коэффициент перехода для машины, работающих на действующей фабрике; K_m — коэффициент перехода для устанавливаемых машин.

4. Подсчитывается необходимое число камер n_m в каждой операции по формуле

$$n_m = W_m t_m / V_m,$$

где V_m — полезный объем одной камеры флотационной машины в операции с номером m .

5. Уточняется устанавливаемое число камер исходя из условий изготовления и компоновки машин.

Например, механические машины малого типоразмера изготавливаются двухкамерными секциями и поэтому число камер в машине должно быть четным.

6. При возможности использования флотационных машин двух типов проводится технико-экономическое сравнение вариантов с установкой машины разного типоразмера и выбирается оптималь-

Таблица 4.33. Коэффициент перехода K времени флотации от лабораторных условий к промышленным (составлена по данным Механобра)

Типоразмер и исполнение флотомашин	Время τ пребывания пульпы в одной камере, мин						
	0,5	1	1,5	2	3	5	7
ФПМ 25, ФПМ 40 с перегородками	1,0	1,3	1,7	2,0	2,2	2,5	3
ФПМ 8,5; ФПМ 12,5; ФПМ 16 прямоточные с пе- регородками	1,0	1,8	2,5	2,9	3,2	—	—
ФПМ 8,5; ФПМ 12,5 прямоточные без перегородок	1,0	2,1	3,2	4,3	6,1	—	—
ФПМ 1,2 — ФПМ 6,3 прямоточные без перегородок	1,5	3,2	4,8	5,9	7,5	—	—
ФМ 1,2 — ФМ 6,3 камерное испол- нение	2,0	3,9	5,5	6,6	8,7	—	—
ФМ 1,2—ФМ 6,3 прямоточное ис- полнение	2,0	4,4	6,5	8,2	—	—	—

ный по суммарной потребляемой мощности (с учетом подачи сжа-
того воздуха в пневмомеханических и пневматических машинах),
по рабочей площади, занимаемой машинами, и стоимости машин.

Некоторые дополнительные данные, необходимые для расче-
тов (по исследованиям Механобра), приведены в табл. 4.34.

Срок службы машин всех типов — 10 лет (кроме машин на
кислых пульпах); ресурс до среднего ремонта — 4000 ч. Комплект-
ность поставок по ГОСТ 6702—76.

Техническая характеристика флотационной машины ОК38

Объем камеры, м ³	38
Размеры камеры, м:	
ширина	3,59
длина	3,49
глубина	3,23
Установочная мощность электродвигателя, кВт	55
Расход диспергируемого воздуха, м ³ /мин	11,4—28,4

Выбор флотационных машин для крупнозернистой флотации
производится на основании сравнения с аппаратами, действующи-
ми в промышленных условиях.

Область применения машин кипящего слоя ФМ 6,3КСМ — фло-
тация калийных, фосфатных и серных руд с повышенной круп-
ностью флотируемых частиц. Так, при флотации сильвина макси-

Таблица 4.34. Дополнительные данные по флотационным машинам

Типоразмер	Объем камер, м³		Максимальная производительность по потоку пульпы, м³/мин	Установочная мощность электродвигателя на одну камеру, кВт	Мощность, потребляемая электродвигателем на камеру, кВт	Суммарная потребляемая мощность на одну камеру с учетом подачи воздуха, кВт	Габариты камеры, мм			Площадь пола, занимаемая одной камерой, м²	Масса камеры в сборе, т
	геометрический	полный					длина	ширина	высота		
ФМ 0,2	0,2	0,17	0,4	1,1	1,0	1	1160	560	1 240	0,58	0,56
ФМ 0,4	0,4	0,34	0,8	2,2	2,0	2	1215	700	1 442	0,85	0,71
ФМ 1,2	1,2	1	2,5	5,5	4,5	4,5	1100	1910	2 100	2,1	1,2
ФМ 3,2	3,2	2,7	6	11 и 16	10 и 13,5	10 и 13,5	1750	1790	2 350	3,2	2,08
ФМ 6,3	6,3	5,35	12	22 и 30	20 и 27	20 и 27	2200	2975	2 745	6,5	3,42
ФМ 6,3КСМ	6,3	5,35	14	30	27	27	2280	2875	2 570	6,5	3,34
ФПМ 1,6	1,6	1,35	3,2	5,5	4,5	5,2	1500	1870	2 240	2,8	1,35
ФПМ 3,2	3,2	2,7	6	7,5	6,5	8,3	1750	1914	2 427	3,4	2,56
ФПМ 6,3	6,3	5,35	14	22	15	18	2200	2520	2 940	5,5	3,5
ФПМ 8,5	8,5	7,2	17	30	15	19,2	2000	3100	4 350	6,2	6,1
ФПМ 12,5	12,5	10,6	25	45	21,5	27,5	2600	3580	3 900	8,7	5,99
ФПМ 16	16	13,6	32	45	25,5	31,5	2800	3756	4 172	10,4	6,5
ФПМ 25	25	21,3	50	55	32	44	2900	3628	5 625	10,5	10,8
ФПМ 40	40	34	80	75	50	55	3200	4400	6 600	14,0	18,3
Геометрические размеры											
ФП 10	10	7	3	—	—	19	2000	2000	5 200	3,2	3,1
ФП 40	40	30	8	—	—	40,5	3400	3400	5 200	9,1	7,2
ФП 80	80	50	8	—	—	81,5	3400	3400	11 000	9,1	12
ФП 100	100	75	8	—	—	108	3400	3400	12 000	9,1	14

* Мощность определена для руды плотностью 2,7 т/м³ при содержании твердого в пульпе 30 %.

мальная крупность питания возрастает до 3 мм, на фосфатных рудах — до 1—1,2 мм, на серных рудах до 0,8—0,5 мм.

Габаритные размеры камеры аналогичны размерам машины ФМ 6,3.

Машины для флотации калийных руд komponуются из двухкамерных секций. Производительность одной машины — 120—140 т/ч.

Флотационные машины пенной сепарации применяют на марганцевых рудах и алмазных песках [46]. Серийно выпускаемые машины ФПС 16 и ФП 16 имеют камеру вместимостью 2,5 м³ и следующие габаритные размеры (для двухкамерной секции ФП 16): длина 2450 мм, ширина 2000 мм, высота 3500 мм. Производительность по питанию до 3 м³/мин.

Принцип их расчета аналогичен приведенному выше.

4.7. ОТСАДОЧНЫЕ МАШИНЫ

Наиболее широкое распространение для гравитационного обогащения руд черных и цветных металлов, а также другого минерального сырья в водной среде находят беспоршневые отсадочные машины типа ОПМ и диафрагмовые отсадочные машины типа МОД.

Машины ОПМ в соответствии с ТУ должны изготавливаться в трех исполнениях в зависимости от крупности обогащаемого материала и способа разгрузки:

1 — для обогащения руд крупностью до 4 мм с разгрузкой тяжелых фракций через искусственную постель и решето;

2 — для обогащения руд крупностью до 30 мм с разгрузкой тяжелых фракций через решето и разгрузочные устройства;

3 — для обогащения руд крупностью до 100 мм с разгрузкой тяжелых фракций через разгрузочные устройства.

В условное обозначение машин входят слова «машина отсадочная», тип машины (буквенное обозначение), ширина отсадочного отделения (в метрах), число камер (длинной каждая 1 м), номер исполнения, номер модели, климатическое исполнение, обозначение стандарта.

Машины диафрагмовые выпускают с горизонтальной либо вертикальной диафрагмой. В обозначение машины входят сокращенное название машины (машина отсадочная диафрагмовая) и рабочая площадь решета, соответствующая для большинства машин числу камер с площадью по 1 м².

Выбор типа отсадочной машины определяется составом перерабатываемого сырья, крупностью питания и требованиями, предъявляемыми к продуктам обогащения.

Область применения отсадочных машин различного типа обусловлена крупностью питания, требуемой производительностью в операции, местом установки машин.

Таблица 4.35. Технические характеристики беспоршневых отсадочных машин типа ОПМ

Параметры	ОПМ 12-101	ОПМ 12-201	ОПМ 13-101	ОПМ 13-201*	ОПМ 14-101	ОПМ 14-201	ОПМ 15-101**	ОПМ 15-201***
Площадь отсадочных камер, м ²	2,5	2,5	3,75	3,75	5	5	6,25	6,25
Мощность электродвигателя, кВт	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
Габариты, мм:								
длина	3340	3340	4640	4640	6000	6000	7250	7250
ширина	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500
высота	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500
Масса, т	4,7	5,5	6,5	7,4	8,3	9,5	10,1	11,6

* Новое оборудование серийно не изготавливается, для применения в проектах необходимо согласование с заводом-изготовителем.

** Для работы машин типа ОПМ необходимо избыточное давление воздуха не более 0,035 МПа; удельный расход сжатого воздуха не более 28—30 м³/т (соответственно исполнение машин 1 и 2).

*** Удельный расход подрешетной воды при отсадке в зависимости от крупности руды 3—3,5 м³/т (соответственно исполнение машины 1 и 2).

На фабриках небольшой производственной мощности, не имеющих воздушного хозяйства, целесообразно применение машин типа МОД. Эти же машины устанавливают в цикле измельчения с целью извлечения минералов с высокой плотностью из продукта разгрузки мельниц, работающих в замкнутом цикле с классификаторами. Машин с вертикальной диафрагмой применяют на драгах для обогащения россылей. На фабриках с высокой и средней производственной мощностью предпочтительна установка беспоршневых отсадочных машин, имеющих большую площадь решет и соответственно высокую единичную производительность.

Технические характеристики беспоршневых отсадочных машин, выпускаемых заводами-изготовителями, приведены в табл. 4.35.

*Основные типоразмеры беспоршневых отсадочных машин
(в скобках дано исполнение)*

ОПМ 12 (1,2),	ОПМ 13 (1,2),	ОПМ 14 (1,2),	ОПМ 15 (1,2)
ОПМ 23 (1,2),	ОПМ 24 (1,2,3),	ОПМ 25 (1,2),	ОПМ 26 (3),
ОПМ 34 (1,2),	ОПМ 35 (1,2)		

Технические характеристики диафрагмовых отсадочных машин приведены в табл. 4.36.

Выбор типоразмера отсадочной машины производят, исходя из требуемой производительности с учетом крупности материала. Желательна моносекционная компоновка. При большой производственной мощности фабрики либо установке отсадочных машин, сопрягаемых с другими агрегатами, типоразмер и число ма-

Таблица 4.36. Технические характеристики диафрагмовых отсадочных машин типа МОД (ТУ 48-22-41—81)

Параметры	МОД-1М	МОД-2М	МОД-3М	МОД-4М
Общая рабочая площадь решет, м ²	1	2	3	4
Расположение решет	Горизонтальное			Вертикальное
Максимальная крупность кусков исходного материала, мм	—15 + 0,5	—15 + 0,5	—15 + 0,5	—30 + 0,5
Мощность двигателя, кВт	1,1	2,2	2×2,2	2×2,2
Габариты, мм:				
длина	1930	2550	3850	3500
ширина	1050	1350	1350	2500
высота	2050	2250	2250	2100
Масса, т	1	1,8	2,7	3,5

Примечания. 1. Крупность подрешетного материала не более 5 мм. 2. Расход воды при отсадке не более 3,3—8,8 м³/т руды.

шин определяют, исходя из требуемой площади отсадки S (м²):

$$S = Q/q,$$

где Q — производительность машины в операции отсадки, т/ч; q — удельная производительность машины, т/(м²·ч).

Удельная производительности может сильно изменяться в зависимости от крупности питания и вида операции отсадки. Ориентировочные нормы удельной производительности для руд разного типа приведены в табл. 4.37.

Число устанавливаемых машин n определяется по формуле

$$n = S/S_m,$$

где S_m — суммарная площадь решет в машине данного типоразмера.

Сроки службы отсадочных машин и их узлов определяются типом обогащаемого полезного ископаемого.

Ресурс до капитального ремонта для машины при обогащении руды черных и цветных металлов — 36 000 ч; для машины при обогащении алмазосодержащих руд — 28 000 ч. Средний ресурс быстроизнашивающихся деталей: для засадки разгрузочного устройства — 1000 ч; для отсадочного решета — 500 ч.

Средний срок службы машины до списания — 12 лет.

Т а б л и ц а 4.37. Ориентировочные удельные производительности отсадочных машин для руд разного типа

Обогащаемый материал	Получаемые продукты	Удельная производительность, т/(м ² ·ч)
Коренные золотые руды	Черновые концентраты в цикле измельчения	20—50
Россыпные золотые руды	Бедный концентрат и отвальные хвосты	10—20
Россыпные руды редких металлов	То же	5—10
Оловянные и вольфрамовые руды при крупности питания, мм: 16—8	Грубый концентрат и богатые хвосты для дальнейшей обработки	7—12
3—1	Бедный концентрат и отвальные хвосты	4—6
Марганцевые и железные окисленные руды при крупности питания, мм: 20—15	Окончательный концентрат, промпродукт и отвальные хвосты	5—7
4—2	То же	2—5
Усредненные нормы по ТУ для машин ОПМ:		
исполнение 1		8—10
исполнение 2		10—12
исполнение 3		10—15

4.8. КОНЦЕНТРАЦИОННЫЕ СТОЛЫ

Плоскокачающиеся концентрационные столы предназначены для разделения измельченных рудных ископаемых в водной среде по плотности при крупности материала от 0,01 до 3 мм.

В зависимости от крупности обогащаемого материала и формы поверхности деки столы изготавливают следующих типов: тонкошламовые (ТШ), шламовые (Ш) и песковые (П) (табл. 4.38). В зависимости от места подачи питания на деку (если смотреть на деку со стороны приводного механизма) столы изготавливают левого (Л) либо правого исполнения. В условное обозначение включены: слово «стол», сокращенное наименование (стол концентрационный опорный — СКО), суммарная площадь дек, исполнение (только для левого), тип и наименование стандарта.

Выбор типа концентрационного стола производят в зависимости от крупности обрабатываемого материала следующим образом:

Крупность питания, мм	3—0,2	0,2—0,04	0,1—0,01
Тип стола	П	Ш	ТШ

Таблица 4.38. Основные параметры концентрационных столов (ТУ 48-22-70—80)

Параметры	СКО-0,5	СКО-2	СКО-7,5	СКО-15	СКО-22	СКО-30	СКО-37*	СКО-45**
Площадь, м ² :								
одной деки	0,5	2	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5
общая	0,5	2	7,5	15	22,5	30	37,5	45
Число дек	1	1	1	2	3	4	5	6
Мощность двигателя, кВт	0,37	0,37	0,75	2,2	2,2	2,2	2×2,2	2×2,2
Габариты, мм:								
длина	1550	3000	5500	5800	5900	5900	5900	5900
ширина	660	1250	2300	2300	2300	2400	2400	2400
высота	660	1000	1500	1700	2300	3100	3600	4100
Масса, т	1,1	0,45	1,7	2,6	3,3	4,5	6,4	7

* Высота указана при горизонтальном расположении дек. ** Типоразмер в каталоги заводов-изготовителей в 1986 г. не включен.

Производительность столов Q_c (т/ч) рассчитывается по эмпирической формуле

$$Q_c = 0,1 \rho_p m \left(F d_{cp} \frac{\rho_t - 1}{\rho_n - 1} \right)^{0,6} = Q_d m,$$

где ρ_p , ρ_t и ρ_n — объемная плотность соответственно руды, удельно-тяжелых и удельно-легких минералов, т/м³; m — число дек; F — площадь одной деки, м²; d_{cp} — средний диаметр зерен в обогащаемом классе, мм; $d_{cp} = (d_1 + d_2)/2$, d_1 и d_2 — крупность класса по результатам его отсева на ситах; Q_d — производительность на одну деку, т/ч.

Число столов n , необходимых для обогащения класса данной крупности, рассчитывают по формуле

$$n = Q/Q_c,$$

где Q — требуемая производительность по данному классу крупности с учетом циркулирующей нагрузки, т/ч.

Ориентировочно производительность концентрационных столов различных типоразмеров в расчете на 1 деку может быть принята по табл. 4.39.

Показатели надежности концентрационных столов: срок службы до списания — не менее 10 лет; установленный ресурс до первого капитального ремонта — не менее 22 000 ч; наработка на отказ — не менее 2500 ч; срок службы покрытий из стеклопластика — не менее 3 лет; коэффициент технического использования — не менее 0,95.

Комплектность поставок по ТУ.

Т а б л и ц а 4.39. Ориентировочная производительность (т/ч) концентрационных столов разного типа на одну деку

Тип стола	СКО-0,5	СКО-2	СКО-7,5; СКО-15; СКО-22; СКО-30; СКО-37; СКО-45
II	0,05	0,3—1,0	1—3,5
III	—	0,08—0,3	0,3—1
ТШ	—	—	0,2—0,5

4.9. ТЯЖЕЛОСРЕДНЫЕ СЕПАРАТОРЫ

Тяжелосредное обогащение применяют при обогащении крупновкрапленных руд для получения конечных концентратов и при обогащении руд со средней и агрегатной вкрапленностью для выделения части отвальных хвостов.

Выбор типа сепаратора осуществляется исходя из крупности обогащаемых полезных ископаемых и состава руд.

Примеры использования аппаратов в промышленности приведены в табл. 4.40, а технические характеристики сепараторов — в табл. 4.41.

Обогащение целесообразно вести отдельно по классам (крупным и мелким) с использованием для крупных классов — сепараторов с гравитационным полем, а для мелких — с центробежным.

В зарубежной практике для обогащения мелких рудных материалов — 12(10)+1(0,5) мм применяют цилиндрические гидроциклоны DWP и TRI-FLO, обеспечивающие высокие показатели обогащения на флюоритовых, полиметаллических и окисленных железных рудах.

Производительность (т/ч) сепаратора обычно оп-

Т а б л и ц а 4.40. Типы тяжелосредных сепараторов, используемых в отечественной практике для обогащения руд

Тип руды	Крупность обогащаемого класса, мм	Тип сепаратора
Хромовая	—100 + 6	Колесный
Сплошная медно-никелевая	—100 + 8	»
Полиметаллическая	—50 + 8	»
»	—50 + 8	Конусный
»	—8 + 2	Суспензионный циклон
Марганцевая	—20 + 1	То же

Таблица 4.41. Технические характеристики тяжелосредних сепараторов

Тип, типоразмер	Характерный параметр		Габариты, мм			Масса, т
	наименование	значение, м	длина	ширина	высота	
Конусный:	Диаметр конуса					
СК1,8	То же	1,8	2400	1920	3 870	2,4
СК2,5	»	2,5	3100	2620	5 375	4,5
СК3,6	»	3,6	4175	3720	7 740	7,5
СК4,5	»	4,5	5580	5430	8 680	16,0
СК6А	»	6,0	6640	6500	12 070	30,0
Колесный:	Ширина ваны					
СКВ20	То же	2,0	4300	4200	4 150	21,0
СКВ32	»	3,2	5360	5850	5 700	35,0
Суспензионный циклон:	Диаметр циклона					
ГТ 500	То же	0,5	2530	930	2 000	1,1
ГТ 630	»	0,63	3170	940	2 200	1,1
ГТ 710	»	0,71	3700	1200	3 500	2,0
Двухсекционный циклон:	»					
ГТ 630/500	»	0,63; 0,5	3580	1580	3 620	2,1
ГТ 710/500	»	0,71; 0,5	4800	1800	4 000	3,1

ределяется по удельным производительностям, полученным на практике при работе на аналогичных рудах:

$$Q_c = S q,$$

где S — площадь зеркала ваны, m^2 ; q — удельная производительность $t/(m^2 \cdot ч)$.

Таблица 4.42. Ориентировочные удельные производительности суспензионных двухпродуктовых сепараторов

Руды	Крупность питания, мм	Удельная производительность, $t/(m^2 \cdot ч)$	
		по питанию	по легкому продукту
Черных металлов	40—5	35—50	9—12
Цветных и редких металлов:			
средней обогатимости	40—5 (3)	13—20	9—12
трудной обогатимости	40—5 (3)	5—10	4—7
Флюоритовые	20—3	2—3	4—5
Алмазоносные	25—1,6	7—9	6—8

Примечание. К труднообогатимым рудам условно отнесены руды, содержащие более 20% фракции плотностью в диапазоне от $\rho_p - 50$ до $\rho_p + 50$, где ρ_p — плотность разделения, $кг/м^3$.

Ориентировочные удельные производительности могут быть приняты по табл. 4.42 для конусных сепараторов.

Число n сепараторов, необходимых для установки,

$$n = Q/Q_{\text{с.}}$$

где Q — требуемая производительность в операции обогащения, т/ч.

Производительность W (м³/ч) суспензионных циклонов по исходному питанию

$$W = AD^2 \sqrt{p},$$

где A — коэффициент, зависящий от диаметра D циклона (см. стр. 198).

С учетом того, что соотношение руда: суспензия по объему составляет 1 : 2÷1 : 3 можно определить производительность Q (т/ч) суспензионных циклонов по питанию:

$$Q = 0,33AD^2 \sqrt{p}.$$

4.10. ВИНТОВЫЕ СЕПАРАТОРЫ

Винтовые сепараторы применяют для извлечения удельно-тяжелых минералов из россыпных руд и доизвлечения ценных минералов с высокой плотностью из хвостов флотационного или магнитного обогащения. В отечественной практике более распространено первое направление. С этой целью винтовые сепараторы используют при обогащении циркон- и титансодержащих россыпей.

Применяют винтовые сепараторы и винтовые шлюзы.

В условное обозначение входят слова «сепаратор» или «шлюз», буквы СВ или ШВ (сокращенное наименование сепаратор винто-

Таблица 4.43. Технические характеристики винтовых сепараторов и шлюзов

Параметры	СВ2-Л-1000	СВ3-Л-1500	ШВ2-Л-2000; ШВ3-Л-2000; ШВ5-Л-2000	ШВ2 Л-1000
Диаметр спирали желоба, мм	1000	1500	2000	1000
Число винтовых желобов	2	3	2, 3, 5	2
Крупность питания по ценным минералам, мм	3—0,1	2—0,1	0,5—0,02	0,7—0,05
Содержание твердого в питании, %	20—40	15—40	15—40	15—40
Габариты, мм:				
длина	1070	1800	2250	1250
ширина	1070	1800	2250	1250
высота	4060	5800	6250	3600
Масса, т	0,9	3	6,4	1,1

вой или шлюз винтовой), число винтовых желобов и наружный диаметр рабочей поверхности желоба (в мм).

Область применения того или иного типа сепаратора определяется крупностью ценных минералов. При крупности ценных минералов 3—0,1 мм применяют винтовые сепараторы, для мелкого материала (0,5—0,02 мм) используют винтовые шлюзы.

Технические характеристики винтовых сепараторов и шлюзов приведены в табл. 4.43.

Производительность винтовых сепараторов Q (т/ч) определяется по эмпирической формуле

$$Q = K_o \rho_p D^2 m \sqrt{d_{\max} \frac{\rho_t - 1}{\rho_l - 1}},$$

где K_o — коэффициент, зависящий от обогатимости материала (для труднообогатимых руд $K_o = 0,4$; для легкообогатимых $K_o = 0,7$; среднее значение $K_o = 0,6$); ρ_p , ρ_t и ρ_l — плотность соответственно руды, удельно-тяжелых и удельно-легких минералов, т/м³; D — диаметр спирали желоба, м; m — число желобов; $d_{\max}$ — максимальная крупность удельно-тяжелых частиц обогащаемой руды, мм.

При наличии в руде нескольких удельно-тяжелых минералов, различающихся плотностью, для расчета нужно принимать плот-

Т а б л и ц а 4.44. Средняя производительность $Q_{\text{ж}}$ (т/ч) винтовых сепараторов и шлюзов (на один желоб) для легкообогатимых песков и руд

Тип руды	Максимальная крупность частиц удельно-тяжелых минералов, мм	Производительность (т/ч) при диаметре желоба, мм		
		1000	1500	2000
Касситеритовая $\rho_t = 7 \text{ т/м}^3$	3,0	5,3	11,9	21,1
	2,0	4,3	9,7	17,2
	1,0	3,0	6,8	12,2
	0,5	2,2	4,8	8,6
	0,2	1,4	3,1	5,4
Титано-циркониевая $\rho_t = 6 \text{ т/м}^3$	3,0	4,8	10,8	19,3
	2,0	3,9	8,8	15,7
	1,0	2,8	6,3	11,1
	0,5	2,0	4,4	7,8
	0,2	1,2	2,8	5,0
Железная $\rho_t = 5 \text{ т/м}^3$	3,0	5,3	11,8	21,0
	2,0	4,3	9,7	17,2
	1,0	3,0	6,8	12,1
	0,5	2,1	4,8	8,6
	0,2	1,4	3,1	5,4

П р и м е ч а н и е. При расчетах приняты $K_o = 0,6$; $\rho_{p1} = \rho_{p2} = 2,7 \text{ т/м}^3$; $\rho_{p3} = 3,3 \text{ т/м}^3$.

ность тяжелого минерала, имеющего наиболее высокое содержание в руде.

Средняя производительность винтовых сепараторов и шлюзов (на один желоб), рассчитанная для руд трех типов, дана в табл. 4.44.

Для расчета производительности сепаратора Q_c с использованием табл. 4.44 необходимо умножить средние данные по производительности на число желобов m :

$$Q_c = Q_{ж}m.$$

Число сепараторов n рассчитывается путем деления требуемой производительности в операции обогащения на производительность единичного сепаратора:

$$n = Q/Q_c.$$

4.11. КОНУСНЫЕ СЕПАРАТОРЫ

Аппараты относятся к сепараторам с суживающимися потоками пульпы. Преимущества — простота конструкции, высокая удельная производительность на единицу занимаемой площади (в 5—10 раз выше, чем для концентрационных столов), меньший расход воды, чем для других гравитационных аппаратов. Недостатки — низкая степень концентрации за один прием обогащения, чувствительность к неравномерности питания по плотности и объемной производительности, высокая циркулирующая нагрузка (120—150 % исходного питания по выходу), необходимая для получения удовлетворительных технологических показателей. В связи с изложенным конусные сепараторы применяют для операций основной и контрольной концентрации с получением бедных черновых концентратов и отвальных хвостов. Изготавливают одно-, двух- и многоярусные сепараторы (табл. 4.45).

В условное обозначение сепаратора входит слово «сепаратор» сокращенное обозначение «сепаратор конусный» (СК), диаметр конуса (в метрах и число ярусов, т. е. конусов, расположенных друг над другом).

Область применения — обогащение россыпных и коренных руд, содержащих удельно-тяжелые минералы, при максимальной крупности питания 1,5—2 мм и хвостов обогатительных фабрик, содержащих удельно-тяжелые минералы.

Производительность сепаратора в операции определяется по удельной производительности q , т/(м²·ч) в зависимости от крупности материала по эмпирической формуле

$$q = K_k d_{ср} (\rho_r - 1) / (\rho_l - 1),$$

где K_k — коэффициент, зависящий от крупности материала, $K_k = 1 \div 1,4$ (большие значения относятся к крупному питанию, мень-

Т а б л и ц а 4.45. Технические характеристики конусных сепараторов

Параметры	СК2-М	СК3	СК2-2	СК3-2	СК2-3	СК-3,6/3—6
Диаметр основания конуса, мм:						
верхнего	2000	2880	2000	2880	2000	3600
нижнего	—	—	2000	2880	2000	3000
Площадь рабочей поверхности верхнего конуса без клиньев, м ²	2,95	6,4	2,9	6	2,85	9,4
Габариты, мм:						
длина	2160	3060	2600	3350	2160	5300
ширина	2160	3060	2500	3100	2250	5300
высота	2290	2800	2650	3250	3450	9150
Масса (т) при изготовлении конусов:						
чугунными	1,5	2,5	2,9	5	3,3	—
из алюминиевого сплава	1	1,8	2,1	3,2	—	—
из стеклопластика	—	—	—	—	—	7,7

шие — к мелкому); $d_{\text{ср}}$ — среднеарифметический размер зерен питания, мм; ρ_t и ρ_l — плотность соответственно удельно-тяжелых и удельно-легких минералов, т/м³.

Производительность многоярусных сепараторов по питанию определяется по площади рабочей поверхности S_n верхнего конуса по формуле

$$Q_c = S_n q.$$

Число сепараторов n , необходимых для установки:

$$n = Q(1 + C)/Q_c,$$

где Q — производительность по продукту, поступающему в данную операцию, т/ч; $C = 1,2 + 1,5$ — циркулирующая нагрузка, доли ед.

4.12. ШЛЮЗЫ И ЦЕНТРОБЕЖНЫЕ КОНЦЕНТРАТОРЫ

Шлюзы применяют для извлечения удельно-тяжелых минералов при обогащении золотых, платиновых, оловянных руд различной крупности.

Шлюзы делятся на два класса: с неподвижными и подвижными рабочими поверхностями.

Шлюзы с неподвижными поверхностями подразделяют на гидравлические, приборные, дражные и доводочные.

Т а б л и ц а 4.46. Технические характеристики шлюза Бартлес — Мозли (БМ) и концентратора Кроссбелт (К)

Параметр	БМ	К
Общая рабочая площадь, м ²	72	6,6
Производительность:		
по объему, м ³ /ч	До 27	—
по твердому, т/ч	2,2—2,7	0,3—0,5
Установочная мощность электродвигателя, кВт	0,5	0,36
Габариты, мм:		
длина	2530	3460
ширина	1830	2670
высота	2820	2000
Масса, т	—	1,47

Основной признак для выбора того или иного класса и типа шлюза — крупность обогащаемого материала и способ разработки полезного ископаемого.

Из шлюзов с подвижными рабочими поверхностями наибольший интерес для доизвлечения ценных минералов из тонких гравитационных шламов представляют шлюзы с орбитальным движением дек (шлюзы Бартлес — Мозли) и концентраторы Кроссбелт (табл. 4.46). Шлюз аналогичной конструкции КШМ-72 производится отечественной промышленностью.

Центробежные концентраторы находят применение главным образом при гравитационном обогащении руд редких и благородных металлов.

Для первичной концентрации разработан типовой ряд короткоконусных гидроциклонов диаметром от 75 до 750 мм. Для обогащения грубозернистых песков при разведке золотосодержащих россыпей, а также для извлечения тонкого свободного золота из различных продуктов получили распространение концентраторы типа центрифуг.

Основные параметры концентраторов-центрифуг

Диаметр, мм	300
Частота вращения, мин ⁻¹	340
Производительность по твердому, т/ч	1
Крупность исходного продукта, мм	До 4
Ж : Т в исходном питании	5—20
Время циклов, мин:	
накопление осадка	20—80
сполоск	2—1,5

При работе на грубых песках концентратор обеспечивает высокую степень концентрации (до 1000) при извлечении частиц крупнее 0,25 мм 96—98 % и достаточно высоким извлечением золота крупностью —0,25 ÷ +0,05 мм.

4.13. МАШИНЫ ДЛЯ ПРОМЫВКИ

Для дезинтеграции глин и их отмывки от зернистого материала помимо барабанных грохотов используют скрубберы, наклонные и горизонтальные корытные мойки, вибромойки. Область применения машин различного типа определяется промывистостью материалов (табл. 4.47), влияющей на расходы электроэнергии и воды на промывку.

Выбор типоразмера аппарата чаще всего определяется расчетом по эффективности промывки. С этой целью определяется необходимый расход электроэнергии на промывку:

$$N = Q/e,$$

где e — эффективность промывки на проектируемой фабрике, т/(кВт·ч). Эффективность промывки — обратная величина удельного расхода электроэнергии.

После определения N подбирают аппараты с известной установочной мощностью электродвигателя и определяют их число:

$$n = N/(N_a \eta),$$

где N_a — установочная мощность электродвигателя, кВт; η — отношение потребляемой мощности к установочной, доли ед.

Технические характеристики машин для промывки, выпускаемых заводами-изготовителями, приведены в табл. 4.48.

Таблица 4.47. Область применения промывочных машин и нормы расхода воды и электроэнергии

Категория промывистости материала	Крупность материала, мм	Рекомендуемый тип промывочной машины	Время промывки, мин	Расход воды, м ³ /т	Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т
Легкопромывистый	0—70	Плоский грохот с брызгалами	1—2	1—2	0,25
	0—15	Спиральный классификатор	До 2	1—2	0,25
Среднепромывистый	0—40	Корытная наклонная мойка Скруббер Вибромойка	1—2	1,5—2	0,25—0,5
	5—40		2—3	3—4	0,25—0,5
	0—150		1—3	1—1,5	0,25—0,5
	20—150		2—3	2—2,5	0,5—1
Труднопромывистый	0—20	Корытная мойка Скруббер Вибромойка	3—4	4	0,5—1
	5—20		3—4	1,5—2	0,5—1
	0—300				
	20—150				

Т а б л и ц а 4.46. Технические характеристики машин для промывки

Типоразмер (D×L)	Максимальная крупность питания, мм	Установочная мощность электродвигателя, кВт	Максимальная пропускная способность по твердому, м³/ч
Скруббер			
С-12 (1300×3000)	150	13	60
ВНИИПРОЗолото (3600×7800)	300	100	250
ММК-2,6 (2600×4100)	250	215	100
ММК-3,3 (3350×10 770)	300	500	250
Наклонная корытная мойка			
К-12 (1200×9000)	100	55	67
К-14 (1400×9000)	100	75	100
Горизонтальная (бичевая) мойка			
МБМ	60	65	100—150 (т/ч)
МБМ-1	60	64	100—150 (т/ч)
МПМ-3,2	60	146	250 (т/ч)
Вибромойка			
Р-633	150	40	30—70

4.14. СЕПАРАТОРЫ МАГНИТНЫЕ И ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫЕ

Магнитные и электромагнитные сепараторы применяют для обогащения руд, обладающих магнитными свойствами, для регенерации ферромагнитных суспензий, а также для очистки различных немагнитных руд и материалов от магнитных примесей.

Используют сепараторы следующих типов:

ПБМ — магнитные (с постоянными магнитами) барабанные для мокрого обогащения сильномагнитных руд и регенерации ферромагнитных суспензий;

ПБС — магнитные (с постоянными магнитами) барабанные для сухого обогащения сильномагнитных руд и извлечения сильномагнитных минералов из нерудных материалов;

ЭБМ — электромагнитные барабанные для регенерации ферромагнитных суспензий и мокрого обогащения сильномагнитных руд;

ЭБС — электромагнитные барабанные для сухого обогащения сильномагнитных руд;

ЭВМ — электромагнитные валковые для мокрого обогащения слабомагнитных руд и нерудных материалов;

ЭВС — электромагнитные валковые для сухого обогащения слабомагнитных руд и нерудных материалов;

ЭРМ — электромагнитные роторные для мокрого обогащения слабомагнитных руд и нерудных материалов.

Исполнение сепараторов может быть следующим: типа ПБМ — с прямоточной ванной (без буквенного обозначения), с противо-

точной (П), с полупротивоточной (ПП) с регенерационными ваннами (Р); типа ПБС — для центробежного (быстроходного) режима работы (Ц), кроме 4ПБС-63/200, и обычного тихоходного режима (без буквенного обозначения); типов ЭВМ и ЭВС — с верхней (В) и нижней (без буквенного обозначения) подачи питания.

По требованию потребителя допускается изготавливать сепараторы типов ПБМ и ЭВМ с одним или двумя перечистными барабанами; сепараторы типа ПБМ — с пониженной магнитной индукцией, но не менее 0,132 Тл (105 кА/м); сепаратор типа 8ЭВС16/100 — с 2, 4, 6 или 8 валками.

В условное обозначение сепараторов включают слово «сепаратор», число рабочих элементов (барабанов, валков, роторов), тип, размеры рабочих элементов (для барабанных и валковых — диаметр и длина в сантиметрах, для роторных — площадь рабочей зоны и диаметр ротора в квадратных дециметрах и сантиметрах), наименование стандарта.

Технические характеристики сепараторов, выпускаемых заводами-изготовителями, приведены в табл. 4.49—4.54.

Выбор типа сепаратора производят, исходя из крупности и магнитных свойств обогащаемых минералов.

Для обогащения руд с сильномагнитными минералами (магнетит, пирротин) для крупного питания применяют сепараторы типа

Таблица 4.49. Технические характеристики сепараторов типа ПБС (ГОСТ 10512—78 и ТУ 24.08.1289—83)

Параметры	ПБС-63/50	2ПБС-90/250
Диаметр барабана, мм	630	900
Длина барабана, мм	500	2500
Крупность кусков исходного материала, мм, не более	3	25
Производительность по исходному материалу, т/ч	30	500
Мощность электродвигателя барабана, кВт, не более:		
для тихоходного режима (ПБС)	1,1	4×2
для быстроходного режима (ПБСЦ)	3	—
Число барабанов	1	2
Магнитная индукция (напряженность магнитного поля) в рабочей зоне на поверхности барабана, Тл (кА/м), не менее	0,107 (85)	0,101/0,138 (80/110)
Габариты, мм, не более:		
длина (вдоль оси барабана)	950	3400
ширина	1300	2370
высота	1600	3200
Масса сепаратора (без пускорегулирующей аппаратуры), т, не более	0,7	6,3

Т а б л и ц а 4.50. Технические характеристики сепараторов типа ПБМ (ГОСТ 10512—78)

Параметры	ПБМ-90/250Ф	ПБМ-П-90/250Ф	ПБМ-ПП-90/250	ПБМ-П-120/300	ПБМ-ПП-120/300	ПБМ-150/400*
Диаметр барабана, мм	900	900	900	1200	1200	1500
Длина барабана, мм	2500	2500	2500	3000	3000	4000
Крупность кусков исходного материала, мм, не более	6	3	0,2	3	1	В зависимости от исполнения
Мощность электродвигателя барабана, кВт, не более	4	4	3	7,5	7,5	15
Магнитная индукция (напряженность магнитного поля в рабочей зоне на поверхности барабана, Тл (кА/м), не менее	0,148 (118)	0,148 (118)	0,148 (118) 0,132 (105)	0,148 (118) 0,132 (105)	0,148 (118) 0,132 (105)	0,16 (127,4)
Габариты, мм, не более:						
длина (вдоль оси)	3038	3038	3038	3670	3704	5500
ширина	1700	1740	1720	2200	2215	3000
высота	1880	1750	1970	2360	2280	2700
Масса, т, не более	3,4	3,5	3,3	5,6	5,5	12,8

* Выпуск еще не освоен, параметры даны по ГОСТу.

Т а б л и ц а 4.51. Технические характеристики сепараторов типа ПБМ и ЭБМ, используемых для регенерации утяжелителя (ГОСТ 10512—78 и ТУ 24.08.1290—83)

Параметры	ПБМ-Р-90/250	ЭБМ-80/170П	ЭБМ-90/250
Диаметр барабана, мм	900	800	900
Длина барабана, мм	2500	1700	2500
Мощность электродвигателя барабана, кВт, не более	4	3	4
Магнитная индукция (напряженность магнитного поля на поверхности барабана), Тл (кА/м), не менее	0,138 (110)	0,264 (210)	0,264 (210)
Производительность по тяжелой среде при содержании магнетита в твердой фазе питания 70—90 %, м ³ /ч, не менее	240	270*	400*
Габариты, мм, не более:			
длина (вдоль оси барабана)	3900	3300	4100
ширина	2300	2100	2300
высота	2200	2200	2200
Масса сепаратора (без преобразователя тока и пускорегулирующей аппаратуры), т, не более	5,5	6,0	8,8

* Содержание магнетита в твердой фазе питания может быть понижено до 35%.

**Таблица 4.52. Технические характеристики сепараторов типа ЭВС
(ГОСТ 10512—78)**

Параметры	ЭВС-16/100	ЭВС-36/50	ЭВС-36/100	ЭВС-36/100
Диаметр вала, мм	160	360	360	360
Длина вала, мм	1000	500	1000	1000
Число валков	8	1	2	4
Максимальная ширина рабочего зазора при максимальном токе электромагнитной системы, мм	8; 6*	10	10	10
Магнитная индукция (напряженность магнитного поля) в рабочей зоне на выступах вала, Тл (кА/м), не менее	1,7 (1350)		1,5 (1200)	
Суммарная мощность электродвигателей валков, кВт, не более	24	7,5	22	37
Габариты, мм, не более:				
длина (вдоль оси вала)	3500	2100	2700	280
ширина	2500	1600	2300	2300
высота	3100	1850	2000	2400
Масса (без пускорегулирующей аппаратуры и преобразователя тока), т, не более	17	4	8,8	13

* 6 мм для исполнения В; 8 мм — для исполнения с нижней подачей питания.

ПБС и ЭВС, а при сухом обогащении материала крупностью —3+0 мм — сепаратор ПБСЦ.

Для выделения высокомагнитного искусственного материала — ферросилиция применяют мокрые магнитные барабанные сепараторы ПБМ и ЭБМ.

При магнитном обогащении магнетитовых руд чаще всего применяют сепараторы типа ПБМ с различными ваннами.

Для обогащения руд со слабомагнитными минералами (марганцевыми, окисленными железными, вольфрамитом) применяют сепараторы типа ЭВМ и ЭРМ.

Для сухой доводки гравитационных концентратов с целью извлечения слабомагнитных минералов могут использоваться сухие сепараторы типа ЭВС.

При эксплуатации сепараторов следует обеспечивать крупность питания в следующих пределах:

Тип сепаратора	Максимальная крупность питания, мм
ПБМ с ванной:	
прямоточной	6—0
противоточной	3—0
посупротивоточной	1—0
регенерационной	0,5—0

ПБС:	
для обычного режима	50—0
исполнение Ц	3—0
ЭБМ:	
для обогащения руд	3—0
для регенерации суспензий	0,5—0
ЭБС	50—0
ЭВМ	5—0
ЭВС	4—0
ЭРМ	0,8—0

Производительность сепаратора типа ПБС принимают по данным каталога (см. табл. 4.48). Производительность большинства сепараторов для мокрого обогащения определяют по удельным производительностям на единицу длины рабочего элемента (барабана, вала).

Таблица 4.53. Технические характеристики сепараторов типа ЭВМ (ГОСТ 10512—78)

Параметры	ЭВМ-3/100	ЭВМ-30/100	ЭВМ-40/250	ЭВМ-40/250	ЭВМ-40/200	ЭВМ-40/100
Диаметр вала, мм	300	300	400	400	400	600
Длина вала, мм	1000	1000	2500	2500	2000	1000
Число валков	2	4	2	4	2	1
Максимальная ширина рабочего зазора при максимальном токе электромагнитной системы, мм	8	8	10	10	10	9
Суммарная мощность электродвигателей валков, кВт, не более	6	9	15	23	15	5,5
Магнитная индукция (напряженность поля) в рабочей зоне на выступах вала, Тл (кА/м), не менее	1,2 (955)	1,2 (955)	1,6 (1270)	1,6 (1270)	1,1 (875)	1,2 (955)
Габариты, мм, не более:						
длина (вдоль оси вала)	3000	3000	5000	5000	3800	3200
ширина	2300	2300	2500	2800	2100	1400
высота	1800	2400	2200	2800	2000	2400
Масса (без пускорегулирующей аппаратуры, преобразователя и блока питания водой), т, не более	7	12	20	36	11	4,8

Т а б л и ц а 4.54. Технические характеристики сепараторов типа ЭРМ
(ГОСТ 10512—78)

Параметры	2ЭРМ-5/100	ЭРМ-15/160	2ЭРМ-15/160	4ЭРМ-15/160	4ЭРМ-20/160
Площадь рабочей зоны, м ² *	0,05	0,15	0,15	0,15	0,20
Число рабочих зон	2	1	2	4	4
Магнитная индукция в центре рабочей зоны (с заполнителем), Тл, не менее	1,50	1,50	1,50	1,50	1,20
Диаметр ротора, мм	1000	1600	1600	1600	1600
Суммарная мощность электродвигателей роторов, кВт, не более	3	4,5	9	18,5	26
Габариты, мм, не более:					
длина	3000	4100	5000	5500	6000
ширина	1800	2200	2200	5500	3000
высота	3500	2200	3700	4700	5500
Масса (без пульподелителя, пускорегулирующей аппаратуры, преобразователя тока и блоков питания водой), т, не более	14	15	25	45	69,5

* Площадь рабочей зоны — произведение длины полюса (по хорде) на ширину кольцевого пространства, заполненного ферромагнитными телами.

Производительность Q (т/ч по сухому исходному питанию) сепаратора типа ПБМ

$$Q = q(L - 0,1),$$

где q — удельная производительность, т/(м·ч); L — длина барабана, м.

Производительность сепараторов для слабомагнитных руд может быть определена по формуле

$$Q = qn(L - 0,1),$$

где n — число головных рабочих органов в сепараторе.

Удельные производительности для сепараторов, обогащающих сильномагнитные руды, даны в табл. 4.55, а слабомагнитные — в табл. 4.56.

Производительность роторных магнитных сепараторов определяют по данным испытаний. Так, для сепаратора 4ЭРМ-20/160 производительность (по ТУ 24.08.1211—80) определена в 90—110 т/ч.

Сроки службы и комплектность поставок сепараторов определена в ГОСТ 10512—78.

Т а б л и ц а 4.55. Ориентировочная удельная производительность барабанных магнитных сепараторов со слабым полем для мокрого обогащения (ПБМ)

Содержание в питании сепаратора, %			Тип ванны	Удельная производительность (т/(м·ч) при диаметре барабана, мм		
класса — 0,074 мм	твёрдого	магнитной фракции		900	1200	1500
10—15	50	40—60	Прямоточная	70—85	90—110	125
15—25	50	40—60	»	55—65	70—80	90—100
15—25	50	80—90	»	65—75	80—90	100—110
25—40	50	80—90	Противоточная	70—85	90—110	—
50—60	50	80—90	»	60—70	100—120	—
50—60	50	40—60	»	50—55	80—100	—
60—70	30	80—90	Полупротивоточная	28—36	56—72	80—95
60—70	20	80—90	То же	16—24	32—48	50—60
75—85	30	80—90	»	20—28	40—56	60—70
75—85	20	80—90	»	14—20	28—40	45—55
94—96	30	80—90	»	12—16	24—32	35—45
94—90	20	80—90	»	8—12	16—24	25—30

Т а б л и ц а 4.56. Удельные производительности головных валков сепараторов для слабомагнитных руд

Обогащаемый материал	Способ обогащения	Крупность, мм	Удельная производительность, т/(м·ч)
Марганцевые руды и промпродукты	Мокрый	1—0,1	5
Бурожелезняковые руды	Сухой	0,5—0	3
Стекольные пески, абразивы, пегматиты	»	1 (2)—0	1,5—2,5
То же	»	0,16—0	1
Титано-циркониевые черновые концентраты	»	Пески	1

Средний ресурс сепараторов разных типов до первого капитального ремонта, ч, не менее:

ПВС, ЭВС и ЭВМ	20 000
ПБМ и ЭВС	24 000
ЭБМ и ЭРМ	36 000

4.15. СГУСТИТЕЛИ

Сгустители предназначены для сгущения и обесшламливания различных пульп и растворов, содержащих твердые частицы.

В зависимости от конструкции и расположения привода механизма разгрузки сгустителя их разделяют на сгустители с центральным приводом и сгустители с периферическим приводом.

Одноярусные сгустители с центральным приводом, которые находят наиболее широкое распространение на обогатительных фабриках, изготавливают в двух исполнениях:

обычное — для химически нейтральных пульп и растворов;

кислотостойкое (К) — для химически активных пульп и растворов.

В условное обозначение входит слово «сгуститель», сокращенное наименование конструкции привода (Ц — центральный, П —

Т а б л и ц а 4.57. Технические характеристики одноярусных сгустителей

Параметры	Ц-2,5	Ц-4	Ц-6	Ц-9	Ц-12	Ц-15	Ц-18
Диаметр чана, м	2,5	4	6	9	12	15	18
Глубина чана в центре, м	1,5	2,5	2,5	3	3	3	3,6
Номинальная площадь осаждения, м ²	5	12	28	63	110	175	250
Потребляемая мощность привода скребков, кВт, не более	0,8	1,1	2,2	3	3	4	4
Габариты, м, не более:							
длина	3	5	7,5	10,6	14	17	20
высота	3,75	5	7,5	8	9	9,5	10
Масса, т, не более:							
с металлическим чаном	2	4,5	10,0	20	—	—	—
без чана	1,3	2	5,0	8	13	17	20

Продолжение табл. 4.57

Параметры	Ц-25	Ц-30	Ц-40	Ц-50	Ц-70	Ц-100
Диаметр чана, м	25	30	40	50	70	100
Глубина чана в центре, м	4	4	4,5	5	6,5	7,5
Номинальная площадь осаждения, м ²	490	700	1250	1950	3850	7850
Потребляемая мощность привода скребков, кВт, не более	7,5	7,5	13	13	17	22
Габариты, м, не более:						
длина	27	32	42	52	72	106
высота		12,5	13	13,5	18	20
Масса, т, не более:						
с металлическим чаном	—	—	—	—	—	—
без чана	—	—	70	80	—	200

Т а б л и ц а 4.58. Технические характеристики сгустителей с периферическим приводом (ТУ 48-22 88—76)

Параметры	П-25	П-30
Диаметр чана, м	25	30
Глубина чана в центре, м	3,6	3,6
Номинальная площадь осаждения, м ²	500	700
Мощность электродвигателя, кВт, не более	5,5	5,5
Габариты, м:		
высота, не более	6,3	6,5
наибольший радиус, не менее	13,5	17,2
Масса сгустителя без чана, т, не более	33	36

периферический), диаметр чана в метрах, исполнение (только для кислотостойкого), наименование ГОСТа.

По данным заводов-изготовителей, из крупных типоразмеров сгустителей выпускаются Ц-25, Ц-30, Ц-50, П-25 и П-30.

Технические характеристики сгустителей с центральным приводом даны в табл. 4.57, а с периферическим — в табл. 4.58.

Сгустители типа Ц используют для работы на открытом воздухе при низких температурах (до —40 °С).

В комплект сгустителей должны входить: металлический чан (для сгустителей диаметром до 9 м включительно) и устройство разгрузки сгущенного продукта (для сгустителей диаметром до 18 м включительно).

Производительность сгустителей рассчитывают по удельным производительностям (табл. 4.59). Удельные производительности могут существенно изменяться при использовании флокулянтов и колебании содержания твердого в сгущенном продукте. Нормы следует сопоставлять с условиями работы промышленного аналога и проектируемой фабрики.

Для выбранной удельной производительности q площадь сгущения S и число сгустителей n определяют по формулам:

$$S = Q/q; \quad n = S/S_c,$$

где Q — производительность по твердому в сгущаемом продукте, т/сут; S_c — площадь зеркала сгустителя, м².

Срок службы работы сгустителей до первого капитального ремонта не менее 40 000 ч для обычного и 20 000 ч для кислотостойкого исполнения.

4.16. ВАКУУМ-ФИЛЬТРЫ

Для обезвоживания продуктов обогащения и гидрометаллургии широко используют вакуум-фильтры (дисковые и барабанные) и фильтр-прессы.

Таблица 4.59. Удельные производительности при сгущении различных концентратов

Концентраты	Содержание, %		Удельная производи- тельность, т/(м²·сут)
	класса — 0,074 мм в питании	твердого в сгущенном продукте	
Свинцовые	55—65	50—60	До 1,5
	90—95	65—70	0,7—0,8
Цинковые	85—95 (класс — 0,044 мм)	65—70	0,5—0,6
	75—80	60—75	1,0
Медные	85—95 (класс — 0,044 мм)	60—70	0,7—0,9
	65—80	50—60	0,3—0,4
Медно-никелевые	80—85	65—70	1,5
	90—95	60—65	0,6—0,7
Никелевые	90—98 (класс — 0,044 мм)	55—60	0,4—0,5
	75	55—70	0,3—0,4
Пиритные	73—78 (класс — 0,044 мм)	65—70	1,25
	75—80 (класс — 0,044 мм)	65—70	1,1
Апатитовые	75—85	60—65	1,1
	65—70 (класс — 0,044 мм)	70—75	2,2—4
Баритовые	40—45	70—75	1—2
	75	52—58	3,6
Сурьмяные	90—95 (класс — 0,044 мм)	48—49	4,7
	85	60—85	1,3—1,4
Флюоритовые	55—60	50	0,5—0,6
	60	60—70	1—2
Железные (магнетито- вые)	80	65	8
	75 (класс — 0,044 мм)	60	6
Титано-магнетитовые	70—75	56	5
	75—90 (класс — 0,044 мм)	45—60	6—10
Молибденовые	До 98	45—60	5—8,5
		40—45	0,2

Дисковые вакуум-фильтры изготавливают двух типов: 01 (Д) — общего назначения для суспензий с твердой фазой с плотностью до 2 т/м³; 04 (ДШ) — с шатровой крышей для суспензий с твердой фазой с плотностью от 2 до 5 т/м³, в том числе для суспензий с паровой сушкой осадка и суспензий, образующих пары и требующих их отсоса вентиляцией.

Дисковые вакуум-фильтры изготавливают в двух исполнениях по материалу: из углеродистой стали (У) и в коррозионностойком (К). В условное обозначение входят сокращенное наименование типа, площадь поверхности (в м²), диаметр диска, исполнение и наименование стандарта. Технические характеристики приведены в табл. 4.60.

Помимо указанных условных обозначений в ТУ предусмотрено введение условных обозначений фильтров по цифровой системе. В этом случае наименование включает сокращенное слово «фильтр» — (Ф), цифры (1) — непрерывного действия;

Т а б л и ц а 4.60. Технические характеристики дисковых вакуум-фильтров

Типоразмер	Исполнение	Поверхность фильтра- ция, м ²	Число дис- ков	Установоч- ная мощ- ность элект- родвигателя, кВт	Габариты, мм			Масса, т
					длина	ширина	высота	
Д 0,3-0,6	К	0,3	1	0,75	1000	900	1500	0,2
Д 8-2,5	У, К	8	1	4,1	2500	3200	3300	4,5
Д 16-2,5	У, К	16	2	4,1	2800	3200	3300	5,6
Д 32-2,5	У, К	32	4	5,2	3600	3200	3300	8,3
Д 50-2,5	У, К	50	6	6,2	4400	3200	3300	10,1
Д 63-2,5	У, К	63	8	8	5500	3200	3300	12,4
Д 80-2,5	У	80	10	(8,0)	6300	3200	3300	(13,6)
Д 100-3,75	У	100	6	(8,0)	5100	4400	4600	(17,0)
Д 160-3,75	У	160	10	(15,0)	7700	4400	4600	(24,0)
Д 250-3,75	У	250	14	20,5	9500	4400	4600	34,0
ДШ 63-2,5	У	63	8	9,5	5500	3300	3900	15,1
ДШ 100-2,5	У	100	12	11,5	7100	3300	3900	19,1
ДШ 160-3,75	У	160	10	18,5	7700	4500	5200	(27,0)
ДШ 250-3,75	У	250	14	26,0	9500	4500	5200	38,0

Примечания. 1. Установочная мощность и масса фильтров, указанные в скобках, для типоразмеров Д 80-2,5, Д 100-3,75, Д 160-3,75 и ДШ 160-3,75 будут уточнены после освоения фильтров. 2. Фильтры типа ДШ допускается изготавливать без шаговой крышки.

(1) — вакуумного; (2) — дискового; 01 или 04 — тип; поверхность фильтрования (в квадратных метрах); материал исполнения (1 — из углеродистой стали).

Барабанные вакуум-фильтры изготавливают двух типов: с наружной 01 (Б) и внутренней 09 (В) фильтрующей поверхностью.

09(В) — фильтры с наружной фильтрующей поверхностью выпускают следующих типов:

01(БО) — общего назначения;

02(БсхО) — со сходящим полотном общего назначения;

10(БсхЛ) — со сходящим полотном для легкофильтрующихся суспензий;

11(БЛ) — для легкофильтрующихся суспензий с крупнокристаллической твердой фазой;

12(БТ) — для труднофильтрующихся и малоконцентрированных суспензий;

13, 14, 15(БН, Б6Н и БГ) — для фильтрования с намывным слоем и с герметизацией аппарата.

В зависимости от материала, из которого изготавливают основные детали (барабаны и др.), соприкасающиеся с обрабатываемой средой, различают следующие исполнения вакуум-фильтров:

1(У) — детали из углеродистой стали;

3(К) — детали из коррозионно-стойкой стали;

Т а б л и ц а 4.61. Технические характеристики барабанных вакуум-фильтров общего назначения

Типоразмер	Исполнение	Поверхность фильтрования, м²	Мощность электродвигателя, кВт	Габариты, мм			Масса, т
				длина	ширина	высота	
БОК 0,25-0,5	К	0,25	0,9	950	900	1700	0,4
БО 1-1,0	К, Р	1	1,2	1600	1600	1700	1,3
БО 3-1,75	К, Р	3	2,2	2200	2500	2600	2,7
БО 5-1,75	У, К, Р	5	2,2	2900	2410	2230	4,9
БО 10-2,6	У, К, Р	10	4,4	3360	3320	3060	7,8
БО 20-2,6	У, К, Р	20	6	4750	3320	3060	13
БОУ 40-3,0	У	40	9,5	8300	4600	3900	18
БОУ 80-3,75	У	80	22	9800	5300	4900	45
БсхО КЗ-1,75	К	3	3	2200	2690	2300	2,5
БсхОУ 5-1,75	У	5	3	2690	2690	2220	3,3
БсхО 10-2,60	У, К	10	5	3590	3360	3060	5,2
БсхО 20-2,60	У, К	20	6,6	4800	4200	3700	15,5
БсхО 40-3,40	У, К	40	14,1	6120	4280	4280	14,3
БсхОУ 80-3,75	У	80	19,7	9500	5900	5100	38

Примечание. Габариты и масса указаны для фильтров исполнения У

8(Р) — детали из углеродистой стали гуммированные, из неметаллических материалов или из коррозионно-стойкой стали;

9(Х) — детали из низколегированной стали для работы при температуре до минус 70 °С;

4(Т) — детали из титана.

Фильтры с внутренней фильтрующей поверхностью выпускают по ГОСТ 8722—78 в двух исполнениях (У) и (К). В условное обозначение кроме типа входит площадь поверхности фильтрования (в м²), а для фильтров (Б) — диаметр барабана (в м).

Технические характеристики барабанных фильтров чаще всего применяемых типов приведены в табл. 4.61.

Ленточные фильтры выпускают пяти типоразмеров, отличающихся площадью фильтрования; значение площади (в м²) обозначается первой цифрой после буквы Л. Выпускаются следующие типоразмеры: Л1,6-0,5/3,2; Л2,5-0,5/4,8; Л4-0,5/8 и Л10-1,25/8.

Фильтр-прессы рамные на обогатительных фабриках практически не применяют.

На обогатительных фабриках находят применение автоматические *камерные* фильтр-прессы типа ФПАКМ, выпускаемые по ГОСТ 19756—84 в пяти типоразмерах с площадью фильтрования 2,5; 5; 12; 5; 25 и 50 м². Фильтры выпускают в обычном и кислотостойком исполнении.

Выбор типа фильтров. На фабриках большой производственной мощности с концентратами крупностью менее 0,2—0,15 мм

применяют, как правило, дисковые фильтры типа Д, ДШ. При небольшом выходе концентрата крупностью менее 0,2—0,15 мм применяют барабанные фильтры с наружной фильтрующей поверхностью типа БОУ и БОК.

На фабриках, перерабатывающих фосфорные руды, чаще всего используют барабанные фильтры с внутренней фильтрующей поверхностью типа ВУ. Для фильтрования крупнозернистых продуктов крупностью до 3 мм применяют ленточные фильтры.

Технические характеристики вакуум-фильтров, выпускаемых заводами-изготовителями, приведены в табл. 4.62. На отдельных фабриках, перерабатывающих очень тонкие концентраты, применяют фильтры ФПАКМ.

Производительность фильтров рассчитывают по удельным производительностям, взятым по данным практики (табл. 4.63).

При известной производительности по концентрату Q (т/ч) сперва определяют общую площадь фильтрования

$$S = Q/q,$$

Таблица 4.62. Технические характеристики вакуум-фильтров

Типоразмер		Площадь фильтро- вания, м ²	Установоч- ная мощность электро- двигателя, кВт	Масса фальста, т
Цифровая система	Буквенная система			
Ф.1.1.1.01.0005	БОУ 5-1,8	5	1,9	2,6
Ф.1.1.1.01.0010	БОУ 10-1,8	10	2,8	3,1
Ф.1.1.1.01.00.20.1	БОУ 20-2,6	20	3,0	13,0
Ф.1.1.1.01.0040.00.1—02	БОУ 40-3,4	40	4,0	17,0
Ф.1.1.1.01.0080.00.1	БОУ 80-3,75	80	15—23	40,2
Ф.1.1.1.09.0025	ВУ 25-2,5	25	6,0	10,5
Ф.1.1.1.09.0040	ВУ 40-2,5	40	7,5	16,9
Ф.1.1.2.01.0016.1	Д 16-2,5У	16	4,1	5,5
Ф.1.1.2.01.0032.1	Д 32-2,5У	32	6,2	8,2
Ф.1.1.2.01.0050.1	Д 50-2,5У	50	6,2	10,5
Ф.1.1.2.02.0063.1	Д 63-2,5У	63	7,8	12,4
Ф.1.1.2.04.0063.00.1—001	ДШ 63-2,5У	63	7,8	14,5
Ф.1.1.2.04.0100.1	ДШ 100-2,5У	100	17,0	19,7
Ф.1.1.2.01.0160.00.1—001	Д 160-3,75У-001	160	13,5	25,4
Ф.1.1.01.0250.00.1—001	Д 250-3,75У-001	250	16,5	35,0
—	Лу 1,6-05-3,2-П	1,6	3	3,4
—	Лу 4-05-8 П	4,0	5,5	6,4
—	Лу 10-1,25-8	10,0	10,0	22,2

Т а б л и ц а 4.63. Удельные производительности при фильтровании различных концентратов

Концентраты	Содержание, %		Удельная производительность, т/(м ² ·ч)	Вязкость осадка, %
	класса — 0,074 мм в питании	твёрдого в питании		
Свинцовые	55—65	50—60	0,12—0,15	9—12
	90—95	65—75	0,15—0,20	10—12
	85—95 (класс — 0,044 мм)	65—75	0,22	10—12
Цинковые	75—80	65—70	0,23	11—12,5
	85—90	45—65	0,1—0,15	14—16
	85—95 (класс — 0,044 мм)	50—60	0,1—0,2	15—18
Медные	65—80	65—70	0,1—0,2	12—14
	80—85	45—65	0,05—0,1	10—11
	90—95	65—70	0,1—0,28	12—14
	90—98 (класс — 0,044 мм)	60—70	0,1—0,25	14—16
Медно-никелевые	75	60—70	0,22—0,46	17—19
Никелевые	75—80 (класс — 0,044 мм)	60—65	0,2	17
Сурьмяные	85	50	0,05	15—25
Баритовые	90—95 (класс — 0,044 мм)	60—65	0,13	9—9,5
Флюоритовые	55—60	60—70	0,12—0,2	12—14
Железные (магнетитовые)	50—52	60—55	0,6	10,8
	60		0,5—0,6	9,0
	90	50—58	0,5—0,7	9—10
	95	45—50	0,4—0,55	9,5—9,6
	98 (класс — 0,05 мм)	50—60	0,2—0,35	11—11,8
Гематито-магнетитовые	30	55—60	1,9—2	8
Обжигмагнитные	92—94	35—46	0,4—0,5	9,5—11
Титано-магнетитовые	68—84	45—60	0,4	9,5—9,8
	75—90 (класс — 0,044 мм)	45—60	0,35	9,5—10,0
Пиритные	75—85	70—75	0,3—0,5	11—13
	85—90	60	0,35	12—14
	65—70 (класс — 0,044 мм)	70—75	0,3	12—15
Молибденовые	75—80	20	0,2—0,3	12—14
	85—90	52—54	0,08—0,1	20—24

а затем число фильтров n , необходимых для установки,

$$n = S/S_{\phi},$$

где S_{ϕ} — площадь фильтра, м^2 ; q — удельная производительность, $\text{т}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$.

4.17. СУШИЛКИ

Для сушки концентратов применяют барабанные прямоточные и противоточные сушилки. Чаще используют прямоточные сушилки, в которых направление движения горячего сушильного агента совпадает с направлением движения продукта.

По ГОСТ 11875—79 предусмотрен широкий перечень типоразмеров сушилок, отличающихся диаметром барабана и его длиной. В практике работы обогатительных фабрик применяют сушилки, технические характеристики которых приведены в табл. 4.64.

По нормам института Механобр для сульфидных концентратов рекомендуемое напряжение объема по испаренной влаге 60—70 $\text{кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$, а для окисленных медных концентратов — 90—100 $\text{кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$.

Типоразмер сушилки обычно выбирают путем расчета необходимого объема сушилок, исходя из удельного напряжения объема по испаренной влаге (табл. 4.65).

Общая масса влаги, выделяемой при сушке концентратов при известной влажности осадка S_n и требуемой влажности высушенного продукта S_k :

$$W_n = 10^3 Q (R_n - R_k),$$

где W_n — производительность по удаленной влаге, $\text{кг}/\text{ч}$; Q — производительность по сухому концентрату, $\text{т}/\text{ч}$; R_n и R_k — отношение $J : T$ в исходном и конечном продуктах сушки;

$$R = S/(100 - S);$$

где S — влажность, %.

Требуемый объем сушилок V при известном напряжении объема сушилки по испаренной влаге A :

$$V = W_n/A,$$

а число сушилок

$$n = V/V_c,$$

где V_c — объем сушилки, м^3 .

Т а б л и ц а 4.64. Технические характеристики барабанных прямооточных сушилок (ГОСТ 11875—78)

Размеры барабана, м		Мощность электродвигателя, кВт, не более	Объем барабана, м³	Масса, т, не более	Габариты, мм		
диаметр	длина				длина	ширина	высота
1,0	4	9,0	3,1	5,8	5 300	2260	2150
1,0	6	9,0	4,7	6,4	7 300	2280	2150
1,2	6	9,0	6,8	8,5	7 350	2550	2350
1,2	8	12,5	9	9,3	9 350	2550	2350
1,2	10	12,5	11,3	10	11 400	2550	2350
1,6	8	22,4	16	16,9	9 700	3350	3100
1,6	10	28	20	18,3	11 700	3350	3100
1,6	12	33,5	24	19,6	13 700	3350	3100
2,0	8	25	25	25,1	9 900	3850	3600
2,0	10	25	31	27,1	11 950	3850	3600
2,0	12	30	38	29,1	13 950	3850	3600
2,2	14	47,5	53	37,1	16 150	3950	3750
2,2	16	53	61	39,3	18 150	3950	3750
2,5	14	75	69	85	16 900	4650	4350
2,5	20	95	98	115	25 000	5100	5100
2,8	14	90	86	102	16 900	5400	5300
3,0	20	160	141	155	24 000	5800	6150
3,2	22	212	177	205	27 000	6200	7200
3,5	27	355	260	270	36 000	6550	5900

Помимо указанных сушилок на ряде фабрик при сушке концентратов, получаемых в небольших количествах, используют шнековые сушилки с электронагревом, а также барабанные сушилки с косвенным нагревом. Такие сушилки используют для оловянных и молибденовых концентратов. На ряде фабрик также

Т а б л и ц а 4.65. Напряжение объема барабанных сушилок по испаренной влаге для различных продуктов

Концентрат	Влажность, %		Напряжение объема по испаренной влаге, кг/(м³·ч)	Удельный расход условного топлива, кг/кг влаги
	на входе $S_{\text{в}}$	на выходе $S_{\text{к}}$		
Цинковый	11—17	6—7	15—25	0,12—0,17
Свинцовый	15—16	7—8	15—20	0,12—0,17
Медный	10—18	0—7	20—65	0,12—0,19
Медно-никелевый	18—20	8—10	30—40	0,12—0,16
Пиритный	10—14	3—8	15—40	0,15—0,17
Баритовый	14	4—5	10—11	0,175
Флюоритовый	10—20	0—1	40—50	0,15—0,19
Магнетитовый	8—11	0,7—2,5	30—60	0,14—0,25
Апатитовый	11	1	69	0,19

применяют сушылки кипящего слоя для ртутно-сурьмяных и титановых концентратов и трубы-сушилки (для медных концентратов). Для сушки продуктов с высокой влажностью могут быть также использованы сушилки распылительные.

4.18. ВАКУУМ-НАСОСЫ И ВОЗДУХОДУВКИ

Вакуум-насосы на обогатительных фабриках комплектуют с вакуум-фильтрами. С ними же в большинстве случаев связаны воздуходувки. Кроме того, воздуходувки и вентиляторы исполь-

Т а б л и ц а 4.66. Технические характеристики водокольцевых вакуум-насосов, воздуходувок и турбовоздуходувок

Типоразмер	Производительность, м ³ /мин	Мощность электродвигателя, кВт	Масса, т	Вакуум максимальный, %	Давление избыточное, МПа

Водокольцевые вакуум-насосы

ВВН-1,5М	1,5	5,6	0,2	93	—
ВВН-3	3	7,5	0,36	90	—
ВВН-6	6	18,5	0,64	95	—
ВВН-12М	12	22—30	0,96	97	—
ВВН-25	25	75	2,15	96	—
ВВН-50	50	110	4,8	95	—
ВВН-2-150	150	315	14,6	90	—
ВВН-300	300	630	25,5	90	—

Водокольцевые воздуходувки

ВК-1,5	1,5	5,5	0,4	—	0,18
ВК-3	3	15	0,5	—	0,18
ВК-6	6	22	0,7	—	0,22
ВК-12М	12	40	1,3	—	0,22
ВК-25	25	75	2,4	—	0,21
ВК-50	50	200	6,9	—	0,15

Турбовоздуходувки

ТВ-50-1,6 (1,9)	50	100(160)	4,3 (5,7)	—	0,16 (0,19)
ТВ-80-1,2 (1,4; 1,6; 1,8)	80	55 (100, 160; 200)	2,7 (3,7; 4,4; 5,6)	—	0,12 (0,14; 0,16; 0,18)
ТВ-100-1,12	100	40	1,2	—	0,11
ТВ-150-1,12	150	55	1,5	—	0,11
ТВ-175-1,6	175	250	5,7	—	0,16
ТВ-200-1,12 (1,25; 1,4)	200	75 (160; 200)	1,6 (4,1; 4,9)	—	0,11
ТВ-300-1,6	300	400	1,7	—	0,16
ТВ-350-1,06 (1,08)	350	55 (125)	1,6 (1,7)	—	0,11

Таблица 4.67. Удельная пропускная способность и удельный расход воздуха [$\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{мин})$] вакуум-насосов и воздухоудовок

Тип вакуум-фильтра	Удельная пропускная способность вакуум-насоса при удельной производительности вакуум-фильтра по твердому, $\tau/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$			Удельный расход сжатого воздуха при отдувке	
	0,2	0,2—0,8	0,8	обычной	импульсной
Барабанный (БОУ, БОК)	0,3—0,8	0,8—1,5	1,5—3	0,2—0,4	0,05—0,2
Дисковый (ДУ, ДШ)	0,5—1,0	1—1,5	1,5—2,5	0,4—0,8	0,2—0,4
Барабанный (БУ)	0,5—1,0	1—1,7	1,7—2,5	0,5—1,0	0,3—0,5
Ленточный (Л)	—	1—2	2—5	—	—

Таблица 4.68. Нормы расхода и давления сжатого воздуха при работе флотационных и отсадочных машин

Типоразмер обогатительного аппарата	Расход воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$ на 1 камеру	Необходимое избыточное давление, МПа, не более	Типоразмер обогатительного аппарата	Расход воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$ на 1 камеру	Необходимое избыточное давление, МПа, не более
<i>Отсадочная машина</i>			ФПМ 16	10	0,08
ОПМ-12 (13, 14, 15)			ФПМ 25	15	0,035
5—6			ФПМ 40	18	0,05
0,035			ФП 10	7,5	0,15
<i>Флотомашин</i>			ФП 40	15	0,15
ФПМ 1,6	1,6	0,012	ФП 80	30	0,16
ФПМ 3,2	3	0,018—0,02	ФП 100	40	0,18
ФПМ 6,3	5	0,018—0,02			
ФПМ 8,5	7	0,02			
ФПМ 12,5	10	0,03			

зуют при сушке, флотационном и гравитационном обогащении. Типоразмеры аппаратов и их технические характеристики приведены в табл. 4.66.

Требуемая пропускная способность вакуум-насоса по отсасываемому воздуху зависит от характера фильтруемого материала, влияющего на удельную производительность фильтра по твердому. Нормируемая удельная пропускная способность вакуум-насоса на 1 м^2 фильтрующей поверхности фильтра дана в табл. 4.67.

Нормы расхода и давления сжатого воздуха, необходимого для работы флотационных и отсадочных машин, приведены в табл. 4.68.

Технические характеристики дымососов и вентиляторов, необходимых для работы сушилок, приведены в табл. 4.69 и 4.70.

Т а б л и ц а 4.69. Технические характеристики дымососов

Типоразмер	Пропускная способность, тыс. м³/ч	Давление, гПа	Мощность электродвигателя, кВт	Температура проходящих газов, °С
Д-6	14—19	11; 6	4; 10	200
Д-10	23—38	1,7; 10	12; 30	200
Д-12	55	24	57,5	200
Д-13,5	87	32	114	200
Д-15,5	52	42	217	200
Д-18	105	32	215	200
Д-20	150	39	380	250
Д-13,5×2*	60—75	11; 18	26; 54	250
Д-21,5	60—75	47	90; 282	250
	105—305	30	558	
Д-18×2	250—300	20—30	200; 300	200
Д-20×2*	300—400	20—40	350; 700	200

* Двустороннего всасывания.

Т а б л и ц а 4.70. Технические характеристики дутьевых вентиляторов

Типоразмер	Пропускная способность, тыс. м³/ч	Давление, гПа	Мощность электродвигателя, кВт	Максимальная температура воздуха, °С
ВД-6	8—12	22—10	3—12	30
ВД-8	14—19	18—10	9—16	30
ВД-10	28—38	27—16	50—68	30
ВД-12	55	39	75—93	30
ВД-13,5	88	50	187	30

Продолжение табл. 4.70

Типоразмер	Пропускная способность, тыс. м³/ч	Давление, гПа	Мощность электродвигателя, кВт	Максимальная температура воздуха, °С
ВД-15,5	124	67	350	30
ВД-18	105	51	340	30
ВД-20	150	63	700	30
ВДН-24	210	38	257	30
ВДН-25	220	43	325	30
ВДН-26	240	27	372	30
ВДН-23×2	320	37	379	30
ВДН-24×2П	400	30	200	30
ВГД-13,5	60—65	31	51—73	200—400
ВГД-15,5	85	41—29	95—136	200—400
ВГД-20	146	39—16	156—223	200—400

4.19. НАСОСЫ

Насосы центробежные выпускают двух видов — грунтовые и песковые.

Грунтовые насосы с подачей от 27 до 16 000 м³/ч (от 7,5 до 4450 л/с) и напором от 9,5 до 1000 м предназначены для перекачивания гравийных, песчано-гравийных, шлаковых, золошлаковых и других абразивных гидросмесей кислотностью (рН) не менее 6 и не более 8, плотностью до 1300 кг/м³. По согласованию с изготовителем насосы могут изготавливаться для перекачивания гидросмесей плотностью до 2200 кг/м³.

Типы выпускаемых насосов приведены в табл. 4.71.

Исполнения насосов: по расположению оси вращения рабочего колеса — горизонтальными или вертикальными (В); по виду уплотнения вала — с сальниковым, торцовым (Б) и манжетным (М) уплотнением вала.

Основные параметры насосов при работе на воде приведены в табл. 4.72.

В условное обозначение включены: слово «насос», исполнение, подача (м³/ч), напор (м), обозначение обточки рабочего колеса, пониженная частота вращения (мин⁻¹), исполнения уплотнения и климатическое.

Таблица 4.71. Типы и конструктивные особенности грунтовых насосов

Тип насоса	Размер проходного сечения проточного тракта	Конструкция корпуса	Материал деталей проточной части
Гр ГрУ ГрО	Нормальный Увеличенный на 25 %, не менее Уменьшенный на 15 %, не более	Однокорпусный	Износостойкий металл
ГрТ ГрУТ ГрОТ	Нормальный Увеличенный на 25 %, не менее Уменьшенный на 15 %, не более	Двухкорпусный	То же
ГрТК ГрК	Нормальный	То же	Резина
ГрОК	Уменьшенный на 15 %, не более	Однокорпусный	Абразивный материал на органической связке

Таблица 4.72. Технические характеристики грунтовых насосов

Типоразмер	Подача по питанию, м³/ч	Развиваемое давление, МПа	Мощность электродвигате- ля, кВт	Масса, т
1ГрТ 50/16; 1ГрК 50/16	50	0,16	7,5	0,33
1ГрТ 100/40	100	0,4	11	0,31
1ГрТ 160/31,5	160	0,31	45	0,91
1КрК 160/31,5	160	0,31	37	0,89
1ГрТ 160/31,56	160	0,2	37	0,88
ГрТ 160/71а	160	0,63	22	0,82
ГрУ 400/20	400	0,2	75	1,5
1ГрТ 400/40	400	0,4	55	1,35
1ГрК 400/40			132	2,5—2,8
ГрУ 800/40	800	0,4		4,2—4,6
ГрТ 800/71	800	0,71	200	7,6—8,4
800/716	400	0,5	400	
ГрТ 1250/71	1250	0,71		8,7—9,5
ГрУ 1600/25	1600	0,25	630	6,4
ГрТ 1600/50 (ГрК)	1600	0,5	250	8,8
ГрТ 1600/60а (ГрК)	800	0,48	500	7,5
ГрУ 2000/63	2000	0,63	250	6,8
ГрТ 4000/71	4000	0,71	800	30,4
ГрТ 4000/71а	3800	0,58	1600	27,6
2ГрТ 8000/71	6800—9000	0,68—0,71	1250	60,85
			3150	

Песковые насосы (электронасосные агрегаты типа НПБ) предназначены для перекачивания продуктов обогащения руд и глиноземного производства, песчаных и других абразивных гидросмесей кислотностью (рН) от 6 до 8, плотностью до 1900 кг/м³, объемной концентрацией твердых включений до 55 %, крупностью частиц не более 6 мм.

В условное обозначение электронасосного агрегата включены: тип насоса (НПБ — насос песковый с боковой подачей), внутренний диаметр выходного патрубка (мм), диаметр рабочего колеса (мм), подача (в м³/ч), напор (в м), исполнение уплотнения вала — СП (сальниковое промывочное) или Т (торцевое) и климатическое исполнение. При изготовлении агрегата с рабочими органами (отвод, рабочее колесо), футерованными резиной, после обозначения типа насоса вводится буква Р.

Комплектность поставок определяется по ГОСТу или ТУ.

Основные параметры и размеры песковых насосов приведены в табл. 4.73.

Типоразмер насоса выбирают, исходя из плотности перекачиваемой пульпы, подачи и требуемого напора. При выборе насосов, сопрягаемых с гидроциклонами, желательно выдерживать соотношение насос и гидроциклон в соотношении 1:1. Для разгрузки сгущенных продуктов из сгустителей небольшого размера целесообразно использовать диафрагмовые насосы.

Таблица 4.79. Технические характеристики песковых насосов

Типоразмер	Подача по питанию, м³/ч	Развиваемое давление, МПа	Мощность электродвигателя, кВт	Масса, т
П12,5/12,5	12,5	0,12	3	0,11
ПР63/22,5-СП	63	0,22	11	0,33
ПК63/22,5-СП	63	0,22	15	0,41
ПК63/22,5а-СП	58	0,19	11	0,35
НПБР100-400-160/20	160	0,2	30,37	—
НПБ100-400-160/20				
НПБ160-550-230/24	230	0,24	55	2
НПБР150-550-230/24				
НПБ150-550-250/28	250	0,28	75	2,50
НПБР160-550-250/28				
НПБ150-550-315/40	315	0,40	110	2,50
НПБР150-550-315/40				
ПРВП63/22,5	63	0,22	11	0,38
ПКВП63/22,5	63	0,22	15	0,44
ПКВП63/22,5б	55	0,16	11	0,40
ПВП125/60	125	0,60	75	1,55
ПВП160/20	160	0,20	30	0,85
ПВП250/28	250	0,28	55	1,10

Срок службы (ч) в зависимости от состава перекачиваемой смеси для проточной части насоса

Хвосты руд цветных металлов (кварцевые, пиритные, цинковые)	3100
Хвосты руд черных металлов	2500
Глинисто-песчаные породы	5200
Крупнозернистые пески	4000
Песчано-гравийные породы	3600
Гравийные и дробленые породы	2100

4.20. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПЫЛЕУЛАВЛИВАНИЯ

Аппараты пылеулавливания используют для очистки дымовых газов, получаемых при сушке концентратов, и загрязненного воздуха системы аспирации цехов обогатительной фабрики. Для пылеулавливания обычно применяют двух-, трехстадийные системы, включающие на I стадии сухие циклоны, на II стадии — батарейные циклоны, на III стадии — рукавные фильтры, электрофильтры либо мокрые пылеуловители. Расчет циклонов и других аппаратов приводится в учебной литературе.

Батарейные циклоны выбирают по их производительности, входящей в типоразмер аппарата (цифры соответствуют производительности в тыс. м³/ч). Промышленностью выпускаются батарейные пылеуловители типоразмеров БП-3, БП-15, БП-35, БП-75, БП-100, а также ПБЦ-50. Из мокрых пылеуловителей преимущественное применение на обогатительных фабриках находят МПР-100, скрубберы Вентури. Технические требования к мокрым

пылеуловителям по ГОСТ 25631—83. На последних стадиях пылеулавливания используют рукавные фильтры (ГОСТ 20877—75) и электрофильтры.

Рукавные фильтры и электрофильтры рассчитывают по методикам, учитывающим скорость прохождения воздуха через аппараты.

4.21. ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

Контактные чаны. Чаны для рудных пульп выпускают в соответствии с ТУ в обычном и кислотостойком (К) исполнении. В условное обозначение входят (кроме сокращения слов «контактный чан»), объем чана (в м³), вид исполнения (только для кислотостойкого).

Технические характеристики контактных чанов даны в табл. 4.74.

Железоотделители электромагнитные применяют для извлечения ферромагнитных предметов массой от 0,1 до 25 кг из угля и других немагнитных сыпучих материалов.

Железоотделители изготавливают трех типов: Ш — шкивные; П — подвесные; ПС — подвесные саморазгружающиеся.

Основные параметры и размеры определяются ГОСТ 13602—79.

4.22. ЛЕНТОЧНЫЕ КОНВЕЙЕРЫ

В горнорудных отраслях промышленности наибольшее применение находят конвейеры общего назначения, изготавливаемые в соответствии с ГОСТ 22644—77 — ГОСТ 22647—77 с лентой шириной (м): 400—650, 800—1200, 1400, 1600 и 2000, выпускаемые по каталогу.

При подъеме грузов ленточными конвейерами максимально допустимый угол наклона конвейера не должен превышать 18—20°.

Т а б л и ц а 4.74. Технические характеристики контактных чанов обычного исполнения

Типоразмер	Объем, м ³	Мощность электродвигателя, кВт	Масса, т
КЧ-08	0,8	1,5	0,7
КЧ-1,6	1,6	1,5	0,8
КЧ-3,15	3,15	2,2	1,2
КЧ-6,3	6,3	5,5	1,8
КЧ-12,5	12,5	7,5	3,7
КЧ-25	25	15,0	5,2
КЧ-50	50	18,5	9,6
КЧ-100	100	30,0	13,8

Т а б л и ц а 4.75. Наибольшие допустимые скорости v ленты

Характеристика типа грузов	v (м/с) при ширине ленты B , мм						
	650	800	1000	1200	1400	1600	2000
Пылевидные концентраты	1	1	1	1	1	1,25	1,25
Мелкокусковые $d_{\max} \leq 80$ мм	2	2,5	3,15	4	4	5	5
Среднекусковые $d_{\max} \leq 160$ мм	1,6	2,0	2,5	3,15	4,0	4	4
Среднекусковые $d_{\max} = 160 \div 350$ мм	—	—	2	2,5	2,5	3,15	3,15
Крупнокусковые $d_{\max} > 350$ мм	—	—	—	2	2	2,5	3,15

Подача конвейера Q (т/ч):

$$Q = 10^6 Q_{\Gamma} K_3 / (n_0 m_0 T_{\text{см}} K_M),$$

Q_{Γ} — средняя производительность конвейера (конвейерной линии), млн. т/год; n_0 — число рабочих дней в год; m_0 — число рабочих смен в сутки; $T_{\text{см}}$ — число рабочих часов в смене; K_M — коэффициент машинного времени, $K_M = 0,85 \div 0,9$; K_3 — коэффициент запаса; $K_3 = 1,15 \div 1,25$ для обогатительных машин.

Выбор скорости и ширины ленты. Для транспортирования материалов должны выбираться следующие скорости в зависимости от ширины ленты (табл. 4.75).

В специальных случаях рекомендуется применять следующие скорости ленты: для рудоразборных и породотборных конвейеров 0,2—0,6 м/с; для тонких сушеных концентратов 0,5—0,8 м/с; при загрузке конвейера в нескольких точках (сборные конвейеры) 0,5—1,6 м/с; при наличии разгрузочной тележки 1,25—2,5 м/с; при установке на конвейере ленточных весов типа ЛТМ до 2,5 м/с. Для конвейеров длиной до 30—50 м скорость принимается не более 2 м/с.

Определение ширины ленты по максимально допустимой подаче конвейера. Номинальная подача горизонтальных конвейеров, не имеющих промежуточных разгрузочных устройств, при скорости ленты 1 м/с в зависимости от ширины ленты соответствует следующим значениям (табл. 4.76).

Т а б л и ц а 4.76. Номинальная подача (м³/ч) горизонтальных конвейеров в зависимости от ширины ленты

Форма рабочей ленты	Ширина ленты, мм						
	300	400	500	650	800	1000	1200
Желобчатая	—	40	63	100	160	250	400
Плоская	12	16	25	40	63	100	160

Продолжение табл. 4.76

Форма рабочей ленты	Ширина ленты, мм				
	1400	1600	2000	2600	3000
Желобчатая	500	630	1000	1600	2500
Плоская	200	250	400	630	1000

С учетом ширины ленты и максимально-допустимой скорости по д а ч а конвейера Q определяется как

$$Q = W_n v \rho_n,$$

где v — скорость (см. табл. 4.75); W_n — объемная подача (см. табл. 4.76), м³/ч; ρ_n — насыпная плотность, т/м³.

Определение мощности электродвигателя производится по специальным методикам.

4.23. ПИТАТЕЛИ

Пластинчатые питатели применяют для равномерной выдачи сыпучих материалов из бункеров, воронок и других емкостей в рабочие машины или транспортирующие устройства.

Питатели изготавливают трех типов:

1 — тяжелого — для транспортирования материала плотностью до 2500 кг/м³, с кусками крупностью не более 0,6 ширины полотна;

2 — среднего — для транспортирования материала плотностью до 2400 кг/м³, с кусками крупностью не более 0,5 ширины полотна и их массой до 500 кг;

3 — легкого — для транспортирования материала плотностью до 1000 кг/м³, с кусками крупностью не более 0,4 ширины полотна и их массой до 125 кг.

В условное обозначение входят слово «питатель», тип питателя, ширина полотна (в м) и расстояние между осями приводного и натяжного валов (в дм).

Основные типоразмеры пластинчатых питателей, выпускаемых для рудного материала

1-15-45;	1-15-60;	1-15-90;	1-15-120;	1-15-150
1-18-60;	1-18-90;	1-18-120;	1-18-150;	1-18-180
1-24-90;	1-24-120;	1-24-150;	1-24-180	

Такие же питатели применяются в среднем исполнении.

Скорость полотна для питателей полотном шириной 1500 мм составляет 0,025—0,080 м/с, а для остальных типоразмеров 0,02—0,06 м/с.

Таблица 4.77. Технические характеристики качающихся питателей тяжелого типа (ОСТ 24.082.12- 83)

Параметры	КТ-5	КТ-8	КТ-10	КТ-12	КТ-14
Размеры платформы, мм:					
ширина	500	800	1000	1250	1400
длина	1100	1400	1800	2100	2650
Максимальная подача, м ³ /ч	55	125	160	250	735
Наибольший размер кусков руды, мм	160	300	400	500	700
Мощность электродвигателя, кВт	4	5,5	10	13	30
Масса, т	1,5	1,3	2,4	3,8	6,4

Подача питателя Q (т/ч) может быть рассчитана по формуле

$$Q = 3600 B h v \psi \rho_n,$$

где B — ширина между бортами, м; h — высота борта, м; v — скорость движения полотна питателя, м/с; ψ — коэффициент наполнения лотка ($\psi = 0,65 \div 0,8$); ρ_n — насыпная плотность, т/м³.

При определении подачи питателей принято, что масса крупных кусков не превышает 10 % массы поступающего материала. Питатель может устанавливаться горизонтально или под углом до 15° при гладких пластинах и до 25° при пластинах с выступами. Ширина полотна выбирается в зависимости от размера максимальных кусков в питании и размера приемного отверстия дробилки, с которой питатель сопрягается.

Таблица 4.78. Технические характеристики вибрационных питателей

Параметры	ПЭВ-2-0,5x5	ПЭВ-3-1x7	ПЭВ-2-2x9,5	ПЭВ-3-4x12	ПЭВ-2-8x15	ПЭВ-2-3x2x9,5*	ПЭВ-3-4x2x12*	ПЭВ-3-8x2x15*
Максимальная крупность кусков руды, мм	170	220	310	400	500	310	400	500
Подача, м ³ /ч	30	60	90	150	300	90	160	300
Мощность вибровозбудителя, кВт	0,5	1	2	4	8	2	4	8
Масса, т	0,6	0,9	2,1	3,2	5,4	4,2	6,7	10,8

* Питатели двухприводные.

Таблица 4.79. Технические характеристики ленточных питателей

Параметр	ПЛ-10	ПЛ-20	ПЛ-30	ЛПТ-5	ЛПТ-8
Ширина ленты, мм	400	400	400	500	800
Максимальная подача, м³/ч	2,9—40	2,9—40	2,9—40	46	108—270
Расстояние между осями барабанов, мм	1000	2000	3000	1500	3000

Качающиеся питатели используются для подачи разгрузки некоторых дробилок на конвейеры и иногда для загрузки дробилок среднего дробления (табл. 4.77).

Вибрационные питатели изготавливают в соответствии с ОСТ 24-093-03—77. Они предназначены для дозирования мелких и средних по размеру зерен продуктов. Иногда их применяют для разгрузки мелкодробленой руды из бункеров. Технические характеристики, вибрационных питателей приведены в табл. 4.78.

Ленточные питатели предназначены для подачи мелко- и среднекусового материала крупностью до 50 мм (табл. 4.79).

Подачу ленточного питателя Q (т/ч) рассчитывают по формуле

$$Q = 3600 B h v \rho_m \psi,$$

где B — ширина ленты, м; h — высота слоя материала на ленте, м; v — скорость движения ленты, м/с; ρ_m — насыпная плотность материала, т/м³; ψ — коэффициент заполнения ленты транспортируемым материалом (обычно $\psi = 0,75 \div 0,8$).

4.24. НОВОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ РУДОПОДГОТОВКИ И ОБОГАЩЕНИЯ

Основные направления в области создания нового и модернизации действующего оборудования:

1. Создание оборудования большой единичной мощности (производительности) и обеспечение его работы в автоматизированном режиме.
2. Создание машин принципиально новой конструкции.
3. Модернизация действующего оборудования.
4. Механизация тяжелых и трудоемких работ и автоматизация процессов.

Пример развития первого направления — создание и использование дробилки конусно-валковой КВКД-1200/200 в составе дробильно-перегрузочной установки ДПУ-1200 и дробильно-перегрузочного агрегата ДПА-2000. Производительность такой установки достигает до 2000 м³/ч при работе в карьерах по циклично-поточ-

ной технологии. Большой эффект дает применение флотационных машин новой конструкции.

Внедрение на предприятиях более крупных пневмомеханических машин ФПМ 12,5; ФПМ 16,0; ФПМ 25; ФПМ 40 вместо механических позволяет сократить число машин с камерой объемом 6,3 м³ в 1,5—4 раза. При этом достигается снижение расхода электроэнергии в 1,4—1,6 раза, увеличивается ресурс работы узла аэратора в 2—3 раза.

Модернизация оборудования осуществляется по различным направлениям. Уменьшение крупности дробленой руды и повышение надежности дробильного оборудования осуществляются за счет усовершенствования конструкции футеровок конусов и использования новых материалов; реконструкция мельниц — путем увеличения длины, изменения типа футеровок барабана, применения износостойких резиновых футеровок и реконструкции приводов; грохотов и гидроциклонов — за счет применения резиновых и полиуретановых сит и узлов; флотационных машин — путем применения более совершенных конструкций узла аэратора.

Успешно ведутся работы по расширению применения для быстроснашиваемых деталей полиуретановых эластомеров, самосвязанного карбида кремния и специальных сплавов.

Перечень вновь создаваемых машин приведен в табл. 4.80.

Таблица 4.80. Перечень и параметры нового дробильно-измельчительного и обогатительного оборудования

Оборудование	Типоразмер	Основной параметр
Дробилки	ККД-1500/270	Производительность, м ³ /ч
	ККД-1350/170	2000
	КСД-3000ГР	1200
	КМД-3000ГР	700—1100
	КМД-3000Т2	360—620
	КМД-2200Т2	300—400 ($d_n \leq 18$ мм)
	КИД-2200	150 ($d_n \leq 18$ мм) 140 ($d_n \leq 14$ мм)
Грохоты	ГСТ 81Р	2000—2500
Мельницы: шаровые		Объем, м ³
	МШЦ-7000×9000	320
	МШР-6000×8000	205
	МШЦ-6000×8500	220
	МШЦ-5500×6500М	143
	ММС-105×53	420
полусамоизмельчения	ММС-105×38	300
Флотационные машины		Вместимость камеры, м ³
	ФПМ 63	63
	ФПМ 40	40
	ФПМ 25	25
	ФПМ 80 (100)	60 (100)

Помимо перечисленного предполагается выпуск многих типоразмеров аппаратов для гравитационного, магнитного, радиометрического методов обогащения [35].

ГЛАВА 5

КОНСТРУКТИВНО-КОМПОНОВОЧНЫЕ РЕШЕНИЯ

5.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

При выборе и компоновке оборудования с целью получения наиболее экономичного решения следует принимать минимальным число отдельных машин, а также число потоков и секций, а производительность их — возможно большей, максимально используя рельеф местности для самотечного транспорта наибольших по объему продуктов обогащения.

При выборе основного и вспомогательного технологического и подъемно-транспортного оборудования (ПТО) следует стремиться к его максимальной унификации, применению напольных видов (НВ ПТО) при условии, что НВ ПТО не препятствуют технологическим связям между переделами с целью создания наилучших условий для организации ремонтной службы, снабжения запасными частями, сокращения сроков выполнения ремонтных работ, повышения коэффициентов движения, снижения массы и объема зданий.

При наличии нескольких секций технологическое оборудование следует компоновать секционно с учетом поочередного ввода пусковых комплексов, определяемых графиком строительства объекта. Предпочтение следует отдавать моно- и крупnoseкционной компоновке.

Крупногабаритное и тяжелое оборудование по возможности следует располагать на нулевых отметках.

При проектировании необходимо:

упрощать объемно-планировочную структуру зданий, их конфигурацию в плане и разрезе (без выступов и пристроек с минимальным числом перепадов по высоте);

соблюдать требования унификации зданий и сооружений и использовать модульную систему.

В целях сокращения типоразмеров и числа монтажных элементов рекомендуется принимать унифицированные пролеты размером 18, 24, 30 и 36 м. Предпочтение следует отдавать укрупненным пролетам размером 24—36 м. При соответствующем обосновании по технологическим требованиям допускаются неунифицированные пролеты размером 9, 15, 21, 27, 33 и 42 м и шаг ко-

лонн 6 м (применение импортного оборудования, тяжелые нагрузки и др.). Применение пролетов размером свыше 36 м обосновывается технико-экономическими расчетами. Не рекомендуется увеличивать ширину пролетов, оборудованных мостовыми кранами, для размещения оборудования не очень большой массы. В этих пролетах легкое оборудование может быть установлено только на свободных площадях.

Корпуса (здания) должны иметь, как правило, наиболее простую форму в плане (прямоугольник или квадрат) с минимальным числом типоразмеров пролетов по длине и высоте. При строительстве в районах, характеризующихся обилием снеговых осадков и одновременно сильными ветрами, рекомендуется разрабатывать компоновочные решения без перепадов кровли. При этом должны быть предусмотрены мероприятия, обеспечивающие обслуживание и ремонт конструкций покрытия, так как общий уклон кровли дает большие перепады над крановым оборудованием, что затрудняет их осмотр и периодическую окраску.

По условиям удобства и безопасности технологического и ремонтного обслуживания оборудования размеры проходов следует назначать соответственно габаритным размерам оборудования и его эксплуатационным особенностям. Минимальные размеры проходов должны приниматься в соответствии с требованиями Единых правил безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окускования руд и концентратов, а при отсутствии соответствующих указаний в этих Правилах — по СНиП II-M.2—72.

5.2. КООПЕРАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА И БЛОКИРОВКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОТДЕЛЕНИЙ

Обогатительная фабрика должна проектироваться как составная часть горно-обогатительного комплекса и всего территориально-промышленного узла в целом; поэтому необходимо кооперировать ремонтно-механическое хозяйство, подсобные, складские и вспомогательные службы предприятий, бытовое обслуживание. Вводы железных дорог, трассы коммуникаций должны быть централизованы.

Ведущим направлением при разработке проектно-компоновочных решений фабрик средней и малой производительности должна являться блокировка, т. е. совмещение в одном производственном корпусе (здании) наибольшего числа основных технологических и вспомогательных отделений, операций и служб при соблюдении требований и рекомендаций санитарных и противопожарных норм, а также правил безопасности.

Рекомендуется широко применять блокировку подсобно-вспомогательных зданий. Целесообразно, как правило, иметь единый административно-бытовой корпус, включающий лабораторию,

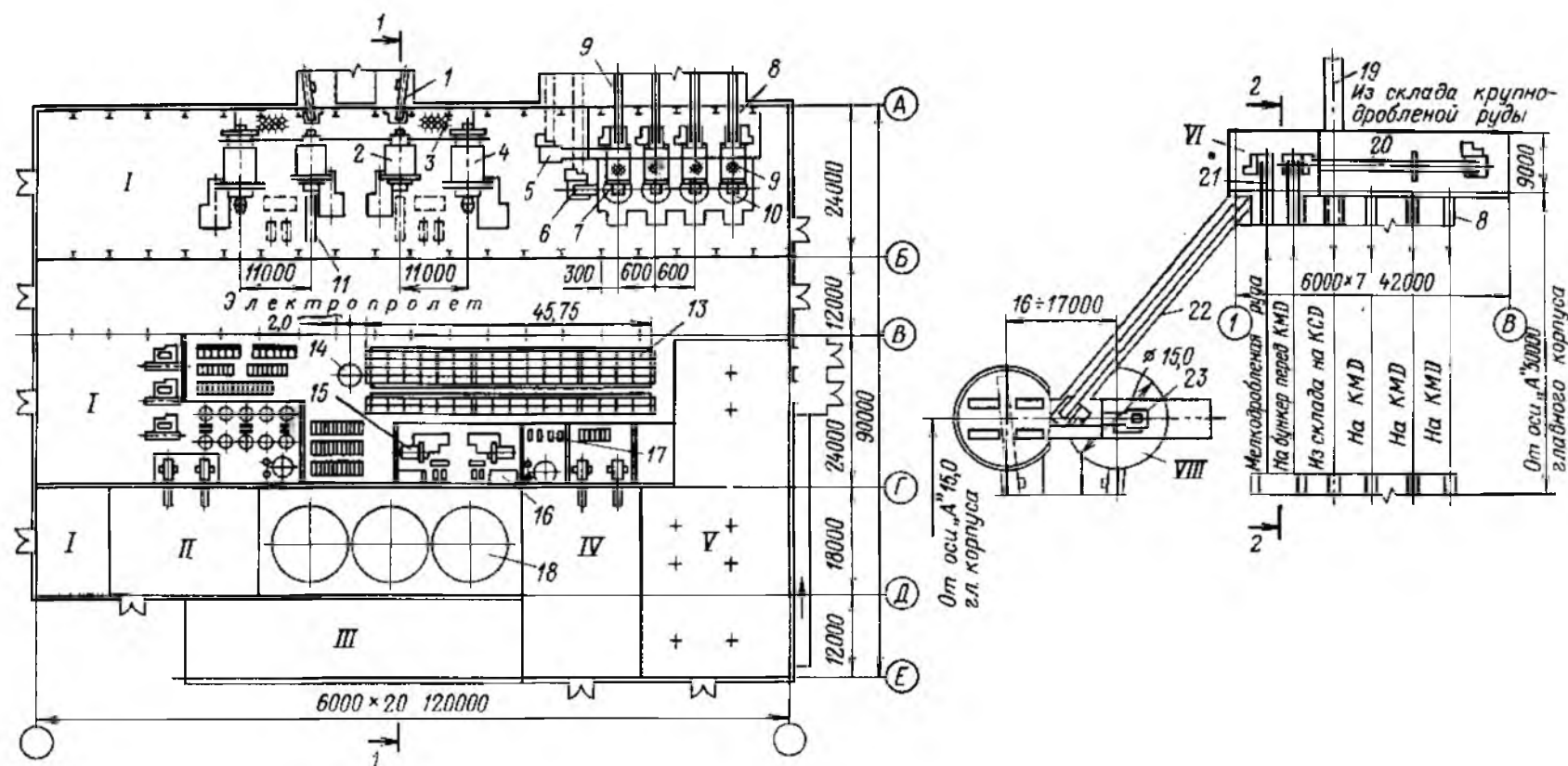


Рис. 5.1. Главный корпус флотационной обогатительной фабрики. Вариант компоновки с блокировкой всех технологических переделов в одном здании:

1, 5, 6, 8, 19–23 — конвейеры ленточные шириной 1200 мм; 2 — мельница стержневая МСЦ-3600×5500; 3 — гидроциклон диаметром 710 мм (8); 4 — мельница шаровая МШЦ-4500×6000; 1 т; 7 — дробилка конусная КСД-2200; 9 — грохот самобалансый ГСТ-72М (4); 10 — дробилка конусная КМД-2200Т (3); 11 — стержнепогрузочная машина; 12, 17 — насосы; 13 — шестнадцатикамерная флотационная машина ФПМ12,5 (3); 14 — пульподелитель трехструйный; 15 — мельница шаровая МШР-2100×3000 (2); 16 — гидроциклон диаметром 150 мм (8); 18 — сгуститель; I — ремонтно-монтажная площадка; II — склад второго концентрата; III — административно-бытовые помещения; IV — склад первого концентрата; V — отделение приготовления реагентов; VI — перегрузочный узел; VII — склад мелкодробленой руды

центральные бытовые устройства, медпункт, столовую, помещения для общественных организаций.

Не следует без необходимой корректировки применять типовые проекты отдельных подсобно-производственных и вспомогательных зданий и сооружений (насосные станции, бытовые помещения, вычислительные центры, ремонтные цеха и т. д.), созданных различными организациями в разное время. Это препятствует рациональному блокированию и резко увеличивает номенклатуру конструкций.

При блокировке необходимо предусматривать общие коммуникационные коридоры для централизованной прокладки технологических, электротехнических, сантехнических и других коммуникаций с целью удобства их обслуживания.

На рис. 5.1, 5.2 приведены варианты компоновки главного корпуса флотационной фабрики производственной мощностью 3 млн. т руды в год с совмещением в одном здании дробильного и измельчительного отделений. Подобное решение реализовано на обогатительной фабрике «Тара» (Ирландия). На рис. 5.3 показано блокировочное решение компоновки свинцово-цинковой фабрики «Браши Крик» (США) производственной мощностью 1,6 млн. т руды в год.

5.3. СКЛАДЫ И БУНКЕРА РУДЫ И КОНЦЕНТРАТОВ

Склады и бункера руды и концентратов на обогатительной фабрике предназначены для обеспечения условий максимальной ритмичности работы фабрики при различных режимах работы рудника и фабрики, корпусов дробления и обогащения самой фабрики и выдачи готовой продукции (концентратов) и ее отгрузки каким-либо видом транспорта и ее подачи в соответствующий металлургический передел. Бункера (или склады) предназначены также для распределения потока руды или продуктов обогащения по отдельным аппаратам (дробилкам, грохотам, мельницам) или секциям. Во всех случаях применения бункеров и складов следует использовать их, по возможности, как усредняющие средства.

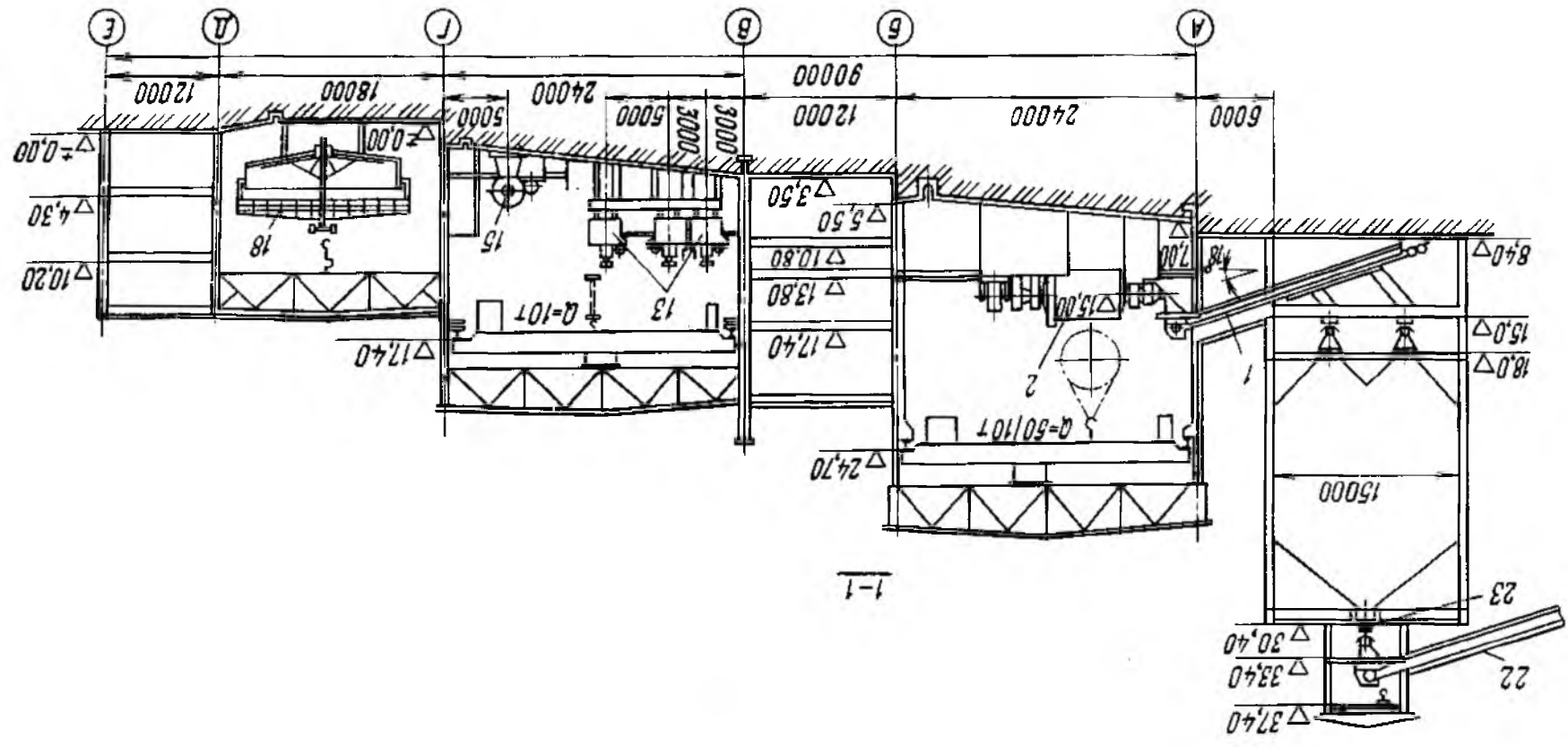
Общий запас дробленой руды на фабрике на складах и в бункерах должен быть:

- при шести- и семидневной неделе подачи руды на фабрику — не менее двухсуточной производительности фабрики;

- при пятидневной неделе подачи руды на фабрику и непрерывной работе корпуса обогащения фабрики — не менее трехсуточной производительности;

- при прерывной работе фабрики минимальный запас руды обосновывается в проекте.

Напольный склад (или емкие бункера) крупнодробленой руды перед корпусом среднего и мелкого дробления (КСМД), как



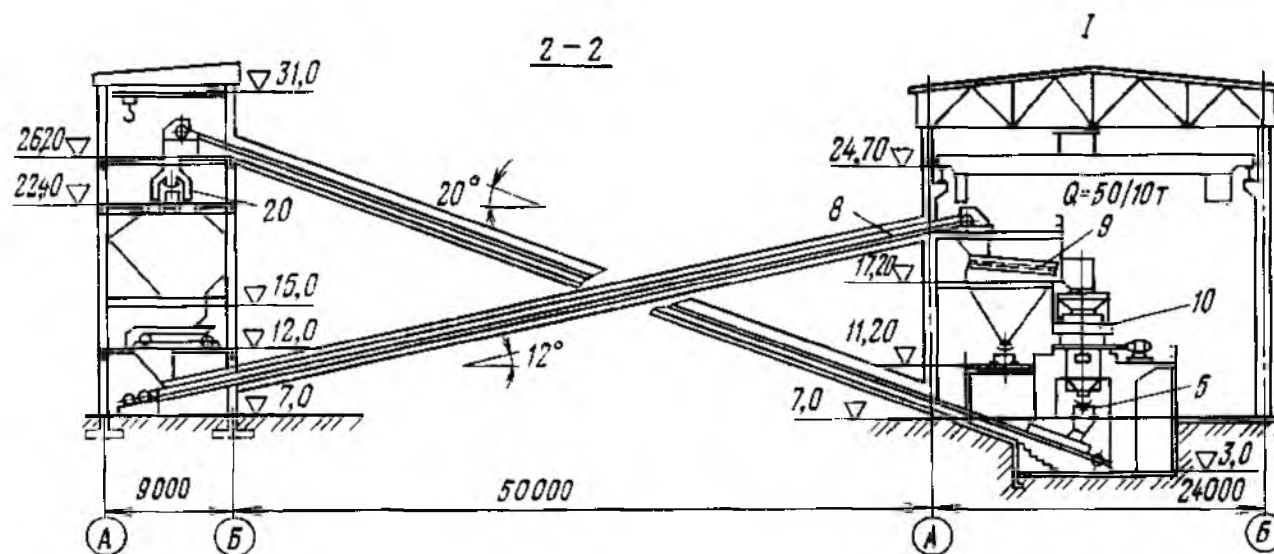


Рис. 5.2. Главный корпус флотационной обогатительной фабрики. Вариант компоновки с блокировкой всех технологических переделов в одном здании. Разрезы 1—1 и 2—2:

1, 2, 5, 8—10, 13, 15, 18, 20, 22, 23 — см. на рис. 5.1

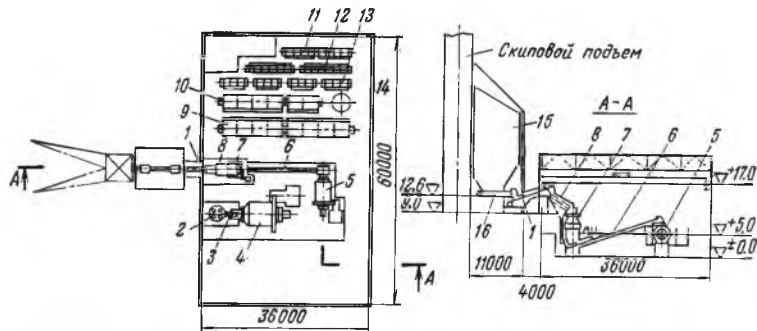


Рис. 5.3. План и разрез обогатительной фабрики «Браши Крик» (США):

1, 6, — конвейер ленточный; 2 — гидроциклон (4); 3 — лотковый весоизмеритель песков; 4 — мельница шаровая МШЦ-3960Х4280; 5 — мельница стержневая МСЦ-3500Х4800, 7 — дробилка конусная «Гидрокой» диаметром 2135 мм; 8 — грохот; 9 — восьмикомбинированная флотационная машина «Вемко» № 120 с объемом камер 8,5 м³; 10 — шестикамерная флотационная машина «Вемко» № 120; 11 — восьмикомбинированная флотационная машина; 12 — шестикамерная флотационная машина; 13 — трехкамерная флотационная машина; 14 — чаш контактный; 15 — бункер вместимостью 900 т; 16 — питатель

правило, является обязательным и отказ от его применения должен быть обоснован в проекте. Наличие такого склада является важнейшим фактором для обеспечения оптимальных условий использования дробилок и грохотов. Типичные конструктивные схемы складов и бункеров приведены в табл. 5.1.

Распределение общего запаса руды на фабрике между складом крупнодробленой руды перед корпусом КСМД и бункерами (или складом) мелкодробленой руды перед отделением измельчения обосновывается в проекте в зависимости от условий промплощадки, способа рудоподготовки, особенностей схемы дробления, режима работы корпусов дробления и измельчения, числа трактов конвейеров между складами и продолжительности их ремонта, а при переработке плохо сыпучих руд, в первую очередь, в зависимости от физико-механических свойств руды. Вместимость складов крупно- и мелкодробленой руды приведена в табл. 5.2

Целесообразность строительства специального усреднительного склада и его вместимость в каждом конкретном случае обосновывается в проекте в увязке с мероприятиями по усреднению руд при добыче, изменчивостью технологических свойств сырья, наличием усреднительных складов в корпусе обогащения.

Методические указания по расчету усреднительных складов, выбору оборудования и компоновочных решений усреднительных складов приведены в работах С. Я. Арсеньева, Л. Д. Прудовского, П. П. Бастана и Н. Н. Болошина. Проектное решение усреднительного склада крупнодробленой руды приведено на рис. 5.4.

Вместимость складов концентратов (или промпродуктов), отгружаемых ж.-д. транспортом на внешнюю сеть МПС, определяется в зависимости от производственной мощности фабрики и ее месторасположения. Вместимость складов необходимо принимать в пределах от 5 до 15-суточной производственной мощности фабрики (по концентрату). Меньшую вместимость следует принимать для фабрик большой производительности и при расположении фабрики в южных районах, большую — для фабрик малой производительности и расположенных в северных районах. Запас заполненных контейнеров на складе должен соответствовать массе контейнеров, загружаемых в ж.-д. состав, подаваемый на фабрику.

Вместимость складов концентратов, отгружаемых автомобильным, ж.-д. или конвейерным транспортом, принадлежащим ГОК или ГМК, на прирельсовые склады МПС или непосредственно на металлургический завод, устанавливается в проекте совместно и по согласованию с организацией, ведущей генеральное проектирование, исходя из вместимости склада потребителя, продолжительности транспортирования и климатических условий.

При проектировании складов должны выполняться следующие строительные требования:

Т а б л и ц а 5.1. Конструктивные схемы складов и бункеров руды

Схема	Характеристика и условия применения
	<i>Склады</i> 1. Склад напольного типа с наименьшим заглублением 3—5 м, с поперечным расположением разгрузочных конвейеров. Рекомендуется для создания запаса и распределения руды по дробилкам или мельницам (в том числе и мельницам самоизмельчения) при шаге точек питания (шаг поперечных конвейеров) не более 12 м (максимум 15 м при хорошо сыпучей, не слеживающейся руде). При средних грунтовых условиях с уровнем грунтовых вод не выше 5—3 м от поверхности. Полезная площадь поперечного сечения не менее 150—170 м² (т. е. полезная вместимость не менее 250—300 т на 1 м).
	2. То же, но для создания только запаса или при ограниченном числе точек питания не более 2—3
	3. Склад полубункерного типа с заглублением 8—12 м, с продольным сборным конвейером. Рекомендуется для запаса и распределения руды при шаге точек питания не более 15—18 м, при хороших грунтовых условиях и низком уровне грунтовых вод. Полезная площадь поперечного сечения не менее 170—200 м² (т. е. полезная вместимость 300—350 т на 1 м).
	4. То же, но для фабрик большой производственной мощности при двух загрузочных конвейерах, при полезной площади поперечного сечения свыше 250—300 м² (полезной вместимости более 350 т на 1 м). При хорошо сыпучей, неслеживающейся руде и при использовании склада как распределительного целесообразно исключить сборные продольные конвейеры и устанавливать только поперечные с шагом до 18 м.

Продолжение табл. 5.1

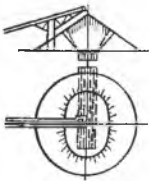
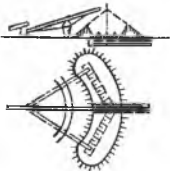
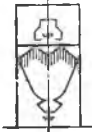
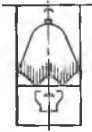
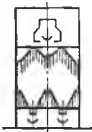
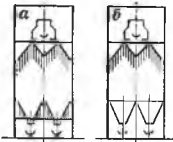
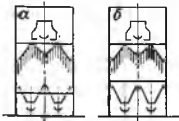
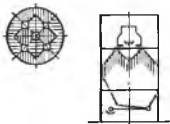
Схема	Характеристика и условия применения
	5. Напольный открытый склад с точечной загрузкой, с конической формой штабеля, разгрузкой сборными конвейерами, с параллельным или веерообразным их расположением, при ограниченном числе точек питания (не более трех-четырех). Это самый экономичный по капитальным затратам склад. Может быть рекомендован только для крупнодробленой руды 350 (400)—0 мм с низким содержанием мелочи и пыли несмерзающейся и неслеживающейся, для южных и малоснежных северных районов. При прочных грунтах высота штабеля может достигать 30—35 м, саморазгружающаяся (подвижная) вместимость до 25—35 тыс. т, полная вместимость с рудными откосами, которые в период ремонта головной дробилки или прекращения подачи руды из карьера разгружаются с помощью бульдозеров, в 2—3 раза выше, чем обеспечивается запас на 2—3-суточную работу фабрики производительной мощностью 9—12 млн. в год. В зарубежной практике этот тип склада имеет широкое распространение. Типичное расположение его перед корпусами среднего и мелкого дробления, а в последние годы в виде единой рудной емкости на фабриках с рудным самоизмельчением
	6. То же, загрузка штабеля передвижным штабелеукладчиком с переменным наклоном стрелы, форма штабеля — трехгранная призма с кривизной в плане Преимущества по сравнению с предыдущим типом (п. 5): 1). Минимальная высота падения руды при загрузке уменьшает опасность сильного пыления 2). Возможность создания необходимой вместимости склада при ограниченной высоте штабеля (не более 12—15 м), что расширяет применение подобных складов практически для большинства разновидностей руд и грунтовых условий 3). Увеличение длины штабеля позволяет применять склад при 6—10 точках питания Основным недостатком является значительное усложнение и удорожание конструкции и меньшая надежность в эксплуатации подвижного штабелеукладчика по сравнению со стационарным наклонным конвейером, применяемым в складах с точечной загрузкой

Схема	Характеристика и условия применения
	Бункера 7. Подвешенной параболический, состоит из сплошных стальных листов (или отдельных стальных полос с «набором» по ним из деревянных брусьев), подвешиваемых к стальному или железобетонному каркасу бункерного пролета здания. Разгрузка осуществляется через один ряд круглых или квадратных отверстий, расположенных по продольной оси. Характерная особенность — изменение формы бункера в зависимости от степени заполнения и связанное с этим изменение высоты расположения разгрузочных отверстий (подъем или понижение). Вследствие малого угла наклона касательной к кривой очертания бункера у разгрузочного отверстия разгрузка бункера происходит по плоскостям скольжения «руда по руде», аналогично разгрузке в бункерах с плоским дном, поэтому этот тип нельзя применять при плохо сыпучей, слеживающейся руде. Бункер характеризуется высокими технико-экономическими строительными показателями. Как и в любом бункере с однорядной продольной разгрузкой, в параболическом бункере часто проявляется сегрегация руды, происходящая во время загрузки, при этом из бункера периодически разгружается только крупнозернистый материал
	8. Подвешенной, параболический с разгрузочными воронками, аналогичен предыдущему типу, но для улучшения условий разгрузки имеет пирамидальные воронки с наклоном стенок к горизонту до 55—60°. В таком исполнении параболический бункер применим и для плохо сыпучих руд, но значительно усложняется его изготовление и монтаж, экономичность его снижается также вследствие малого использования строительных объемов бункерного пролета. Целесообразно применение при небольшой удельной вместимости (30—50 т на 1 м) и значительной длине бункера, например для фабрик с большим фронтом измельчения
	9. Ящичный, с плоским дном, по простоте формы отвечает условиям применения сборных железобетонных конструкций. Бункер не имеет наклонных плоскостей; их заменяют поверхности, естественно образующиеся при разгрузке. Недостатки: большие «мертвые» рудные откосы, невозможность применения каких-либо средств для улучшения разгрузки (вибраторы и др.). Применим для мелкодробленых хорошо сыпучих кристаллических руд или крупнокусковых, абразивных, при которых необходима защита конструкции от ударов и износа

Продолжение табл. 5.1

Схема	Характеристика и условия применения
	10. Ящичный, с плоским дном (а) и разгрузочными воронками и ящичный с дном, состоящим из разгрузочных пирамидальных стальных воронок (б) — наиболее распространенные типы бункеров в проектах последних лет. Имеются одно-, двух-, трех- и четырехрядные при ширине бункерного пролета 6, 9, 12, 15, 18 и 24 м. Варьируя размерами воронок и разгрузочных отверстий, углами наклона стенок (до 65—70°), типом футеровки (нержавеющая сталь, пластики) и способами, улучшающими истечение руды (вибраторы, подвод воздуха, подсушка и др.), могут быть созданы бункера любой заданной вместимости, с надежной разгрузкой, практически для всех видов руд и продуктов обогащения, включая и концентраты. Двухрядные бункера с шириной пролета не менее 12 м и при наличии промежуточной стенки могут быть рационально применены при двух сортах руды и, в частности, в цехах с мельницами самосмеления при фракционировании исходной руды на два класса. При двух и трех рядах разгрузочных отверстий может быть организована поперечная разгрузка бункеров путем введения поперечных питателей-конвейеров и одного продольного сборного конвейера или только при продольных конвейерах-питателях и при очередном включении каждой из пары (или трех) разгрузочных отверстий. Поперечная разгрузка бункеров (при продольной загрузке) создает условия для использования бункеров, имеющих значительную протяженность (бункера перед измельчением), как усредняющих устройств. Такую возможность всегда следует использовать с целью повышения технического уровня проекта и конечных результатов при эксплуатации.
	11. Силосный цилиндрический, с плоским дном (а) или с разгрузочными воронками (б). В силосных бункерах боковое давление бункеруемого материала вызывает только растягивающие усилия в стенках, что упрощает и удешевляет их конструкцию. В технологическом отношении силосные бункера имеют преимущества в части меньшего влияния сегрегации руды при разгрузке, а также посортного хранения и переработки.

Продолжение табл. 5.1

Схема	Характеристика и условия применения
	Условия выбора силосных бункеров с плоскими днищем или с разгрузочными воронками аналогичны условиям при выборе типа ящичных бункеров, но, учитывая, что силосные бункера наиболее экономичны при большой высоте (отношение высоты к диаметру более 1,7—2), вопрос о возможности слеживания и зависания руды приобретает особо важное значение. В отечественной практике силосные бункера обоих типов применены на магнитообогатительных фабриках ЮГОК-2 и Кершунской.
	12. Ящичный, со щелевидной разгрузкой — разгрузочные отверстия расположены в поперечном направлении и выполняются в виде щелей, расширяющихся по направлению движения руды, с отношением средней ширины к длине более трех; зазор в вертикальной плоскости между нижним краем разгрузочной воронки и верхней поверхностью ленточного питателя также увеличивается по направлению движения ленты и руды. Этот тип бункера в настоящее время наиболее совершенный в технологическом отношении, так как способ разгрузки в максимальной степени исключает влияние сегрегации, способствует усреднению руды и создает наилучшие условия для равномерного истечения плохо сыпучих руд.

подземная часть напольных складов, имеющая большие нагрузки от штабеля руды и бокового давления грунта и выполняемая в монолитном железобетоне, учитывая ее высокую стоимость, должна иметь сокращенный модуль 15 М (1500 мм) по горизонтали и 3 М (300 мм) по высоте;

разгрузочные питатели необходимо устанавливать одного типа и с одинаковым промежутком между ними по длине разгрузки склада;

с целью унификации надземных конструкций и исключения передачи больших горизонтальных усилий от натяжения приводного барабана возможно вынесение приводных барабанов в специальное здание перед складом;

при проектировании склада в виде надземного бункера, выполняемого в металле, необходимо пользоваться также сокращенными модулями 30 М (3000 мм) по горизонтали и 3 М (300 мм) по высоте;

создание бункеров при сейсмичности 8 баллов не рекомендуется; при сейсмичности 9 баллов — не допускается;

Т а б л и ц а 5.2. Вместимость складов крупно- и мелкодробленной руды на медно-молибденовых фабриках

Показатель	«Сьеррита» (США)	«Пинто Велли» (США)	«Куяхон» (Перу)	«Бугенвиль» (Папуа Новая Гвинея)	«Эрдэвэт» (МНР)	«Ла Керидад» (Мексика)	Сар «Четмех» (Иран)
Проектная про- изводитель- ность, тыс. т/сут	63,5	36,3	41	81,6	47	72	40
Вместимость склада (об- щая/полезная) крупнодроб- ленной руды, тыс. т	$\frac{110}{36}$	$\frac{180}{30}$	$\frac{90,7}{45}$	$\frac{Н. д.}{45}$	$\frac{90}{47}$	$\frac{400}{150}$	$\frac{Н. д.}{51}$
Вместимость склада (об- щая/полезная) мелкодробле- ной руды, тыс. т	$\frac{Н. д.}{65}$	$\frac{59}{39}$	$\frac{—}{78}$	$\frac{225}{82}$	$\frac{115}{70}$	$\frac{Н. д.}{60}$ (бункер)	$\frac{Н. д.}{40}$
Полезный за- пас руды на фабрике, ч	14+24=38	20+25=45	25 + 45 = 70	13+24=37	24+36=60	50 + 20 = 70	13+24=37
Примечание	—	—	Фабрика удалена от рудника на 9,6 км	—	—	Из-за стеснен- ных условий пло- щадки вместо склада сооруже- н бункер мелко- дробленной руды	—

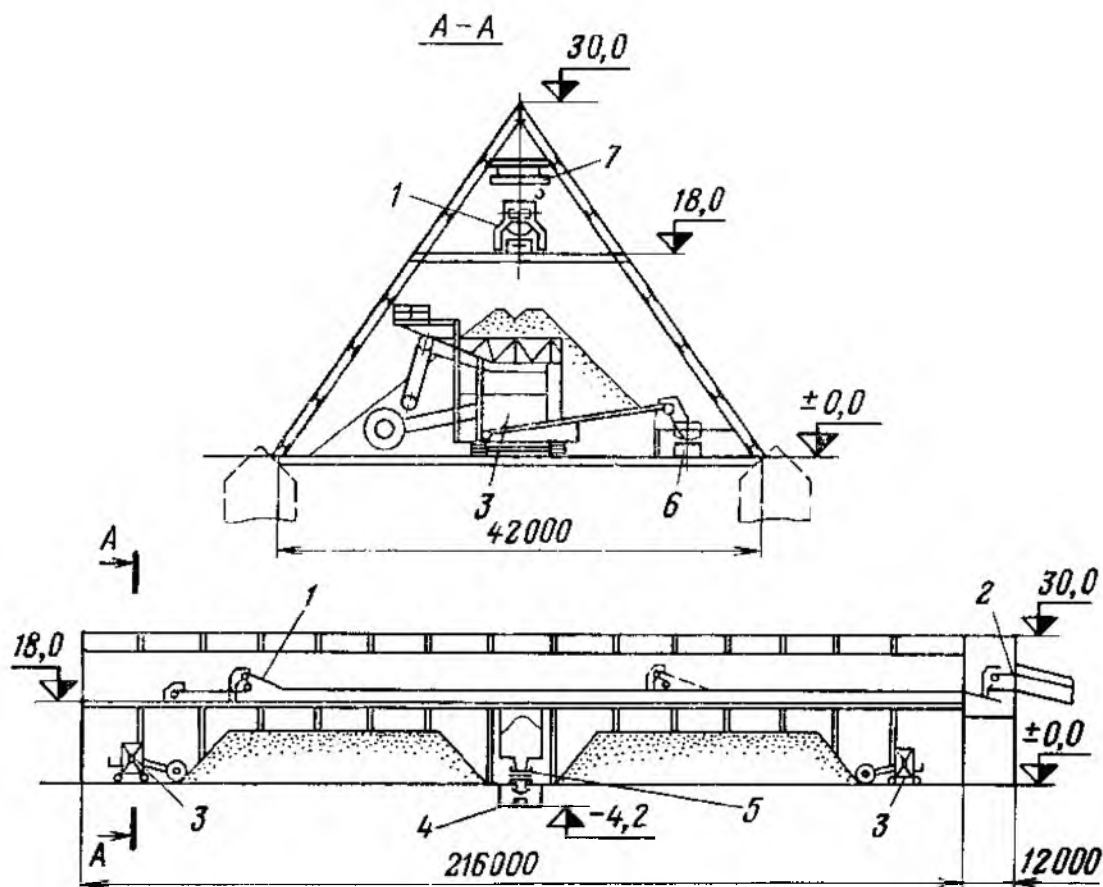


Рис. 5.4. Усреднительный склад крупнокусковой руды:

1 — конвейер ленточный с разгрузочной тележкой с шириной ленты 1400 мм; 2, 4, 6 — конвейер ленточный с шириной ленты 1400 мм; 3 — роторный экскаватор; 5 — питатель пластинчатый 2-12-60; 7 — край подвесной электрический

при проектировании склада силосного типа с развитой подси-
лосной частью необходимо также пользоваться сокращенными мо-
дулями. При двухщелевой разгрузке силоса необходимо учиты-
вать одностороннее давление руды на стенку силоса при одном
неработающем питателе.

5.4. КОРПУСА КРУПНОГО ДРОБЛЕНИЯ И ПРИЕМНЫЕ УСТРОЙСТВА

Компоновочное решение приемных устройств должно преду-
сматривать перспективное увеличение грузоподъемности подвиж-
ного состава транспорта руды, задаваемое организацией, разра-
батывающей горную часть проекта.

Конусные дробилки диаметром 1350, 1500 мм загружаются не-
посредственно («в завал») при двусторонней загрузке. Дробилки
меньшего диаметра (900; 750 и 500 мм) загружаются питателями,
преимущественно пластинчатыми.

Дробилки диаметром 1200 мм из автосамосвалов загружаются «в завал», из ж.-д. думпкаров — через бункер и пластинчатый питатель.

Щековые дробилки всех размеров должны загружаться питателями, преимущественно пластинчатыми.

Число разгрузочных ж.-д. путей и мест разгрузки автосамосвалов рассчитывают в зависимости от грузоподъемности подвижного состава, режима, применения стационарных вагоноопрокидывателей и других устройств. Для фабрик, расположенных в средних и северных климатических районах, следует учитывать увеличение времени разгрузки вследствие примерзания руды к стенкам подвижного состава.

При двух конусных дробилках диаметром 1500, 1350 и 1200 мм необходимо предусматривать их поперечное расположение к разгрузочным путям.

В приемных устройствах (бункерах) перед щековой дробилкой при наличии в руде глинистой влажной мелочи следует предусматривать футеровку из материалов с низким коэффициентом трения (типа полиолефина) или подогрев стенок для предупреждения налипания и примерзания руды.

На бункерах разгрузки конусных дробилок диаметром 1500, 1350 и 1200 мм, как правило, устанавливают пластинчатые питатели. На некоторых фабриках, например «Велики Кривель» (СФРЮ), «Сиеррита» (США), после пластинчатого питателя установлен короткий конвейер-ускоритель, обеспечивающий «осторожную» укладку крупнодробленой руды на ленту магистрального конвейера, что позволяет существенно снизить ее износ при нескольких больших капитальных вложениях из-за небольшого заглубления подземной части корпуса. На конвейере-ускорителе устанавливают металлоуловитель.

На фабрике «Бучим» (СФРЮ) на разгрузке конусной дробилки диаметром 1370 мм эксплуатируется ленточный питатель шириной 2200 мм, имеющий амортизирующие роликоопоры и регулируемый привод. Разгрузку щековых дробилок практикуют без питателей непосредственно на ленточный конвейер. Для снижения износа ленты устанавливают специальные колосники-отбойники, снижающие скорость падения кусков руды на ленту конвейера (рис. 5.5).

Корпус крупного дробления состоит из двух основных частей, подземной и надземной, представляющей собой однопролетный шатер.

В надземной части размещают приемные бункера руды, разгрузочные пути, ремонтную площадку, помещения для электротехнического и санитарно-технического оборудования. Эту часть выполняют из металлических конструкций вследствие больших краевых нагрузок. Подземная часть может быть выполнена в виде спускного колодца или в многоярусной каркасной монолитной

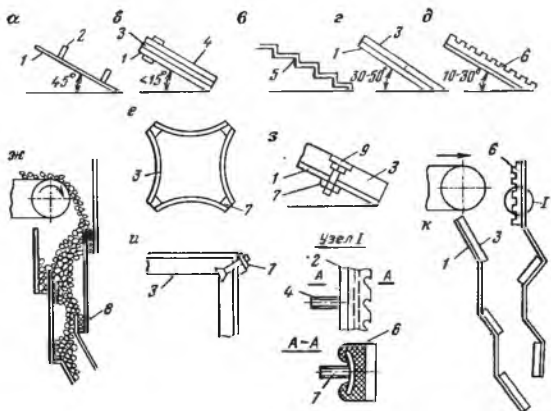


Рис. 5.5. Приспособления, применяемые для снижения шума и износа узлов самотечного транспорта:

а — пороги; б — звукогасящие щиты; в — ступенчатое дно желоба; г — гладкое резиновое покрытие поверхности желоба; д — покрытие поверхности дна желоба профилированным листом резины; е — сечение резинового перепада; ж — перепад с карманами; з — крепление гладкого листа резины к поверхности желоба; и — крепление резины на внутренней поверхности перепада; к — перепад с системой футеровок; л — дно желоба; 1 — пороги; 2 — резиновая пластина; 3 — бронеплита; 4 — стальные ступени; 5 — профилированная резина; 6 — крепление резиновых пластин; 7 — карманы

железобетонной системе, выбор которых зависит от грунтовых условий и оснастки строительных организаций.

Стены надземной части выполняют, как правило, из двухслойных панелей с эффективным утеплителем.

Типичные конструктивно-компоновочные решения корпусов крупного дробления, с щековыми и конусными дробилками приведены на рис. 5.6, 5.7 ориентировочные показатели площадей застройки и строительных объемов — в табл. 5.3.

Современная тенденция в проектировании первичного дробления при открытых горных работах — максимальное приближение корпуса крупного дробления к борту карьера и переход его непосредственно в карьер при циклично-поточной технологии (ЦПТ) ведения горных работ и транспортирования руды на обогатительную фабрику. Характеристика систем ЦПТ на некоторых отечественных и зарубежных фабриках приведена в табл. 5.4. На рис. 5.8 дано проектное решение передвижного дробильного агрегата с дробилкой ККД-1525 в карьере «Сиеррита» (США).

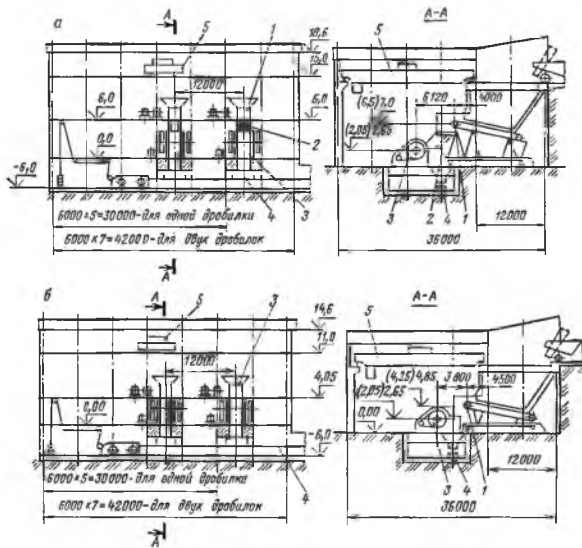


Рис. 5.6. Компонентные решения корпусов крупного дробления:

Таблица 5.3. Конструктивные показатели корпусов крупного дробления с щековыми и конусными дробилками (см. рис. 5.6, рис. 5.7)

Показатель	ЩДП-15х21		ЩДП-12х15		ЩДП-13х21		ЩДП-12х15		ККД-1200/150		ККД-1500/180		ККД-1200/150		ККД-1500/180	
Число дробилок	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Тип пластинчатого питателя	2-24-120		2-18-120		2-24-120		2-18-120		2-24-120		2-24-120		2-18-120		2-24-120	
Число питателей	1	2	1	2	1	2	1	2	1	4	1	2	4	1	4	1
Наличие колосникового грохота	Нет		Нет		Есть		Есть		Нет		Нет		Есть		Есть	
Грузоподъемность крана, т	50/10		30/5		50/10		30/5		100/20		160/32		100/20		160/32	
Число конвейеров	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2	1	2	2	1	2	2
Число пролетов: производственных	2	4	2	4	2	4	2	4	3	5	3	3	6	3	5	3
ремонтно-монтажных	3	3	3	3	3	3	3	3	4	4	4	4	4	4	4	4
всего	5	7	5	7	5	7	5	7	7	9	7	7	10	7	9	7
Объем здания, м³																
надземного	10 500	14 700	10 100	14 000	13 400	18 700	13 000	18 100	13 600	17 500	14 360	14 360	20 520	10 950	14 090	12 470
подземного	3 750	6 180	3 660	6 000	4 860	8 100	4 780	7 940	11 880	18 140	12 850	13 940	22 230	13 930	20 670	14 740
общего	14 250	20 880	13 760	20 000	18 260	26 800	17 780	26 040	25 480	35 640	27 210	28 300	42 810	24 880	34 960	27 210

Для механизации работы по выемке «негабартов» из загрузочного отверстия конусных дробилок крупного дробления на ряде зарубежных фабрик устанавливают специальные гидравлические захваты (рис. 5.9), а для разрушения «негабарта» — бутобой.

5.5. КОРПУСА СРЕДНЕГО И МЕЛКОГО ДРОБЛЕНИЯ

Компоновочное решение корпусов среднего и мелкого дробления (КСМД) разрабатывается и обосновывается в проекте на основании принятой схемы дробления, типоразмеров и числа основного оборудования — дробилок и грохотов, с учетом физических свойств руды и особенностей площадки фабрики (рельефа, грунтовых условий, сейсмичности и др.).

Рекомендуются компоновочные решения (как правило) с совмещением отделений среднего и мелкого дробления с одноарусным (одноэтажным) расположением дробилок на виброосновании. Каскадное расположение дробилок среднего и мелкого дробления в современной практике применяется редко при обоснованном исключении замкнутого цикла дробления, при дроблении с промывкой (рис. 5.10), при расположении среднего и мелкого дробления непосредственно при выдачной шахте (рис. 5.11) и других особых случаях.

Грохоты для предварительного и поверочного грохочения, как правило, располагают в совмещенном корпусе среднего и мелкого

дробления. Грохоты могут располагаться как перед дробилками, так и под дробилками. Проектно-компоновочное решение узла загрузки грохота должно исключать большие перепады в месте его загрузки исходным материалом и обеспечивать равномерное распределение руды по всей ширине грохота. При применении замкнутого цикла рекомендуется рассматривать компоновку с размещением грохотов под дробилками среднего и мелкого дробления (схема дробления с раздельным предварительным и поверочным грохочением). Указанная схема имеет существенные преимущества: снижение производительности конвейеров замкнутого цикла, улучшение условий автоматического регулирования лостояства загрузки дробилок мелкого дробления, упрощение системы аспирации. При наличии скальных грунтов на площадке, облегчающих строительство высоких фундаментов под дробилки, отказ от применения этого варианта должен быть обоснован в проекте.

При дроблении руд с высоким содержанием готового по крупности продукта (15 % и более) и резкими сезонными изменениями влажности руды в проекте рекомендуется рассматривать вариант компоновочного решения с размещением грохотов второй и третьей стадии дробления в самостоятельном корпусе. Это позволяет обеспечить необходимый фронт грохочения на влажных, комкующихся рудах, независимую работу дробилок и грохотов, повысить коэффициент движения оборудования и в процессе эксплуатации фабрики использовать грохоты в оптимальном режиме

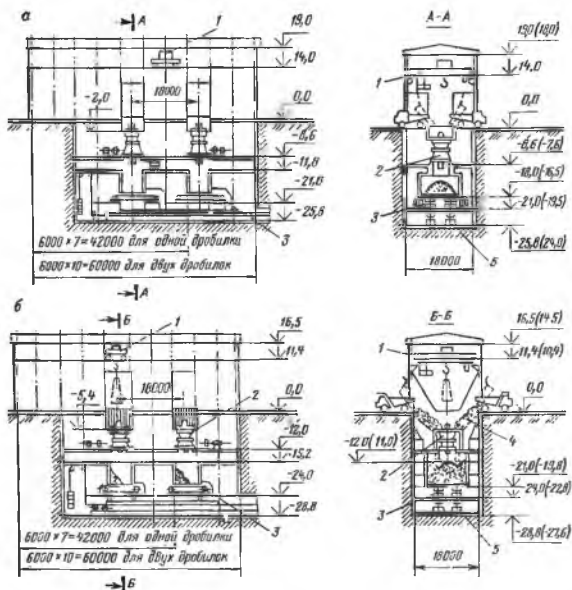


Рис. 5.7. Компонсовочные решения корпусов крупного дробления:
 а, б — корпус крупного дробления с конусными дробилками ККД-1200/150 и ККД-150/180 соответственно с предварительным грохочением и без; 1 — кран мостовой электрический; 2 — дробилка; 3 — питатель пластинчатый; 4 — грохот колесниковый; 5 — конвейер ленточный

Окончательное решение следует принимать в проекте при сопоставлении вариантов.

При наличии склада крупнодробленой руды в однорядном или «шахматном» варианте расположения дробилок среднего дробления диаметром 3000 мм последние надлежит запитывать конвейерами непосредственного из напольного склада, при двухрядном (но не «шахматном») компоновочном решении — из промежуточного бункера, заблокированного с дробильным отделением.

В качестве основного типа бункеров рекомендуются бункера ящичного типа с разгрузкой крупнодробленой руды на пластин-

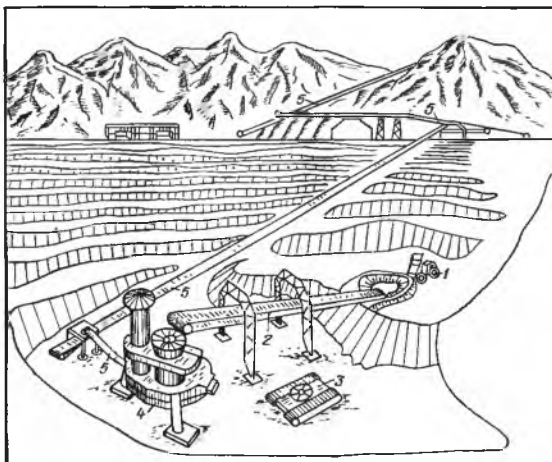


Рис 5.8. Передвижной дробильный агрегат с дробилкой ККД-1525 «Аллис Чалмерс» в карьере «Снеррита» (США):

1 — автосамосвал; 2 — питатель пластинчатый; 3 — самоходное шасси; 4 — дробилка конусная диаметром 1525 мм; 5 — ленточные конвейеры

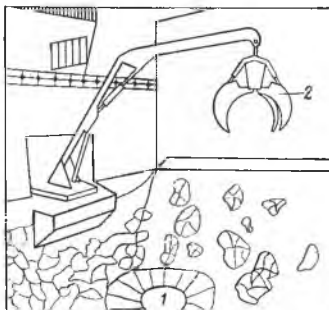


Рис. 5.9. Установка гидравлического захвата для выемки негабарита из загрузочного отверстия конусной дробилки ККД-1370 на фабрике «Гибралтар» (США):

1 — дробилка конусная крупного дробления; 2 — захват гидравлический

Таблица 5.4. Характеристика систем циклично-поточной технологии (ЦПТ) ведения открытых горных работ на некоторых отечественных и зарубежных обогатительных фабриках

Предприятие, страна, год ввода системы ЦПТ, горная масса	Производительность по руде, млн. т/год (тыс. т/сут)	Первичное дробление			Доставка крупнодробленой руды на фабрику					
		Типоразмер дробилки (число)	Крупность руды (исходной дробленой) мм	Размещение		Вид транспортных средств	Параметры			
				при обычной системе отработки карьера	при циклично-поточной технологии отработки карьера (ЦПТ)		ширина ленты, м	длина конвейера, км	скорость ленты, м/с	производительность, т/ч
Отечественные фабрики										
Ингулецкий ГОК, СССР, 1974 г., железистые кварциты	18 (54)	ККД-1500/180 (1)	$\frac{1200-1300}{\text{До } 350}$	—	Стационарно в карьере	Конвейерный, одна линия	2	2,7	3,15	4000
Северный ГОК, СССР, 1979 г., железистые кварциты:										
руда	18,5 (54)	ККД-1500/180 (1)	$\frac{1200-1300}{\text{До } 350}$	—	Стационарно на борту карьера	Конвейерный, две линии; рудная и вскрышная, взаимозаменяемые	2	2,9	2,3	4000
вскрыша	18 (54)	КВКД-1200/200 (1)	$\frac{1000-1100}{\text{До } 450}$	—	Полустационарно в карьере		2	3,2	2,3	4000
Центральный ГОК, СССР, 1984 г., железистые кварциты:										
руда	18 (54)	ККД-1500/180 (1)	$\frac{1200-1300}{\text{До } 350}$	—	Стационарно в карьере на нижней отметке	Конвейерный	1,6	Н. д.	3,12	Н. д.
вскрыша	22 (66)	ДПА-2000 на основе КВКД-1200/200	$\frac{1000-1100}{\text{До } 450}$	—	Передвижной агрегат в карьере	Конвейерный, 3 забойных и 5 магистральных конвейеров	2	4,5	2,5	5000
Зарубежные фабрики										
«Твин-Бьютс», США, 1969 г., медно-молибденовая	10 (28)	ККД-1370×2030 (1)	$\frac{1100}{350}$	—	Полустационарно на борту карьера, по мере углубления переносится	Конвейерный, две линии	1,52	Н. д.	Н. д.	Н. д.
«Сиеррита», США, 1977 г., медно-молибденовая	29,2 (89,5)	ККД-1525×2260 (2)	$\frac{1200-1300}{320}$	До 1977 г. — на борту карьера в 4 км от фабрики	С 1977 г. — новый корпус в карьере	Конвейерный, однолинейная система из 7 конвейеров	1,52	6	4,16	6400
«Сиеррита», США, 1983 г., медно-молибденовая	29,2 (89,5)	ККД-1525 (1)	$\frac{1200-1300}{300}$	—	Передвижной дробильный комплекс на дне карьера	Конвейерный	1,52	Н. д.	Н. д.	4000

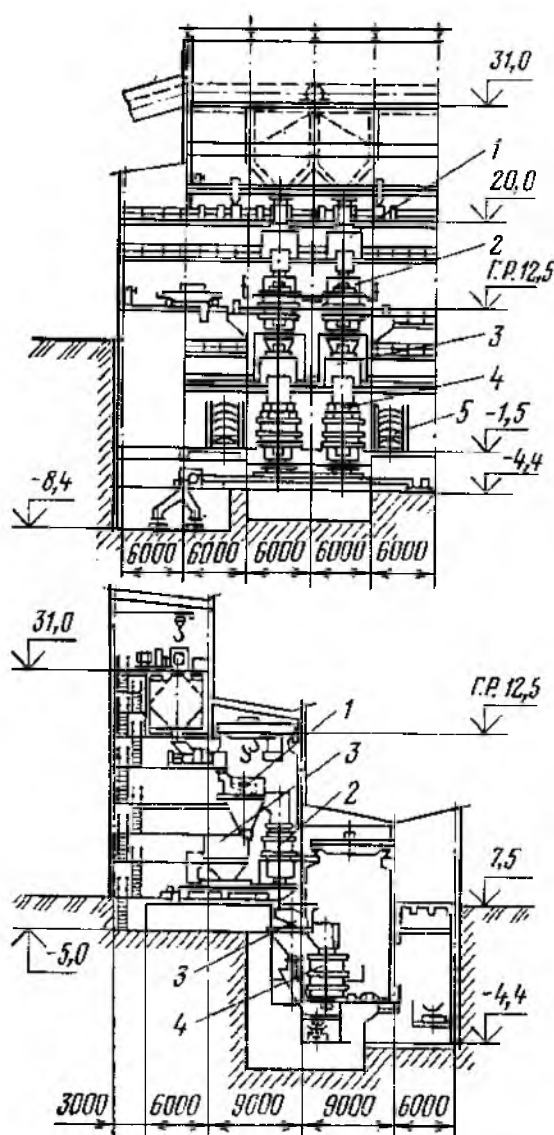


Рис. 5.10. Корпус среднего, мелкого дробления и промывки:

1 — грохот самобалансный размером 1750×4000 мм; 2 — дробилка КСД-2200; 3 — грохот инерционный размером 1500×3000 мм; 4 — дробилка КМД-2200; 5 — классификатор спиральный 1КСН-12

чатые питатели с шириной полотна не менее 1500 мм; среднедробленой руды, как правило, на ленточные питатели стационарного или откатного типа с шириной ленты не менее 1200 мм.

Форма выпускного отверстия бункеров — щелевая. Ширина щели должна не менее чем в 3 раза превышать максимальную крупность кусков руды (для крупнодробленой руды). Длина щелевых выпускных отверстий бункеров крупнодробленой руды и хорошо сыпучей среднедробленой руды выбирается конструктивно. Для бункерования влажных, имеющих высокое содержание мелочи, и глинистых среднедробленых руд длина отверстия не должна превышать ширину в 3 раза. Этим обеспечивается наибольшая эффективность разгрузки по всему сече-

нию выпускного отверстия, уменьшение завесаний и слеживаемости руды в бункерах.

В целях исключения пиковых (пусковых) нагрузок на пластинчатый питатель, превышающих расчетные, необходимо предусматривать следующее:

не рекомендуется бункер (штабель) разгружать полностью, предусмотрев для этой цели автоматическое отключение питателя от указателя нижнего уровня материала;

при проектировании зазора между рабочим органом питателя и нижней кромкой бункера обеспечивать его размер не менее 3—5 максимальных кусков руды.

Корпуса среднего и мелкого дробления состоят из двух частей — бункерной и дробильной. По взаимному расположению этих частей различают три основных типа корпуса:

сблокированный с односторонним расположением бункеров;

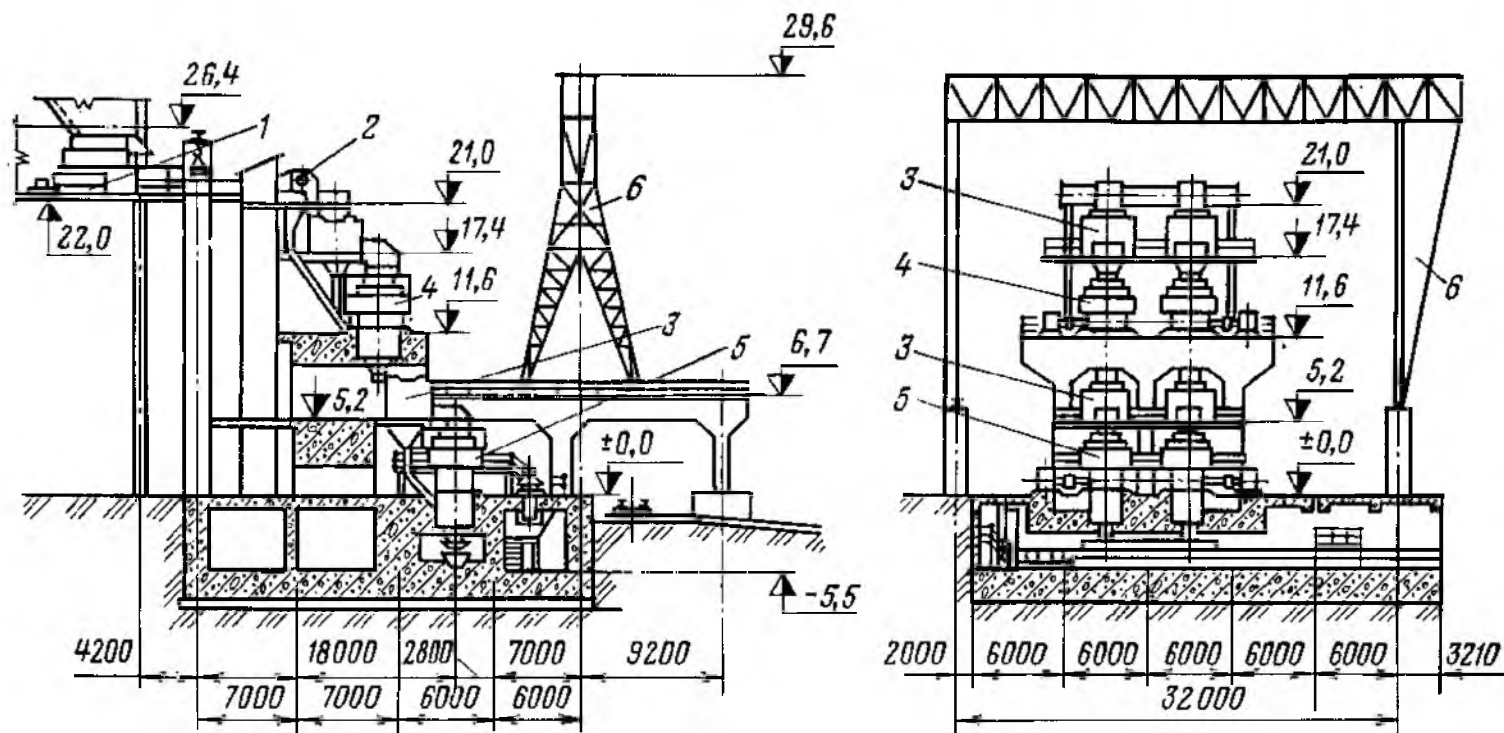
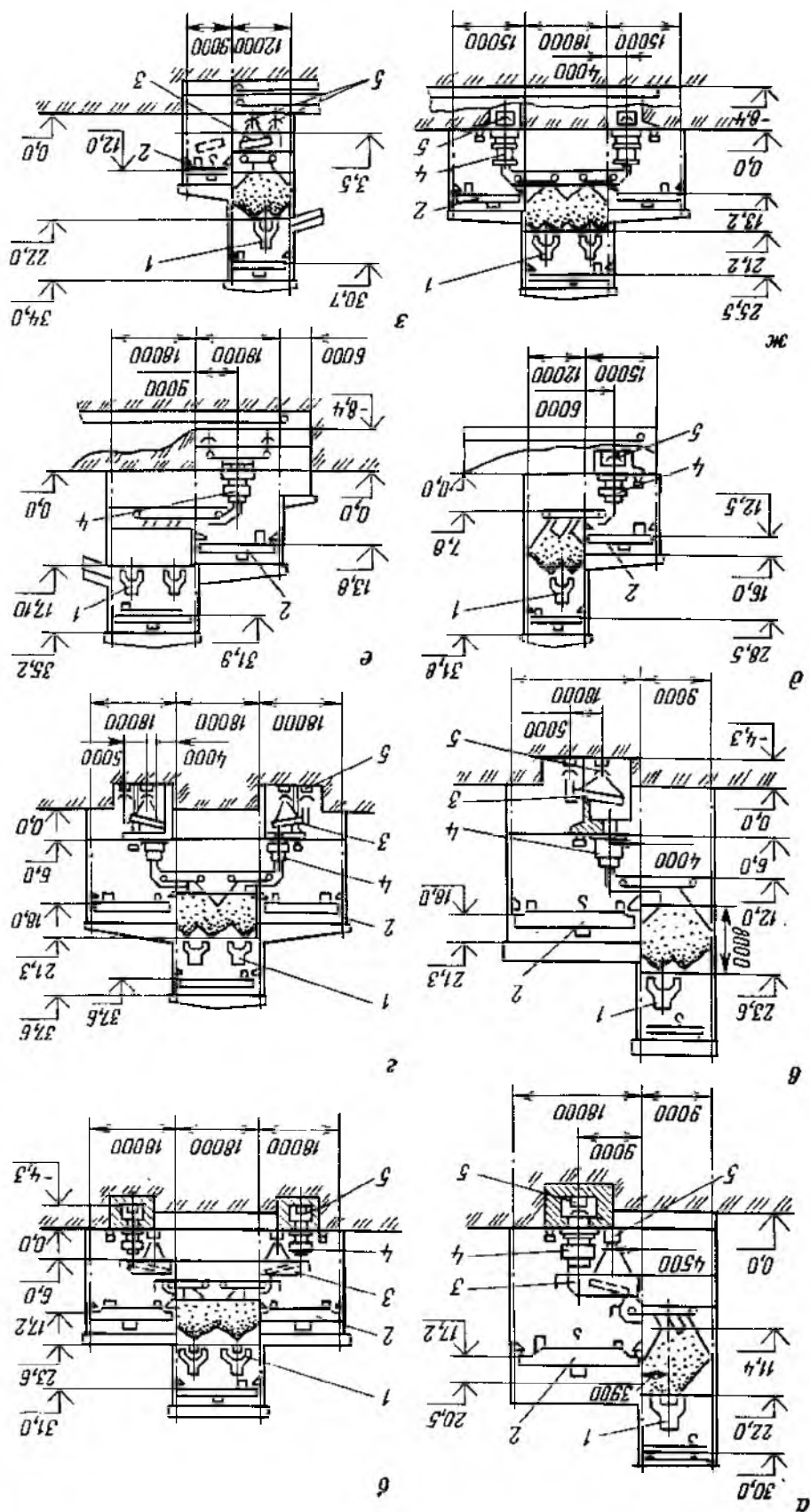


Рис. 5.11. Корпус среднего и мелкого дробления при выдачной шахте:

1 — питатель пластинчатый; 2 — конвейер ленточный; 3 — грохот инерционный размером 1750×3500 мм; 4 — дробилка конусная КСД-2200; 5 — дробилка конусная КМД-2200; 6 — кран козловой



сблокированный с центральным расположением бункеров (для фабрик большой производственной мощности);

деблокированный с размещением емкостей в отдельном сооружении (напольный склад, силоса и т. п.).

В первых двух типах бункера для руды размещают в верхней части многоэтажного здания («этажерки») и загружают передвижной сбрасывающей тележкой. Надбункерная часть обслуживается мостовым краном грузоподъемностью 30/5 т. В подбункерной части размещают вспомогательные, электротехнические, сантехнические и другие помещения. Дробильные пролеты располагают с одной или по обе стороны от бункерной «этажерки». Размещение бункеров на высоких отметках создает сложные конструктивные решения. При сейсмичности 8 баллов такое решение не рекомендуется.

При нескальном основании фундаменты под дробилки и площадки для их обслуживания рекомендуется проектировать изолированно от фундаментов каркаса здания.

В третьем типе емкости для руды решаются в виде напольного склада или силосов, соединенных с дробильным отделением транспортными галереями. Дробильное отделение проектируется в виде павильона и, как правило, из металлических конструкций. В целях экономии металла могут применяться пролеты размером 15, 18, 24, 27 м. Здания КСМД проектируются отапливаемыми.

Примеры типичных конструктивно-компоновочных решений корпусов среднего, мелкого дробления и грохочения приведены на рис. 5.12, показатели площадей застройки и строительных объемов — в табл. 5.5.

5.6. КОРПУСА ОБОГАЩЕНИЯ

Корпуса обогащения, как правило, состоят из следующих основных пролетов: бункерного, мельничного, обогатительного (для размещения флотационного, магнитного, гравитационного оборудования), сгущения и фильтрования. В зависимости от расстояния до потребителя электроэнергии между мельничным и обогатительным пролетами, а в ряде случаев и после обогатительного предусматривается пролет-вставка шириной 6—12 м для разме-

Рис. 5.12. Компоновочные решения корпусов среднего, мелкого дробления и грохочения:

а, б — корпус среднего и мелкого дробления с дробилками КСД и КМД-2200 с совмещенными операциями предварительного и поверочного грохочения соответственно с одно- и двухрядным расположением; в, г — корпус среднего и мелкого дробления с дробилками КСД и КМД-2200 с разделенными операциями предварительного и поверочного грохочения соответственно с одно- и двухрядным расположением; д, е — корпус среднего и мелкого дробления с дробилками КСД и КМД-3000 соответственно с одно- и двухрядным расположением; ж — корпус среднего и мелкого дробления с дробилками КСД и КМД-2200 (двухрядное расположение); з — корпус грохочения (однорядное расположение); 1 — конвейер ленточный надбункерный; 2 — кран мостовой электрический; 3 — грохот вибрационный; 4 — дробилка конусная; 5 — конвейер ленточный

Т а б л и ц а 5.5. Конструктивные показатели корпусов среднего и мелкого дробления с конусными дробилками диаметром 2200 и 3000 мм

Показатель		Рис. 5.12, а		Рис. 5.12, б		Рис. 5.12, в		Рис. 5.12, г	Рис. 5.12, д	Рис. 5.12, е	Рис. 5.12, ж			Рис. 5.12, з	
Типоразмер дробилок		КСД и КМД-2200		КСД и КМД-2200		КСД и КМД-2200		КСД и КМД-2200	КСД и КМД-3000	КСД и КМД-3000	КСД и КМД-2200			—	
Типоразмер грохота		2,5×6,2		2,5×6,2		2,5×6,2		2,5×6,2	*	*	—			2,5×6,2	
Ширина надбункерного конвейера В, мм		1200; 1400	1600; 2000	1600; 2000	1200; 1400	1600; 2000	1600; 2000	1600; 2000	1400; 1600; 2000	1500; 2000	1600; 2000			1600; 2000	
Пролет бункеров	Ширина пролета, м	9	12	18	9	12	18	12	18		Двухряд-ного 18	Одноряд-ного 12	9	Двухряд-ного 18	Одноряд-ного 12
	Грузоподъемность крана, т	5	30/5	30/5	5	30/5	30/5	30/5	30/5	30/5	30/5	5		30/5	30/5
	Объем бункера на одну дробилку или грохот, м³	450	550	1070	450	560	670	560	1200		650	560	450	670	400
	Объем шестиметрового пролета, м³	1760	2740	3900	1680	2640	4100	2300	3600		3580	2400	1580	3680	2460
Пролет дробилок или грохотов	Ширина пролета, м	18		18	18		18	15	18		15×2	15		9×2	9
	Шаг дробилок или грохота, м	6		6	6		6	7	9		6			6	6
	Грузоподъемность крана, т	30/5		30/5	30/5		30/5	50/10	50/10		30/5			15	15
	Объем шестиметрового пролета, м³	2330		5040	2500		5150	1650	3100		3400	1700		2050	2825
Строительный объем на одну дробилку или грохот, м³		4130	5630	5000	4630	5700	5000	4500	10 000		3490	4100	3280	2865	3280

* Грохоты расположены в самостоятельном корпусе.

шения реагентных питателей, электротехнического, сантехнического оборудования, систем контроля, экспресс-анализа и АСУ.

Для объемно-планировочных решений этих корпусов характерны ступенчатое расположение основных пролетов с целью использования рельефа местности и создания самотечного транспорта основных пульсовых потоков; секционное размещение параллельных процессов; павильонный тип пролетов; зонирование и централизация электротехнических, сантехнических и других устройств.

Конструктивно-компоновочное решение сооружения для создания запаса руды перед процессом измельчения может быть осуществлено в виде бункеров, полубункерного или напольного складов (см. табл. 5.1). Оно должно в максимальной степени обеспечивать условия для равномерного питания мельниц и автоматизации операции измельчения, т. е. обеспечивать необходимую полезную вместимость, равномерную разгрузку, руды, усреднение ее по гранулометрическому составу (для компенсации сегрегации, возникающей при прохождении руды через бункер и

склады рудоподготовительного комплекса) и качеству руды.

Выбор конструкции сооружения (бункера или склада) обосновывается в проекте с учетом всех факторов, влияющих на это решение. Основными категориями являются физико-механические свойства, требуемый запас руды, соотношение фронтов складирования и измельчения. Бункера ящичного типа не могут иметь пролет больше 12—18 м. Поэтому для создания необходимого запаса руды при применении мельниц объемом 140 м³ и более целесообразно проектировать отдельно стоящий склад мелкодробленой руды.

При переработке сыпучих руд ориентировочно можно считать, что при удельной вместимости свыше 250 т на 1 м длины бункера или склада (при насыпной плотности руды 1,7—1,8 т/м³) экономичнее применение отдельно стоящего полубункерного или напольного склада.

При меньшей вместимости экономичнее бункера. Удельная вместимость определяется отношением запаса руды (в тоннах) на одну мельницу к «шагу» мельниц (в метрах).

В сейсмичных районах и при наличии одного сорта руды принимают склады.

При переработке трудносыпучих (глинистых, влажных) руд целесообразно отказаться от аккумуляирования руды перед процессом измельчения в складах напольного типа или в бункерах ящичного или параболического типов. В качестве компенсирующего устройства, обеспечивающего непрерывность подачи руды в мельницы, целесообразно проектировать индивидуальный для каждой мельницы цилиндрический бункер минимальной вместимости, обоснованной расчетом.

В качестве основного типа бункера следует принимать бункер ящичного типа.

Конструкции разгрузочных узлов (формы разгрузочной части, число и размеры выпускных отверстий, типы затворов и питателей бункеров и складов полубункерного и напольного типов, имеющих «бункерную» разгрузку через днище или основание) должны обеспечивать равномерную разгрузку — исключение сводобразований над выпускными отверстиями, предотвращение возникновения и роста завесаний руды на внутренних поверхностях, уменьшающих расчетный полезный объем (штабеля), а также не исключать возможность реконструкции узлов разгрузки в процессе эксплуатации в случае появления несоответствия размеров и числа выпускных отверстий физико-механическим свойствам руды.

Бункера (склады) мелкодробленой руды следует разгружать на сборный ленточный питатель-конвейер с регулируемой скоростью движения ленты, который одновременно должен выполнять функцию технологического затвора. Дополнительные затворы, которые допускается устанавливать в узел разгрузки, дол-

жны быть простой конструкции (шибер) и использоваться только для аварийных ремонтных работ. Ручное управление затвором должно исключать использование его в качестве регулятора сечения разгрузочного отверстия.

В целях предотвращения образования «зависаний» материала внутри бункера и роста «мертвых зон» в штабеле склада необходимо при разгрузке обеспечить подвижность как можно большей массы руды. Наибольший эффект обрушения обеспечивает одновременная (массовая) разгрузка руды в виде траншеи из группы выпускных отверстий. Для эффективности одновременной разгрузки число выпускных отверстий, расположенных над одним сборным питателем-конвейером, не должно превышать 6—8, а расстояние между ними — не более 2 м.

Форму разгрузочной части бункера целесообразно выполнять клиновидной, общей на группу выпускных отверстий, что позволит проектировать расстояние между отверстиями не более рекомендуемого. Днище разгрузочной части проектировать металлическим, плоским с шириной, равной ширине верхнего фланца технологической воронки или затвора.

Размер выпускных отверстий бункера (склада) для мелкодробленной руды необходимо проектировать после предварительного расчета материала на истечение на основе физико-механических свойств по методике ЦНИИПромзданий.

Как исключение, в проектах расширения фабрик, когда практика эксплуатации показала хорошо сыпучие свойства мелкодробленной руды, выпускные отверстия бункера (склада) можно принять без предварительного расчета шириной 600 мм и длиной от 600 до 1200 мм.

При наличии в руде глинистого материала, высоком содержании мелочи и влажности свыше 3 % разгрузку бункеров силосного типа следует осуществлять, как правило, на пластинчатый питатель, предусмотрев под ним устройство для сбора просыпи. Форма выпускного отверстия — щелевая. Площадь отверстия определяется расчетом. В целях обеспечения разгрузки руды по всему сечению отверстия длина его не должна превышать ширину в 3 раза. В бункерах силосного типа диаметром 18 м должна быть двухщелевая разгрузка.

Подбункерная часть пространства используется для размещения подсобных и вспомогательных помещений.

Бункера крупнодробленной руды (при самоизмельчении) следует разгружать на пластинчатый питатель. Форма отверстия — щелевая с шириной, не менее чем в 3 раза превышающей максимальную крупность кусков руды.

В особых случаях, когда расчет материала на истечение требует проектирования выпускного отверстия значительной площади и отношение его длины к ширине по конструктивным параметрам питателя превышает рекомендуемое, разгрузочную часть бункера

необходимо проектировать под питатель максимальной ширины с щелевым отверстием на всю длину бункера с вертикальным или имеющими обратный угол наклона торцевыми и крутонаклонными (не менее 75° к горизонту) боковыми стенками.

Для борьбы с «зависанием» влажных, глинистых руд в приемных устройствах, бункерах, перегрузочных узлах необходимо предусматривать их облицовку пластинками из полимеров типа полиолефина производства НПО «Пластполимер» (г. Ленинград).

Для защиты узлов перегрузки руды, течек и желобов от износа и шума применяют резиновую или полиолефиновую футеровку.

Низконапорные и самотечные технологические трубопроводы выполняют из пластмассовых или резиновых труб; для транспортировки реагентов применяются стеклянные трубы.

Для транспортировки высокоабразивных пульп низконапорные трубопроводы и желоба футеруют вкладышами из плавящего базальта.

5.6.1. ОТДЕЛЕНИЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

В зависимости от схемы измельчения, типа и числа мельниц в секции (стержневые, шаровые, рудногалечные, мокрого рудного самоизмельчения), классифицирующего оборудования, грохотов и (в отдельных случаях) дробилок, требуемой площади для размещения обогатительных аппаратов (флотационных машин, сепараторов и т. п.), а также в зависимости от рельефа и грунтовых условий площадки строительства фабрики может применяться однорядная или двухрядная компоновка с поперечным, продольным или смешанным расположением мельниц (рис. 5.13).

Оптимальная компоновка основных секций измельчения и отделения измельчения в целом принимается на основе конструктивной разработки возможных вариантов и их всестороннего сравнения.

Отделение измельчения komponуют, как правило в одном пролете размером от 12 до 36 м.

Размещение отделения измельчения в двух пролетах возможно для фабрики большой производственной мощности, при применении схем комбинированного рудного самоизмельчения, при наличии крутого рельефа площадки. В проекте обосновывают целесообразность применения двух пролетов (двух комплектов кранового оборудования, двух ремонтных площадок и других вынужденных решений, связанных с применением двух пролетов).

Отделения измельчения с мельницами «Каскад» при одностадийной схеме измельчения komponуют в пролете, как правило, по однорядной поперечной схеме (рис. 5.14).

При двухстадийной схеме с доизмельчением разгрузки мельниц I стадии в шаровых мельницах возможно смешанное двухрядное расположение агрегатов в едином пролете, что позволяет

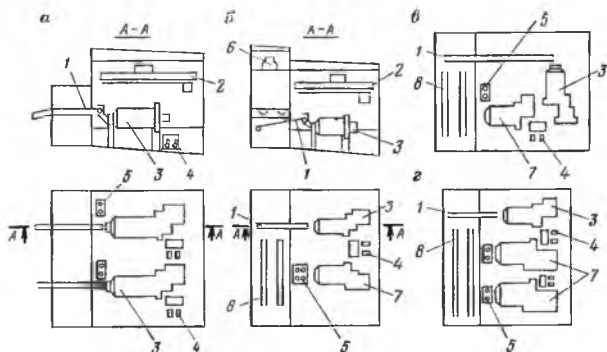


Рис. 5.13. Схемы размещения оборудования в отделении измельчения:

а, б, г — однорядное; в — Г-образная компоновка; 1 — конвейер, питающий мельницу; 2 — кран мостовой; 3 — мельница рудного измельчения (I стадии); 4 — песковые насосы; 5 — гидроклинов; 6 — сбрасывающая тележка надбункерного конвейера; 7 — мельница II стадии измельчения; 8 — конвейер ленточный подбункерный

раскрыть среднюю заглубленную часть пролета, улучшить условия обслуживания грохотов и перегрузочных узлов конвейеров (рис. 5.15). Данная компоновка имеет преимущества:

перекрестная работа любой из двух мельниц I стадии с любой из двух шаровых мельниц II стадии;

работа одной мельницы «каскад» с двумя шаровыми и наоборот.

Возможна соосная компоновка мельниц I и II стадии в самостоятельных пролетах. Данное расположение рекомендуется для крутонаклонных промплощадок и самотечного сопряжения мельниц I и II стадии при открытом цикле работы мельниц самоизмельчения. Однорядное поперечное расположение мельниц обеих стадий измельчения в одном пролете — наиболее распространенный вариант компоновки (рис. 5.16, 5.17). Оно имеет преимущество обслуживания измельчительного, классифицирующего и насосного оборудования единым мостовым краном.

Компоновка узла разгрузки мельницы самоизмельчения, работающей в замкнутом цикле с короткоконусной дробилкой (см. рис. 5.16), должна позволять при необходимости направлять надрешетный продукт бугары или вибрационного грохота (фракцию критической крупности) либо на дораблывание, либо, минуя дробилку в случае ее остановки, на конвейер замкнутого цикла.

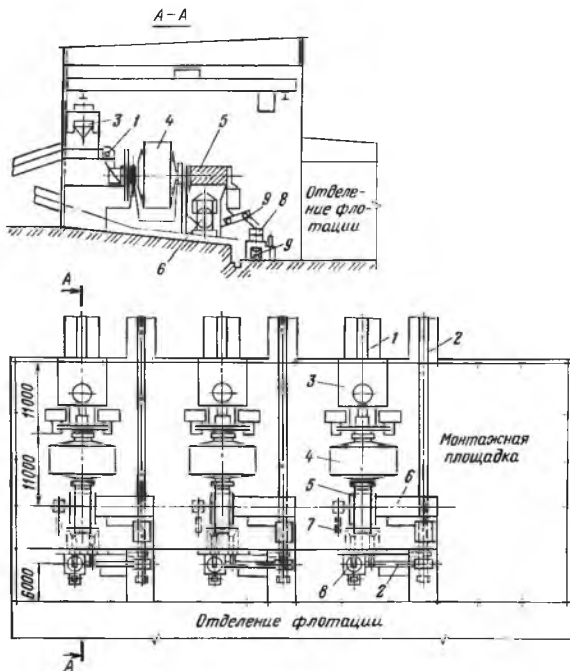


Рис. 5.14. Отделение измельчения обогатительной фабрики «Симилкамин» (Канада):

1 — конвейер с шириной ленты 1070 мм (3); 2 — конвейеры замкнутого цикла; 3 — гидроциклоны диаметром 510 мм (3 батареи по 7 штук); 4 — мельница «Каскад» размером 9760×4270 мм; 5 — бутара размером 2440×6700 мм с квадратными отверстиями 19 мм (3); 6 — спиральный классификатор с диаметром спирали 2440 мм (3); 7 — зумпф с песковым насосом (3); 8 — короткоконусная дробилка диаметром 1220 мм (3); 9 — питатель короткоконусной дробилки (3)

Она может предусматривать размещение дробилок на разгрузке мельницы или в отдельно стоящем корпусе додраблывания. Первый вариант (см. рис. 5.16) имеет преимущество размещения всего набора дробильно-размольного оборудования в едином пролете под общим мостовым краном. Недостаток данной схемы —

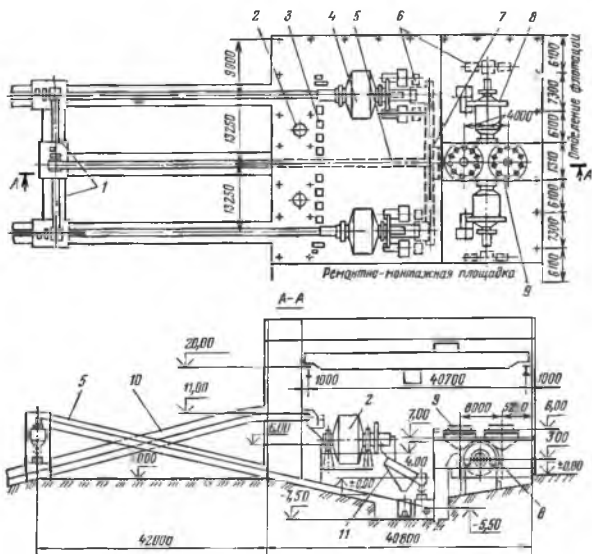


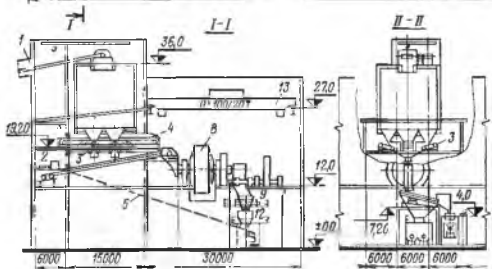
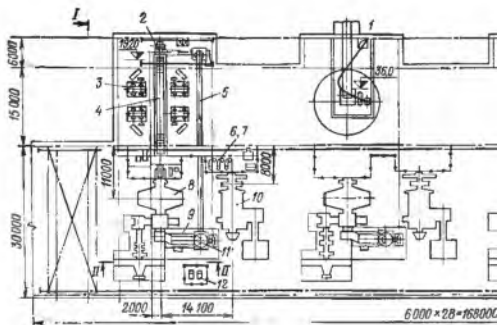
Рис. 5.15. Отделение измельчения обогатительной фабрики «Пима» (США) (IV очередь):

1, 5, 7, 10 — ленточные конвейеры; 2 — пульповодитель; 3 — дуговые грохоты; 4 — мельница самоизмельчения «Каскад» размером 8540×3660 мм; 6 — насос песковый; 8 — мельница шаровая МШЦ-5030Х5800; 9 — гидроциклоны диаметром 510 мм; 11 — грохот вибрационный двухлучный размером 1830×4270 мм

необходимость создания большого перепада высот в узле мельница—грохот—дробилка—конвейер. Второй вариант (см. рис. 5.17) представляется более предпочтительным, так как позволяет уменьшить высоту и массу мощных фундаментов под мельницы самоизмельчения.

Для выделения гали, используемой в качестве дробящей среды в рудногалечных мельницах, и для ее транспортирования проектируют конвейеры, а для хранения и дозировки — специальные бункера.

Компоновку основного технологического узла мельница — зумпф — насос — гидроциклоны рекомендуется выполнять с установкой зумпфа с насосами непосредственно на сливе мельницы,



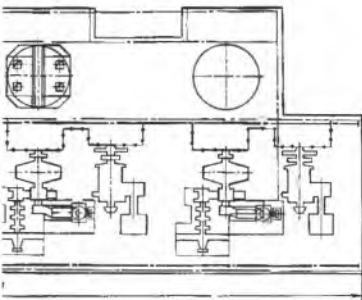


Рис. 5.16. Корпус полусамомельчения (проектное решение):

1 — конвейер ленточный с шириной ленты 1200 мм (4); 2 — конвейер ленточный (4); 3 — питатель ленточный размером 1200×1200 мм (16); 4 — питатель пластинчатый 2-18-18 (4); 5 — конвейер ленточный; 6 — гидроциклоны диаметром 1000 мм (16); 7 — гидроциклоны диаметром 710 мм (16); 8 — мельница самомельчения ММС-9000×3000 (4); 9 — грохот самобалансный ГСТ72 (4); 10 — мельница шаровая МШЦ-4500×6000 (4); 11 — дробилка конусная КСД-1200Т (4); 12 — агрегат насосный ГРЦ-800/400 (48); 13 — кран электрический грузоподъемностью 120/20 т

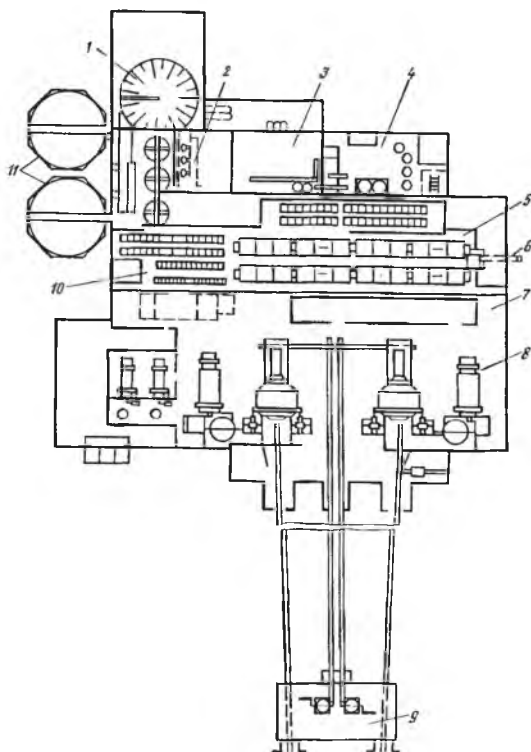


Рис. 5.17. Главный корпус медно-молибденовой фабрики «Хаймонт» (Канада):
 1 — медный концентрат; 2 — отделение приготовления реагентов; 3 — упайовка молибденового концентрата; 4 — выпелячивание молибденового концентрата; 5 — коллективная флотация; 6 — хвостовой лоток; 7 — отделение контроля; 8 — отделение измельчения; 9 — корпус дробления галл; 10 — молибденовая флотация; 11 — сгустители

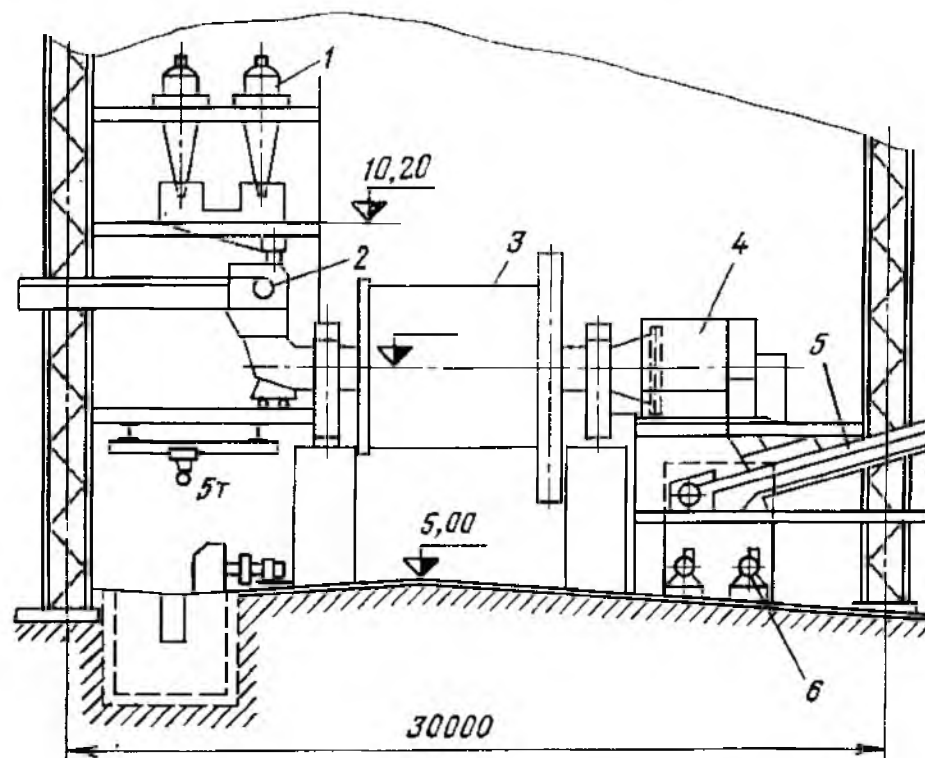


Рис. 5.18. Узел установки шаровой мельницы МШЦ-5500×6500:

1 — гидроциклон диаметром 1400 мм; 2 — конвейер ленточный с шириной ленты 1200 мм; 3 — мельница; 4 — бутара для выделения скрапа; 5 — конвейер ленточный с шириной ленты 800 мм для отгрузки скрапа; 6 — насос песковый

с наиболее простой трассой напорного пульповода от насоса до гидроциклона, при минимальных высотных перепадах и обеспечении самотечной подачи сливов гидроциклона на флотацию. Узел мельница—насос—гидроциклон рекомендуется рассматривать как один агрегат (рис. 5.18).

Узел разгрузки стержневых мельниц komponуют с учетом полностью механизированной загрузки и разгрузки стержней, узел разгрузки шаровых мельниц — с учетом механизированной уборки скрапа (рис. 5.19).

Для улавливания щепы на сливе классификатора или гидроциклона рекомендуется устанавливать щепоуловители бутарного типа конструкции СКБ Механобра.

Отделение измельчения выполняют в виде павильона. Ремонт мельниц на месте их установки позволяет облегчить крановое оборудование, но одновременно приводит к увеличению нагрузки на площадки обслуживания мельниц. Поэтому необходимо, учитывая большую площадь этих перекрытий, строго дифференцировать нагрузки, выделяя площадки под места складирования футеровок и прочих материалов.

Фундаменты мельниц рекомендуется изолировать от фундаментов основного каркаса.

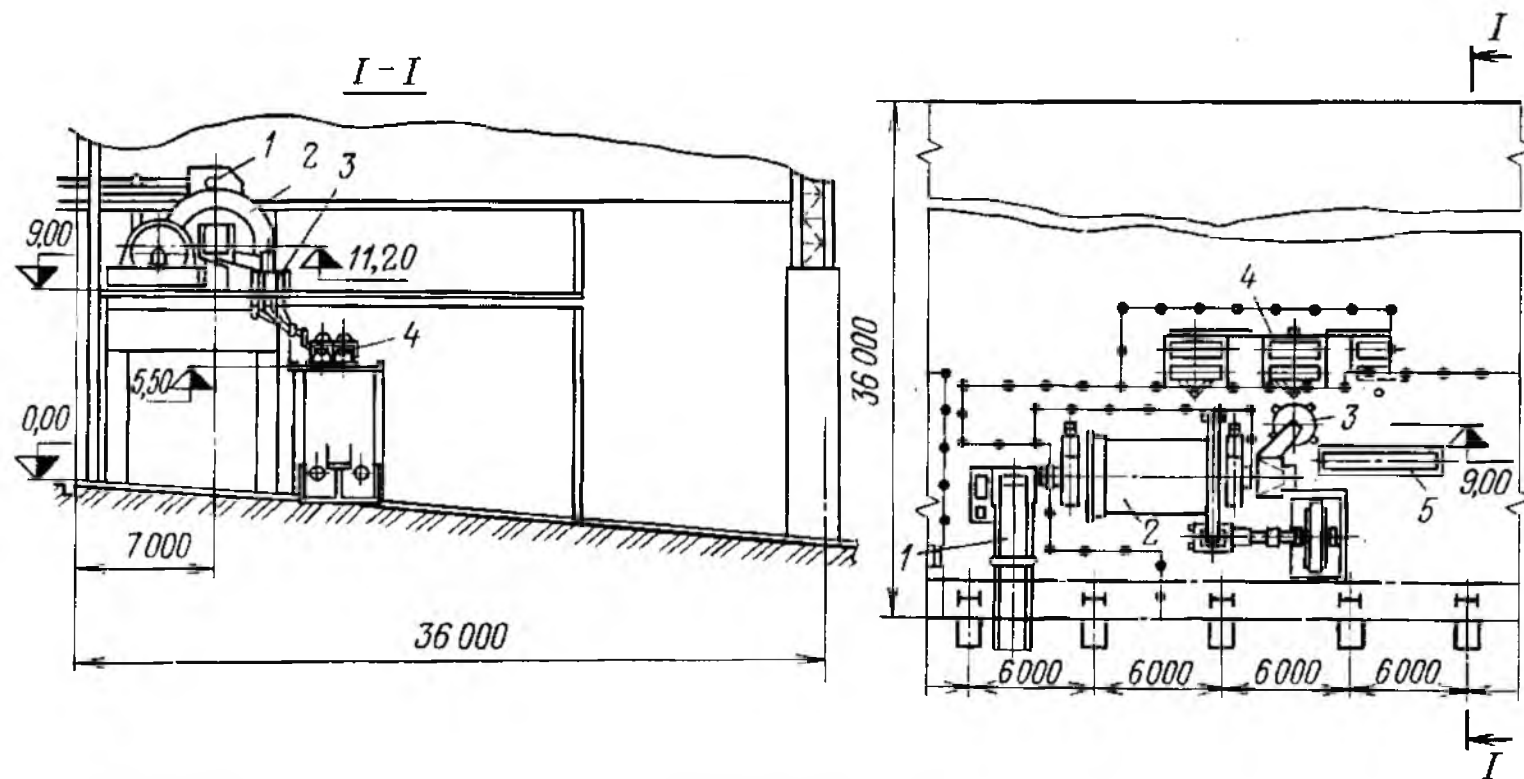


Рис. 5.19. Узел установки стержневой мельницы МСЦ-3600×5500:

1 — конвейер ленточный с шириной ленты 1400 мм; 2 — мельница; 3 — четырехструйный пульподелитель; 4 — сепараторы магнитные ПБМ-90/250; 5 — стержнепогрузочная машина

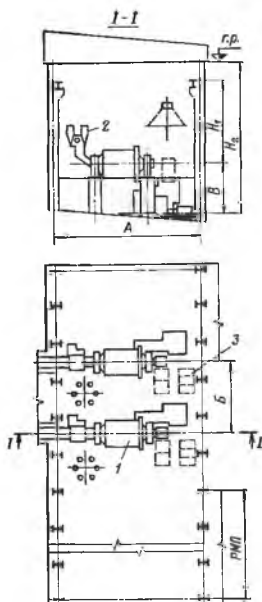


Рис. 5.20. Компонировочное решение отделения измельчения с шаровыми мельницами при одностадийной схеме измельчения:

1 — мельница шаровая; 2 — гидроциклон; 3 — насос песковый

Таблица 5.6. Конструктивные показатели отделения измельчения с шаровыми мельницами при одностадийной схеме (см. рис. 5.20)

Типоразмер мельницы	Метод ремонта	Объем секции измельчения, м³	Объем одного шестиметрового пролета, м²	Параметры конструктивных решений, м				
				A	B	B	H ₁	H ₂
3 200×4 500	I	5 280	3 170	24	10	7	11	22
	II	5 520	3 320	24	10	7	11	23
3 600×5 500	I	5 280	3 170	24	10	7	11	22
	II	5 700	3 460	24	10	7	12	24
4 000×5 500	I	6 630	3 320	24	12	8	11	23
	II	7 200	3 600	24	12	8	12	25
4 500×6 000	I	6 630	3 320	24	12	8	11	23
	II	7 200	3 600	24	12	8	12	25
5 500×6 500	I	14 000	4 860	30	18	9	13	26

Примечание. I — узловой метод ремонта; II — комбинированный.

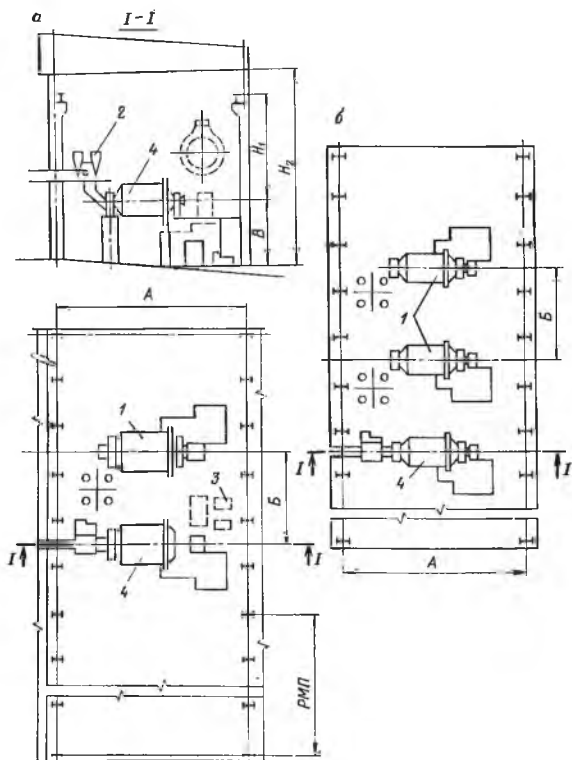


Рис. 5.21. Компонировочное решение отделения измельчения со стержневыми и шаровыми мельницами:

а — двухстадийная схема измельчения; *б* — трехстадийная схема измельчения; 1 — мельница шаровая; 2 — гидроциклон; 3 — насос песковый; 4 — мельница стержневая

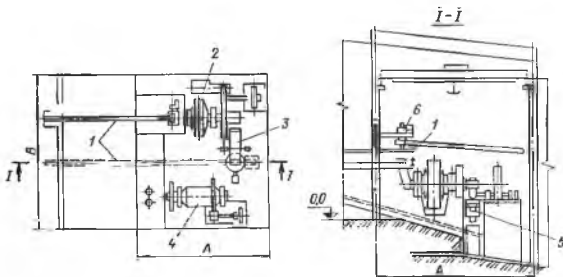


Рис. 5.22. Компоночное решение отделения полусамонизмельчения при двух-стадийной схеме рудоподготовки:

1 — конвейер ленточный; 2 — мельница самонизмельчения; 3 — грохот вибрационный; 4 — мельница шаровая; 5 — дробилка конусная; 6 — гидроциклон

Площадки обслуживания мельниц, связанные с фундаментами под них, следует также изолировать от каркаса бункерного пролета и пролета, где размещаются электротехнические помещения и помещения АСУ, имеющие оборудование, чувствительное к вибрациям.

Фундаменты под мельницы, как правило, изготовляют монолитными. При узловом методе ремонта на месте необходимо предусматривать место установки домкратов.

Примеры компоновочных решений для отделений со стержневыми, шаровыми мельницами и с мельницами полусамонизмельчения приведены на рис. 5.20—5.22, конструктивные показатели — в табл. 5.6—5.8.

5.6.2. ОТДЕЛЕНИЯ ФЛОТАЦИИ

Число секций основных операций флотации может быть равным числу секций измельчения, кратное ему, или не зависеть от него (при объединении потоков пульпы нескольких секций измельчения). Число параллельных потоков в секции выбирается по мощности потока, соответствующего объему камеры флотационной машины, обеспечивая максимальный (оптимальный) поток на каждую иитку машины.

Компоновка секций флотации по числу секций измельчения (создание единых секций измельчение — флотация) имеет преимущества в отношении сокращения длин, высот перекачек или самотечных трасс пульпы из измельчения на флотацию, посекционной регулировки и контроля процесса. Рекомендуется для по-

Т а б л и ц а 5.7. Конструктивные показатели отделения измельчения со стержневыми и шаровыми мельницами при двухстадийной схеме и соотношении мельниц по стадиям 1 : 1 и 1 : 2 (см. рис. 5.21)

Типоразмер мельниц	Соотношение числа мельниц по стадиям	Метод ремонта	Объем секции измельчения, м ³	Объем одного 6-метрового пролета, м ³	Параметры конструктивных решений, м				
					A	B	B	H ₁	H ₂
3 200×4 500	1 : 1	I	10 560	3 170	24	10	7	11	22
3 600×5 500		II	11 520	3 460	24	10	7	11	24
3 200×4 500	1 : 1	I	12 140	3 320	24	11	8	11	23
4 000×5 500		II	13 200	3 600	24	11	8	12	25
3 200×4 500	1 : 1	I	13 260	3 320	24	12	8	11	23
4 500×6 000		II	14 400	3 600	24	12	8	12	25
3 600×5 500	1 : 1	I	13 260	3 320	24	12	8	11	23
4 000×5 500		II	14 400	3 600	24	12	8	12	25
3 600×5 500	1 : 1	I	13 260	3 320	24	12	8	11	23
4 500×6 000		II	14 400	3 600	24	12	8	12	25
4 000×5 500	1 : 1	I	16 600	4 140	30	12	8	11	23
4 500×6 000		II	18 000	4 500	30	12	8	12	25
3 200×4 500	1 : 2	I	15 840	3 170	24	10	7	11	22
3 200×4 500		II	16 560	3 320	24	10	7	11	23
3 600×5 500	1 : 2	I	15 840	3 170	24	10	7	11	22
3 600×5 500		II	17 280	3 460	24	10	7	12	24
4 000×5 500	1 : 2	I	24 840	4 140	30	12	8	11	23
4 000×5 500		II	27 000	4 500	30	12	8	12	25
4 500×6 000	1 : 2	I	24 840	4 140	30	12	8	11	23
4 500×6 000		II	27 000	4 500	30	12	8	12	25

П р и м е ч а н и е. I — узловой метод ремонта; II — комбинированный.

лиметаллических руд при наличии нескольких сортов руд и наклонного рельефа площадки, обеспечивающего самотек пульпы на флотацию (рис. 5.23, а).

Укрупнение флотационных секций, т. е. объединение потоков пульпы нескольких секций измельчения (в отдельных случаях всех секций) в один поток для переработки на укрупненных флотационных секциях (в пределах одной секции — моносекции) имеет следующие преимущества:

усреднение пульпы перед флотацией;

упрощение подачи и регулировки реагентов;

лучшее использование фронта флотационных машин при выполнении ремонтных работ и неплановых остановок отдельных машин; рекомендуется для монометаллических руд, при переработке одного стабильного сорта руды, при слабонаклонных площадках и необходимости введения перекачки пульпы из измельчения на флотацию (рис. 5.23, б).

Таблица 5.8. Конструктивные показатели отделения измельчения, оборудованного мельницами измельчения и шаровыми при двухстадийной схеме АБС (Autogenous mill — Ball mill — Cone crusher) (см. рис. 5.22)

Наименование	Вариант		
	I	II	III
Типовой размер оборудования, м:			
мельница самоизмельчения I стадии	7×2,3	9×3	10,5×3,8
грохот вибрационный подрабывающая конусная дробилка	2×5 1,2	2,5×6 1,75	3×8 2,2
мельница шаровая II стадии	3,6×5,5	4,5×6	5,5×6,5
Конструктивные показатели:			
ширина пролета А, м	24	30	30
длина секции В, м	30	36	36
площадь застройки, м²	720	1080	1080
строительный объем секции, м³	20 700	35 640	41 040

Поперечное (см. рис. 5.23, а, б) или продольное расположение (рис. 5.23, в) флотационных машин в пролете выбирается в зависимости, главным образом, от соотношения длины (фронта) измельчения и флотации.

В целях обеспечения лучших условий для очередности строительства, компоновки здания наиболее простой формы, большей четкости в разводке сетей и коммуникаций в корпусе следует стремиться к максимальному выравниванию длин отделения измельчения и флотации.

Необходимо рассматривать варианты размещения в отделении флотации секции доизмельчения промпродуктов или черновых

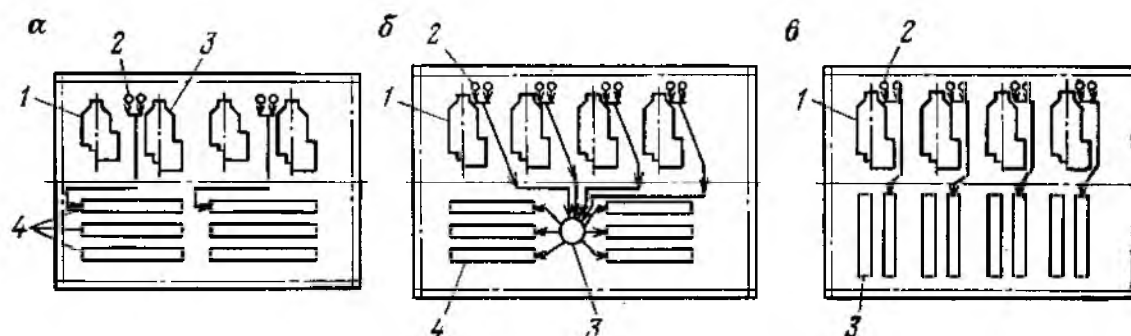


Рис. 5.23. Принципиальные проектно-компоновочные решения измельчительно-флотационных отделений:

а — многосекционное с поперечным расположением флотационной машины; 1 — мельница I стадии; 2 — гидроциклон; 3 — мельница II стадии; 4 — флотационная машина; б — многосекционное с поперечным расположением флотационной машины; 1 — мельница шаровая; 2 — гидроциклон; 3 — пульподелитель; 4 — флотационная машина; в — многосекционное с продольным расположением флотационных машин; 1 — мельница шаровая; 2 — гидроциклон; 3 — флотационная машина

концентраторов при условии, что это не требует установки крана большей грузоподъемности, чем необходимо для обслуживания ремонта флотационных машин. Такой вариант имеет преимущества в отношении длины и числа трасс пульповодов и насосных перекачек (рис. 5.24, 5.25).

Отделение флотации проектируется павильонного типа с краном грузоподъемностью до 30 т. Высота установки флотационных машин для основных операций флотации определяется перепадом высот между отметками сливных патрубков гидроциклонов в пролете измельчения и загрузочного кармана флотационных машин, необходимых для самотечного транспорта сливов гидроциклонов на флотацию.

Под флотационные машины предусматриваются специальные опорные конструкции. Учитывая, что флотация является наиболее изменчивой частью технологического процесса, эти конструкции для удобства реконструкции предусматриваются стальными, изолированными от основного каркаса.

В пролете флотации также располагают реагентные площадки, выполняемые на встроенных многоэтажных конструкциях. Реагентные площадки требуют специальной химической защиты; они могут быть расположены в мельничном пролете или в пролете-вставке между мельничным пролетом и пролетом флотации.

На рис. 5.26—5.28 приведены компоновочные решения, а в табл. 5.9 — конструктивные показатели главных корпусов некоторых медных и молибденовых зарубежных флотационных фабрик.

При применении пневмомеханических флотационных машин следует иметь в виду, что число камер в прямоточной машине, устанавливаемых на одном уровне, не должно превышать шести. При большем числе камер следующие камеры устанавливают с перепадом 300—600 мм в зависимости от типоразмера флотационных машин.

При компоновочном оформлении сложных схем со многими перекачками пульпы и применении пневмомеханических флотационных машин предпочтительна установка специальных пульпоподъемных камер.

5.6.3. ОТДЕЛЕНИЯ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Число секций магнитной сепарации принимается равным числу секций измельчения; внутри секции число параллельных потоков выбирается в зависимости от общего потока и производительности выбранных магнитных сепараторов и должно быть минимальным. Компоновка магнитных сепараторов бывает продольной, поперечной, а также смешанной. При размещении магнитных сепараторов на сливе мельниц I стадии недопустимо увеличение

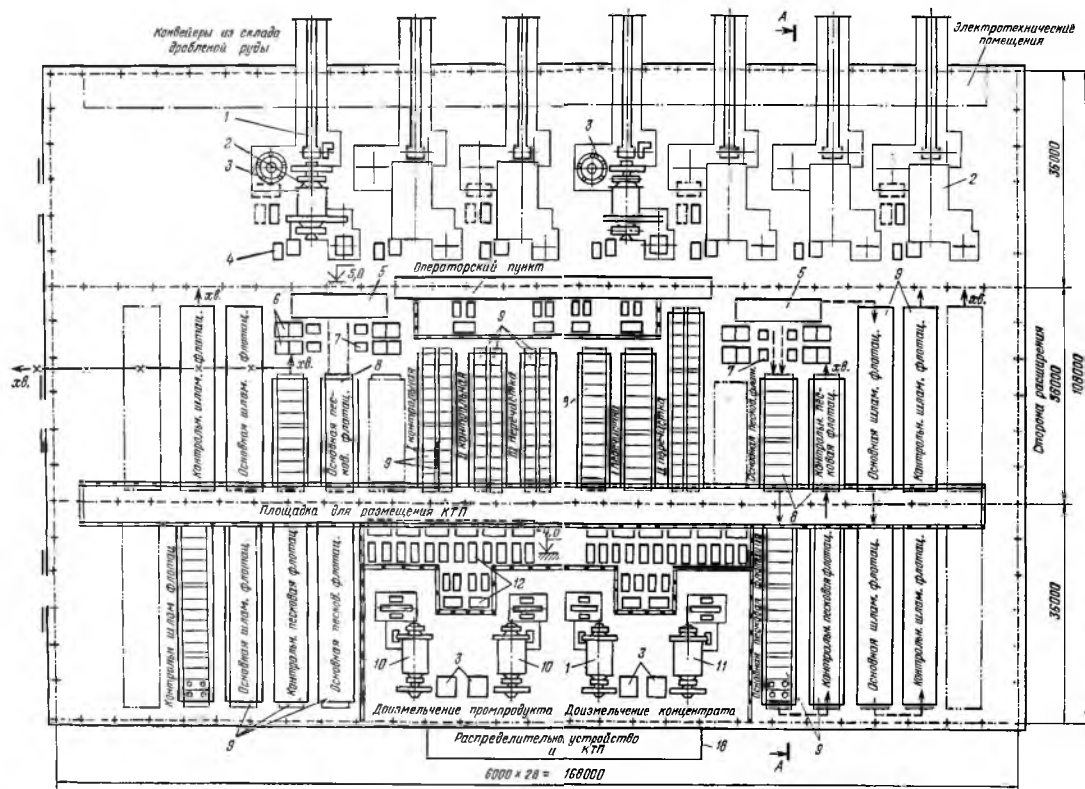


Рис. 5.24. Главный корпус флотационной фабрики большой производительности для переработки медных руд (проектное решение), план:

1 — конвейер ленточный с шириной ленты 1200 мм; 2 — мельницы шаровые МШЦ-5500 × 6500 мм; 3 — гидрощеллоны диаметром 750 мм (у мельниц); 4 — насос песковый центробежный 12ГРУЛ-12; 5 — гидрощеллоны диаметром 750 мм (для разделения на песок и шлам); 6 — чаны для перемикавания; 7 — пенные флотационные сепараторы объемом 8 м³; 8 — восьми-десяти- и четырнадцатикамерные механические флотационные машины (объемом камер 16 м³); 9 — десяти- и четырнадцатикамерные механические флотационные машины (объемом камер 3,5 м³); 10 — мельница шаровая МШЦ-4500 × 6000; 11 — мельница шаровая МШЦ-3800 × 5600; 12 — насосы песковые центробежные; 13 — кран мостовой электрический грузоподъемностью 80 т; 14 — кран мостовой электрический грузоподъемностью 30 т; 15 — конвейер ленточный с разгрузочной тележкой с шириной ленты 1600 мм; 16 — конвейер-питатель ленточный с шириной ленты 1200 мм (под складом) (13—15 см. на рис. 5.25)

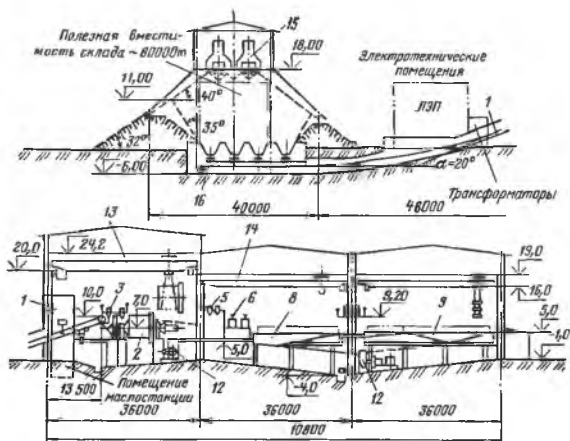


Рис. 5.25. Главный корпус флотационной фабрики большой производительности для переработки медных руд (проектное решение), разрез:
1—3, 5, 6, 8, 9, 12—16 см. рис. 5.24

пролета измельчительного отделения. Сепараторы komponуют на свободных площадях непосредственно у мельниц.

На рис. 5.29—5.33 приведены компоновочные решения главных корпусов отечественных магнитообогащительных фабрик (по данным Механобчермета).

5.6.4. ОТДЕЛЕНИЯ ГРАВИТАЦИИ

Гравитационное оборудование komponуется с использованием самотечного транспорта основного потока материала. Поэтому применяется или многостажная компоновочная схема при слабо-наклонном рельефе (рис. 5.34) площадки, или уступчато-этажная на крутом склоне (рис. 5.35).

5.6.5. ОТДЕЛЕНИЯ СГУЩЕНИЯ

При открытом расположении сгустителя его размещают в непосредственной близости к главному корпусу или к корпусу фильтрования в зависимости от длины перекачки сгущенных

Т а б л и ц а 5.9. Конструктивные показатели главных корпусов флотационных зарубежных фабрик

Показатель	«Тайрон» (США)	«Сверита» (США)	«Колон» (Чили)	«Бугенвиль» (Папуа-Новая Гвинея)	«Сакатон» (США)	«Пинто Велли» (США)
Производительность, т/сут	46 300	81 600	25 400	86 300 (проект)	9150	36 300
<i>Отделение измельчения</i>						
Типоразмер мельницы: объем, м ³ ; число	МШР-3660×3660 38; 20	МШЦ-5030×5790 108; 16	МШЦ-4256×7326 97; 7	МШЦ-5500×6400 144; 9	МШЦ-4720×5480 90; 2	МШЦ-5500×6400 144. 6
Число секций	20	2 секции по 8 мельниц в каждой	7	9	2	2
Шаг мельниц, м	14	14	13,4	15,4	Н. д.	15,4
Высота, м: от пола до оси мельницы	6,5	6	6	6	6	6
от оси мельницы до подкранового пути	12,5	15	9,45	13,3	11	13,3
Удельные конструктивные показатели на 1 м ³ объема установленных мельниц	7,64	3,25	3,14	2,63	5,05	2,63
площадь производственной части, м ²	199	100,5	74,22	67,2	110	65
объем производственной части, м ³	180	Нет	данных	17	110	65
Грузоподъемность крана, т	Денвер ДР № 30—100, 2,83; Денвер ДР—200, 5,65	Денвер ДР № 30—60; 1,7; № 30, 2,83	Вемко № 66, 1,73	Денвер ДР № 600Н, 17	Вемко № 120, 8,5	Вемко № 120, 8,5
Типоразмер, вместимость камеры (м ³) основной и контрольной флотации						
<i>Отделение флотации</i>						
Число секций (основной и контрольной флотации)	3	2	7	2	1	2
Число секций перемешивающей флотации	1	2	1	2	1	1
Высота, м: от пола до площадки флотомашин	5	6,5	6,7	8	5	8
от площадки флотомашин до подкранового пути	13	13,9	18,3	15,4	11	10
Удельные конструктивные показатели на 1 м ³ объема установленных флотомашин:						
площадь производственной части, м ²	3—2,3	4,35	4,1	0,96	3,9	1,75
объем производственной части, м ³	71,4—53	—	—	23,9	—	35,4

продуктов, рельефа местности, геологических и других условий генерального плана фабрики.

Корпуса сгущения проектируют самостоятельными лишь при большом числе сгустителей, при применении сгустителей диаметром более 30 м, по условиям рельефа и др.

5.7. КОРПУСА ФИЛЬТРОВАНИЯ И СУШКИ, СКЛАДЫ КОНЦЕНТРАТОВ

Компоновка оборудования фильтровальных установок может быть автономной или групповой,

Автономная фильтровальная установка состоит из вакуум-фильтра, вакуум-насоса, воздуходувки, ресивера, соединенного с центробежным насосом, ловушки или конденсатора.

Под групповой компоновкой оборудования фильтровальных установок подразумевается подключение нескольких вакуум-фильтров к одному или двум ресиверам в случае фильтрования на вакуум-фильтрах с объединенными или отдельными зонами фильтрования и промывки (сушки) соответственно.

Число подключаемых к ресиверу вакуум-фильтров может варьировать от 2 до 12 и определяется технологией производства.

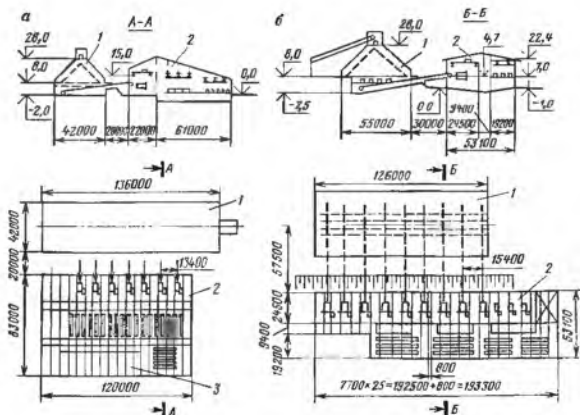


Рис. 5.27. Компонировочные схемы корпусов обогащения обогатительных фабрик с трехстадийным дроблением и одностадийным шаровым измельчением: а — «Колони»; 1 — склад мелкодробленой руды вместимостью 18 тыс. т; 2 — главный корпус; 3 — отделение седлчатной флотации; б — «Вугняниль»; 1 — склад мелкодробленой руды вместимостью 82 тыс. т; 2 — главный корпус

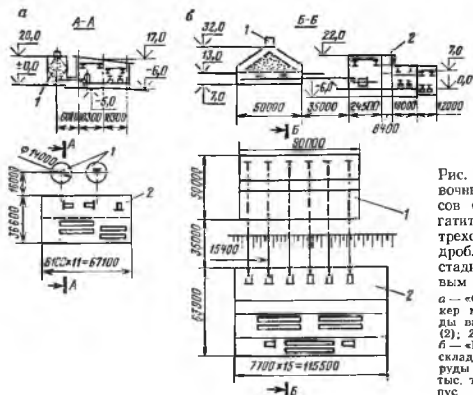


Рис. 5.28. Компонировочные схемы корпусов обогащения обогатительных фабрик с трехстадийным дроблением и одностадийным шаровым измельчением: а — «Сакатон»; 1 — бункер мелкодробленой руды вместимостью 2450 т (2); 2 — главный корпус; б — «Пинто Вазли»; 1 — склад мелкодробленой руды вместимостью 39 тыс. т; 2 — главный корпус

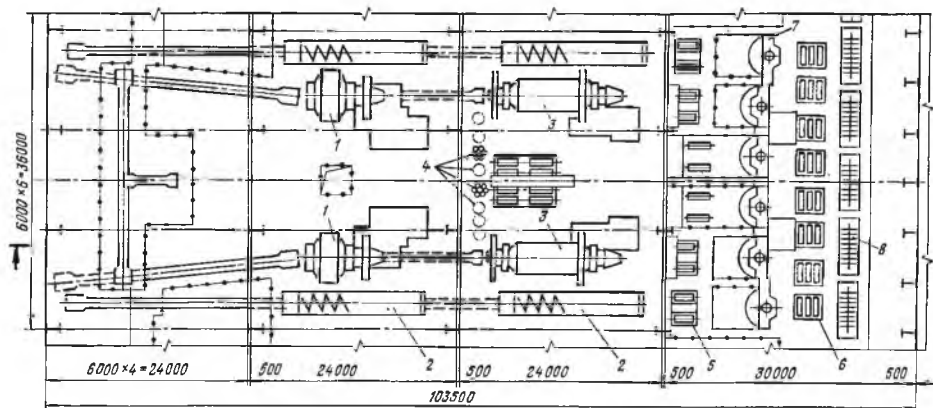


Рис. 5.29. План главного корпуса обогатительной фабрики Лебединского ГОКа (I очередь строительства):

1 — мельница ММС-7000Х2300; 2 — классификатор 1КСН-24; 3 — мельница рудяногалечная МГР-4000Х7500; 4 — батарея гидроциклонов диаметром 350 мм; 5 — сепаратор 209В-П-СЭ; 6 — сепаратор 209В-ПП-СЭ; 7 — дешламатор диаметром 5 м; 8 — вакуум-фильтр дисковый ДШ-68-2.5У

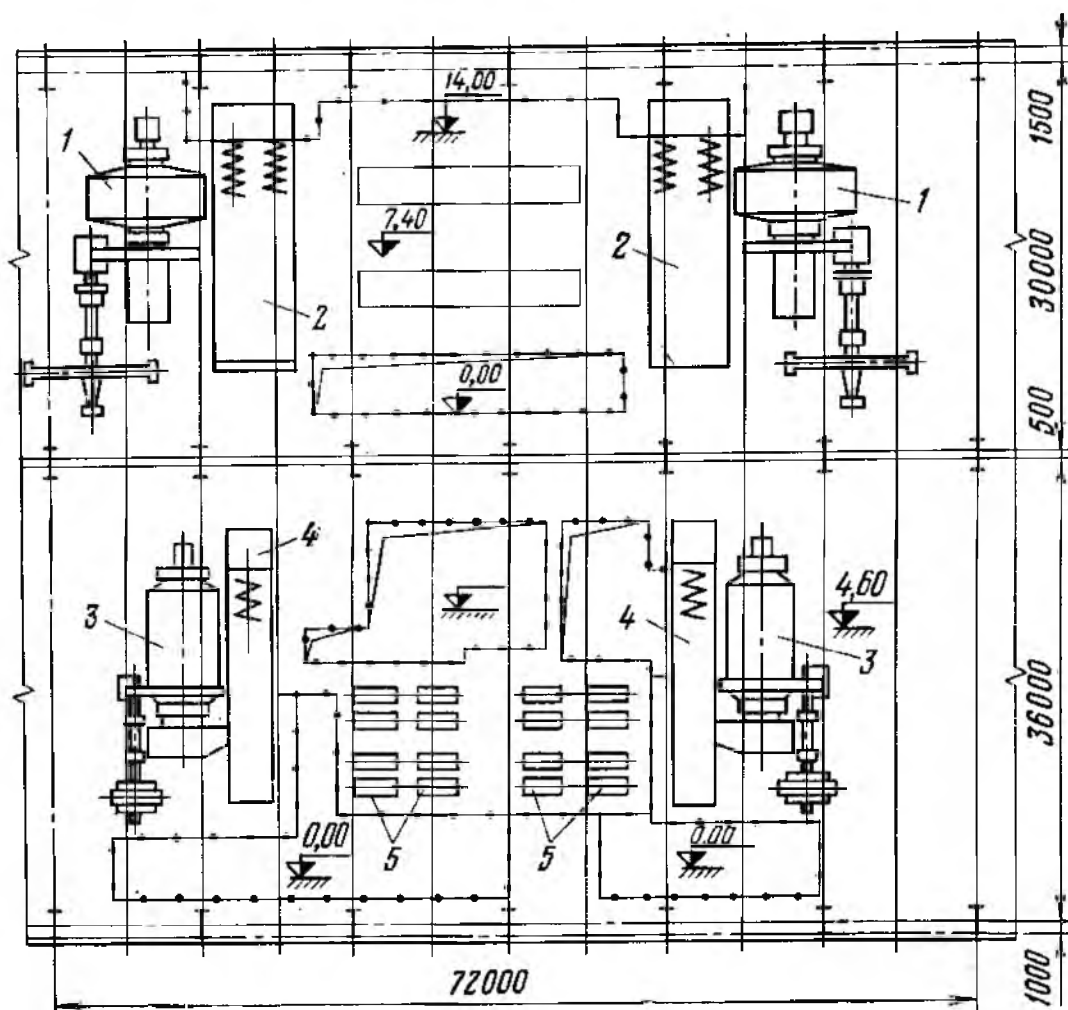
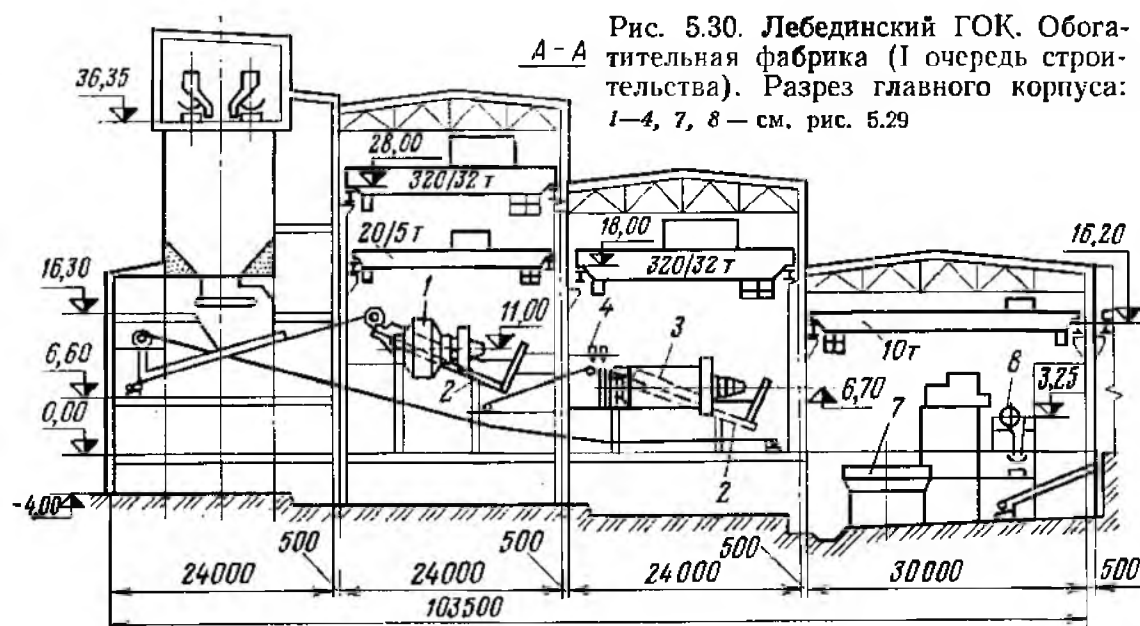


Рис. 5.31. Лебединский ГОК. Обога-
тительная фабрика (II очередь строи-
тельства). План секций главного корпуса:

1 — мельница ММС-9000×3000А; 2 — классификатор 2КСН-30×172; 3 — мельница рудно-
галецная МРГ-5500×7500А; 4 — классификатор 1КСН-30×172; 5 — сепаратор магнитный
ПБМ-ПП-120/300

При групповой компоновке ресивер соединяют с двумя центробежными насосами, один из которых резервный, а вакуум-насосы и воздуходувки размещают, как правило, в отдельном помещении и подключают к общефабричному вакуум-проводу и общефабричному нагнетательному воздухопроводу соответственно.

Применение групповой компоновки вакуум-фильтров, вакуум-насосов, воздуходувок имеет преимущества по сравнению с автономными фильтровальными установками. Эти преимущества особенно выгодны для обогатительных фабрик большой производительности, поскольку удастся автоматически поддерживать необходимый вакуум в системе и максимально использовать вакуум-фильтры, вакуум-насосы, воздуходувки и другое оборудование фильтровальных установок.

На большинстве обогатительных фабрик, где используются вакуум-фильтры непрерывного действия, осуществляется фильтрация холодной суспензии (не более 25—30 °C) с объединенными зонами фильтрования и промывки (сушки) (рис. 5.36, а).

В случае необходимости отделения фильтрата от промывочной жидкости применяют схему установки вакуум-фильтров с раздельными зонами фильтрования и промывки (сушки) (рис. 5.36, б). Данная схема принципиальных различий со схемой, изображенной на рис. 5.36, а, не имеет, и для удаления промывочной жидкости или фильтрата из зоны промывки (сушки) устанавливают дополнительно ресивер и центробежные насосы, откачивающие промывочную жидкость или фильтрат.

Более детально установка ресивера и центробежных насосов для групповой компоновки вакуум-фильтров показана на рис. 5.37.

Всасывающие трубы центробежных насосов вводят в днище ресивера раздельно, причем расстояние между всасывающими трубами этих насосов должно быть 1000—1200 мм.

Особое внимание должно уделяться соблюдению герметичности участка трубы ресивер — центробежный насос, что достигается установкой резиновых прокладок между фланцевыми соединениями во избежание подсоса воздуха. Установка уравнильных труб, задвижек или вентилях на участке ресивер — центробежный насос не допускается. В днище ресивера предусматривается люк для промывки ресивера во время профилактических осмотров.

Предусматривается установка (см. рис. 5.36) клапанов обратных поворотных фланцевых типа 19ч16бр под углом 45° к осям центробежных насосов. С целью обеспечения устойчивой и надежной работы фильтровальных установок и для увеличения срока службы собственно клапанов осевой перекос клапанов обратных поворотных не допускается.

Вертикально расположенные трубы нагнетания центробежных насосов по высоте не должны превышать 3—4 м, их нельзя объединить в одну общую нагнетательную трубу. После вертикальной части нагнетательные трубы центробежных насосов должны

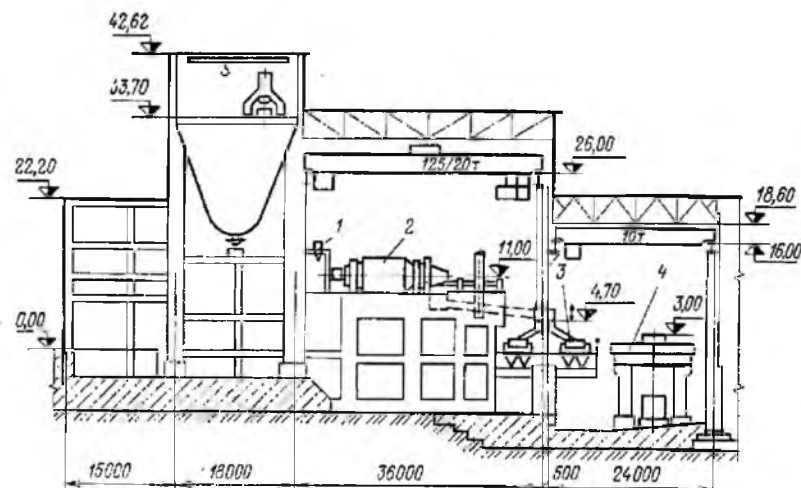


Рис. 5.32. Обогащительная фабрика Стойленского ГОКа. Главный корпус. Разрез:

1 — гидроциклон диаметром 710 мм; 2 — мельница МШЦ-5500×6500; 3 — сепаратор ПБМ-ПП-120/300; 4 — дефламатор МД-12

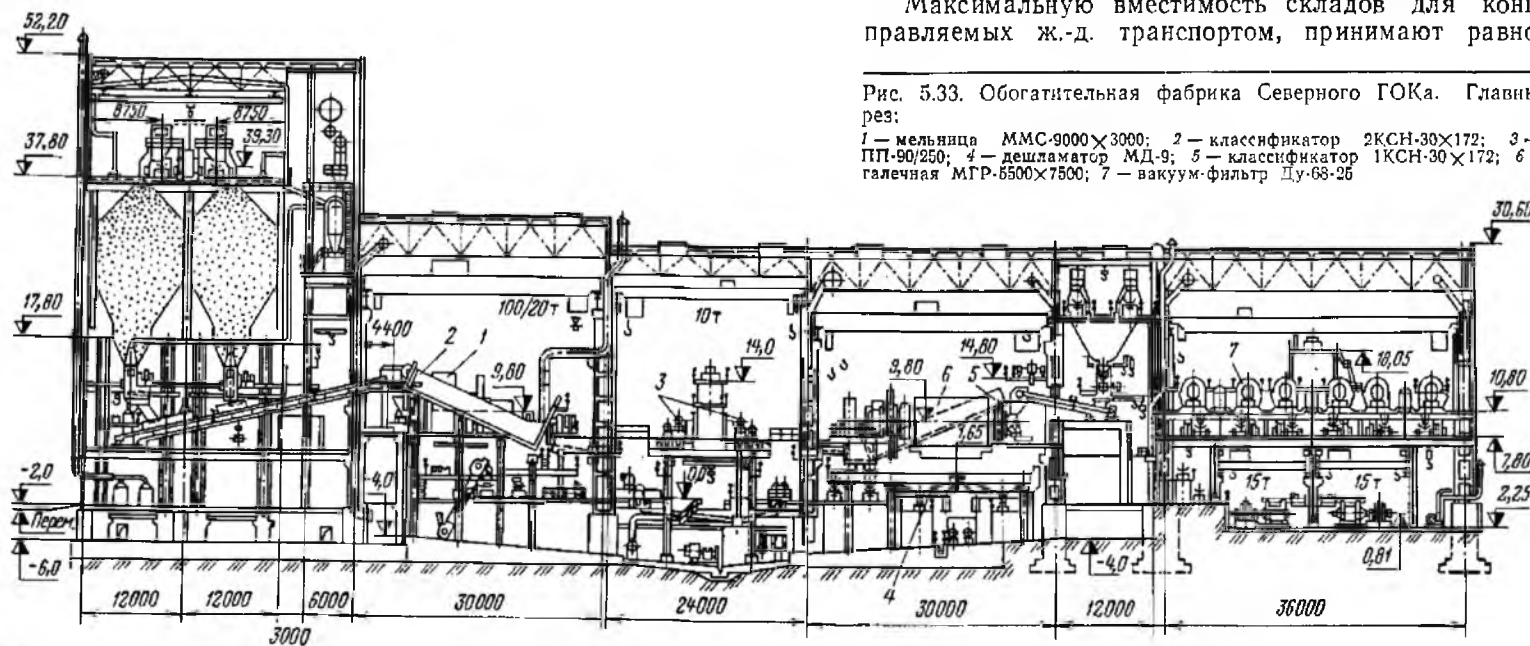


Рис. 5.33. Обогащительная фабрика Северного ГОКа. Главный корпус. Разрез:

1 — мельница ММС-9000×3000; 2 — классификатор 2КСН-30×172; 3 — сепаратор ПБМ-ПП-90/250; 4 — дефламатор МД-9; 5 — классификатор 1КСН-30×172; 6 — мельница рудно-галечная МГР-6500×7500; 7 — вакуум-фильтр Цу-68-26

иметь отрицательный угол наклона 5—8° и вводиться в зумпфы или иные емкости, из которых фильтрат затем направляется в процесс.

На нагнетательных трубах центробежных насосов запорные устройства не устанавливают. Центробежные насосы, подсоединенные, как это показано на рис. 5.37, обеспечивают устойчивую и надежную откачку фильтрата из ресиверов. Напорные характеристики насосов при этом полностью не используются, что позволяет эффективно применять их и при максимальном разрежении, создаваемом вакуум-насосами, и осуществлять процесс фильтрования при разрежении 85 кПа на головках работающих вакуум-фильтров.

На обогащительных фабриках малой производительности или на крупных фабриках, но с малым выходом концентратов, оборудование для сгущения, фильтрования и складирования обезвоженных концентратов размещают в цехе обогащения (см. рис. 5.1, 5.2).

Для фабрик с большим выходом концентратов, подлежащих сушке, вакуум-фильтры и сушилки по санитарно-гигиеническим соображениям размещают в отдельном корпусе фильтрования и сушки, который может блокироваться со складом сушеного концентрата и отделением сгущения (рис. 5.38).

Максимальную вместимость складов для концентратов, отправляемых ж.-д. транспортом, принимают равной 5 сут для

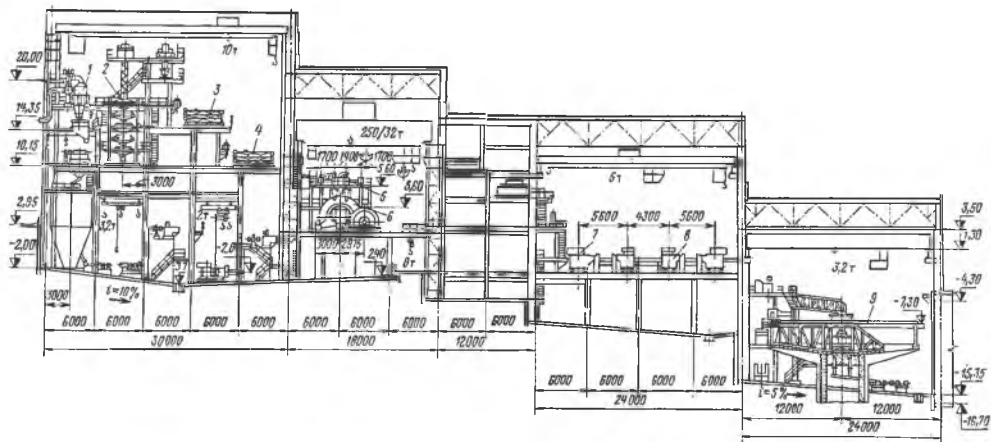


Рис. 5.34. Корпус обогащения АБОФ Ковдорского ГОКа:

1 — гидроциклон ГЦ-140К; 2 — конусный сепаратор пятиярусный диаметром 6000 мм; 3, 4 — концентрационные столы; 5 — гидроциклон ГЦ-710К; 6 — шаровая мельница МШР-36000 × 5000 мм; 7 — флотационная машина ФМР-63 двенадцатикамерная; 8 — флотационная машина ФМР-63 шестикамерная; 9 — сгуститель диаметром 18 м

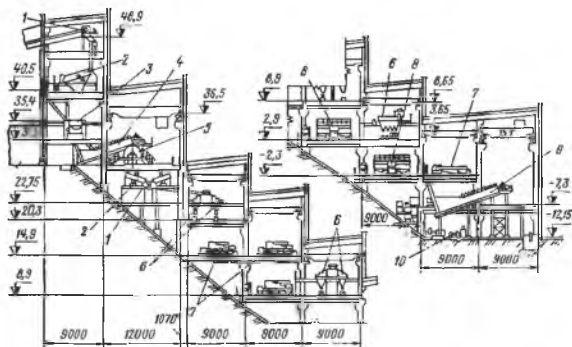


Рис. 5.35. Обогащительная фабрика для переработки оловянных руд. Главный корпус. Разрез:

1 — конвейер ленточный; 2 — грохот вибрационный 1500×3000 мм; 3 — машина отсадочная МОД-2Н; 4 — классификатор 1КСН-15; 5 — мельница стержневая МСЦ-2100×3000; 6 — классификатор гидравлический КГ-4с; 7 — стол концентрационный СКО-15; 8 — стол концентрационный СКМ-1А; 9 — классификатор 2КСН-15; 10 — насос песковый

фабрик большой производительности, для фабрик средней производительности — 10 сут и для фабрик малой производительности — 15 сут. Для районов с особо суровыми климатическими условиями вместимость склада может быть увеличена при соответствующем обосновании.

Режим работы склада принимают по режиму работы отделения фильтрования и сушки.

Склады концентратов размещают в пролетах, смежных с отделением фильтрования и сушки. Склады проектируют закрытыми, обособленными для каждого типа концентратов.

Загрузку склада предусматривают в одной или в нескольких точках конвейерами с последующим распределением концентрата по складу грейферным краном либо при помощи сбрасывающих тележек ленточных конвейеров или передвижных челноковых конвейеров и другими способами.

При большом выходе концентрата, например баритового, проектируют силосные бакин с пневморазгрузкой в цементовозы по аналогии с предприятиями цементной промышленности.

Погрузка концентратов в контейнеры производится грейферными кранами или ковшовыми погрузчиками.

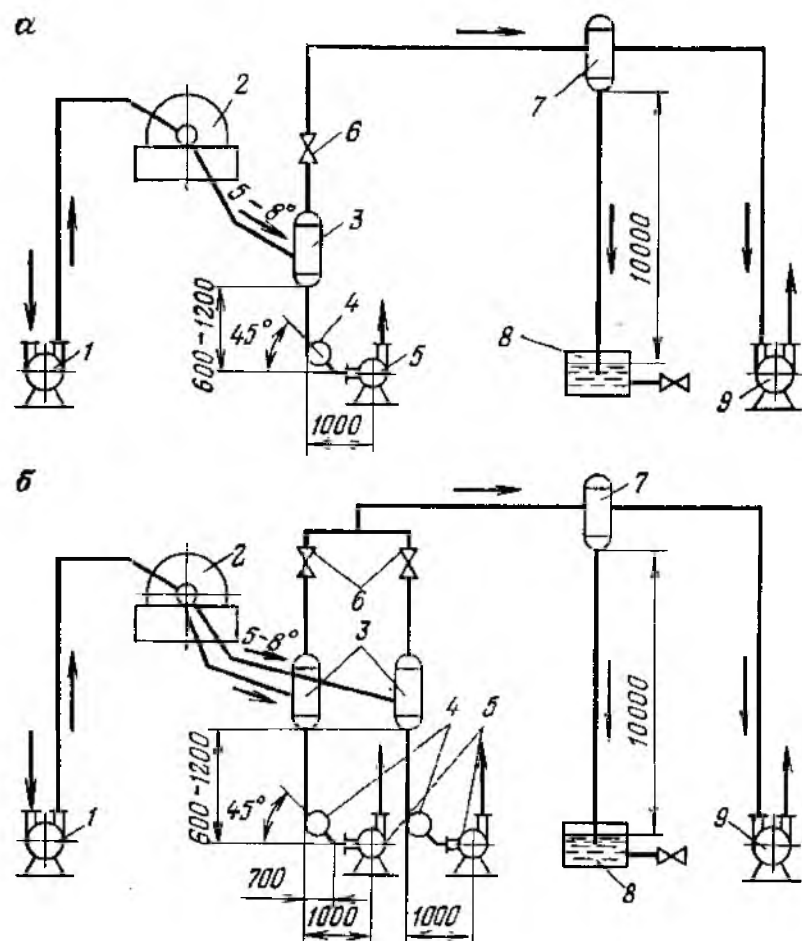


Рис. 5.36. Схема расположения оборудования фильтровальных установок с объединенными (а) и раздельными (б) зонами фильтрования и промывки (сушки): 1 — воздуходувка; 2 — вакуум-фильтр; 3 — ресивер; 4 — клапан обратный поворотный фланцевый 19ч16бр; 5 — центробежный насос типа ГРК; 6 — задвижка с электроприводом; 7 — ловушка; 8 — гидрозатвор; 9 — вакуум-насос

5.8. КОРПУСА ПРИГОТОВЛЕНИЯ РЕАГЕНТОВ

Исходя из номенклатуры применяемых реагентов, в реагентном отделении предусматривают помещения для их приготовления и хранения. Приготовление и хранение в одних помещениях растворов реагентов, способных вступать во взаимодействие (цианида и кислот или хлорагентов и др.) не допускается.

Все операции по доставке реагентов из расходных складов, вскрытию, опорожнению и обезвреживанию тары, загрузке реагентов в аппараты (реакторы) для последующего растворения должны быть полностью механизированы и максимально автоматизированы. Вскрытие металлических барабанов и вымывание из них сыпучих реагентов с последующим обезвреживанием тары осуществляется в унифицированных установках УВРМ-С-У, а монолитных — в установках УВРМ-М-У.

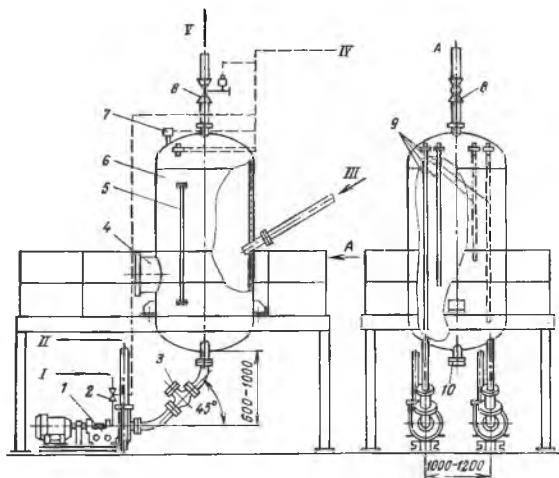


Рис. 5.37. Установка ресивера и автоматизированных центробежных насосов: 1 — центробежный насос типов ГРК, ГРТ; 2 — вентиль сифонный; 3 — клапан обратный поворотный фланцевый 194166р; 4 — смотровой люк ресивера; 5 — подомерное стекло; 6 — ресивер; 7 — электроконтактный вакуумметр; 8 — задвижка с электроприводом; 9 — датчики уровня фильтрата; 10 — люк промывки ресивера; 1 — вода на гидроуплотнение; II — фильтр в зумиф; III — от вакуум-фильтров фильтрат с воздухом; IV — в цепь автоматического управления; V — воздух в вакуум-магистраль.

Приготовление и хранение раствора реагентов проектируют в перемешивающих устройствах, реакторах и сборниках. Выбор оборудования производят согласно характеристикам аппаратов.

Для хранения подготовленных растворов предусматривают емкости с объемами, обеспечивающими не менее чем суточный расход реагентов.

Дренажные системы полов отделений приготовления и хранения растворов реагентов должны обеспечивать раздельный сбор и возврат пролитых растворов различных составов или их обезвреживание перед удалением.

При распределении известкового молока по точкам питания технологического процесса его следует транспортировать по магистральному кольцевому трубопроводу с возвратом избытка в исходную емкость. Известковое молоко в трубопроводе должно циркулировать со скоростью не менее 1 м/с.

Для транспортирования агрессивных растворов, перемещающихся самотеком или при избыточном давлении до 1,6 МПа, следует предусматривать стеклянные трубопроводы.

Реагентное отделение обычно располагают на верхней площадке обогатительной фабрики, выше главного корпуса, на фабриках малой и средней производительности — в пристройке, примыкающей к бункерам главного корпуса.

Дозировочные площадки с расходными баками и дозаторами реагентов размещают в непосредственной близости от точек питания реагентами технологического процесса.

Технические данные для наиболее распространенных реагентов приведены в табл. 5.10.

5.9. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ДРЕНАЖ ПОЛОВ

Для надежного стока переливов в дренажные каналы и облегчения смыва с полов осевшего материала угол наклона полов принимают 6—8° (уклон 10—12 %); максимальный угол наклона пола, если по нему ходят люди, не должен превышать 6° (уклон 10 %), а при отсутствии постоянного прохода людей этот угол можно увеличить для облегчения смыва материала. Ширина дренажных канав принимается 250—500 мм.

Уклон полов определяется углом естественного склона фабричной площадки, условиями безопасности и удобством обслуживания.

Для исключения отрицательного воздействия на ход технологического процесса дренажных стоков и равномерной их подачи в процесс предусматривают дренажные сгустители.

При флотации полиметаллических руд применяют селективный дренаж и возврат сгущенных сточных вод в соответствующие точки технологического процесса с помощью песковых насосов.

Для уборки просыпи руды в подбункерном пролете главного корпуса и очистки полов под площадками мельниц в пролете измельчения рекомендуется применять малогабаритные самоходные уборочные машины, для чего при проектировании необходимо предусматривать проезды под площадками.

Для предотвращения опасности затопления нижних уступов цехов фабрики необходимо предусматривать самотечный или при невозможности по условиям топографии напорный аварийный дренаж. При этом аварийные насосы должны быть поставлены в особые условия в отношении энергоснабжения.

Для уборки просыпи при большой длине корпуса (в цехах обогащения) рекомендуется установка скрепера; в корпусах дробления, грохочения и отапливаемых галереях целесообразно проектировать гидросмыв в комбинации с грейферной или контейнерной уборкой.

5.10. РАЗМЕЩЕНИЕ ОБОРУДОВАНИЯ НА ОТКРЫТЫХ ПЛОЩАДКАХ И В ЗДАНИЯХ С ОБЛЕГЧЕННЫМИ ОГРАЖДАЮЩИМИ КОНСТРУКЦИЯМИ

В неотапливаемых зданиях с облегченными ограждающими конструкциями проектируют:

шатры корпусов крупного дробления с конусными дробилками размером 1500 мм — в районах с расчетными температурами до -30°C ;

корпуса крупного, среднего и мелкого сухого дробления и грохочения для руд, не требующих интенсивного гидрообеспыливания при дроблении, — только в районах с расчетной температурой в зимний период не ниже -16°C ;

галереи ленточных конвейеров для продуктов сухого дробления — в районах с расчетной температурой не ниже -16°C ;

склады слабосмерзающихся кусковых и сыпучих материалов — в районах с расчетной температурой -16°C и ниже.

Открытыми проектируют:

приемные воронки (бункера) в корпусах крупного дробления при загрузке пластинчатыми питателями руды, поступающей из открытых работ — во всех районах;

сгустители диаметром свыше 12 м с утеплением сливного желоба, с укрытием насосной установки в отапливаемом помещении, а для сгустителей диаметром свыше 30 м с выполнением ветрозащищенных мероприятий — во всех климатических районах СССР, за исключением случаев расположения фабрики в местностях с особо неблагоприятными метеорологическими условиями (снежные заносы, сильные и продолжительные ветры, пылевые бури);

сушильные барабаны при длине более 30 м с укрытием загрузочного и разгрузочного концов барабана — при расчетной зимней температуре не ниже -16°C .

5.11. РАЗМЕЩЕНИЕ ОБОРУДОВАНИЯ В ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Подземные горные выработки после отработки месторождения могут быть использованы для размещения в них оборудования обогатительных фабрик. В этом случае резко сокращаются затраты на строительно-монтажные работы, сводятся к минимуму стоимость ремонта помещений и затраты на отопление и вентиляцию помещений. На рис. 5.39 дано принципиальное компоновочное решение подземной медной обогатительной фабрики «Ан-дина» (Чили) производственной мощностью 3 млн. т руды в год. Компоновочными решениями предусматриваются:

максимальное использование рудоспусков для самотечного транспорта руды;

Т а б л и ц а 5.10. Краткие технические данные по реагентам

Наименование	Физическое состояние	Химическая формула	Способ транспортировки и хранения	Концентрация раствора, %	Выделения в помещении	Температура раствора, °С	Отношение к сильнодействующим ядовитым веществам	Токсическое действие
<i>Модификаторы (регуляторы среды, депрессоры, активаторы, диспергаторы, коагулянты)</i>								
Известь пушонка	Куски и порошок белого цвета	CaO	Контейнеры	10—32 известковое молоко	При растворении с водой образуют большое количество тепла	При растворении холодной водой разогревается до 30÷40 50÷60	—	Поражает слизистые оболочки, вызывает ожоги кожи
Карбоксиметилцеллюлоза	Твердое вещество	Натриевая соль простого эфира целлюлозы и гликолевой кислоты H_2SO_4	Ж.-д. вагоны навалом или контейнеры	1—5	—	—	—	—
Кислота серная техническая	Маслянистая гигроскопическая жидкость с желтовато-бурым оттенком		В стальных цистернах, контейнерах и бочках, а также стальных бутылках	Непосредственно или водный раствор, 93—98	Растворы имеют резкий запах, вызванный наличием SO_2	—	Дымящая, плотностью 1,85 т/м³ и более	Токсична. Вызывает раздражение верхних дыхательных путей, при действии на кожу — сильное жжение
Купорос: железный технический	Моноклинные кристаллы зеленоватоголубого цвета	$FeSO_4 \cdot 7H_2O$	Деревянные бочки или ящики (120 кг)	2—10	—	40+50	—	Некоторое общетоксическое действие
медный технический	Твердое кристаллическое вещество	$CuSO_4 \cdot 5H_2O$	Фанерные и железные барабаны, деревянные бочки и ящики (50—150 кг)	2—15	—	40+50	Ядовит	Токсичен
цинковый технический	Бесцветные ромбические кристаллы	$ZnSO_4 \cdot 7H_2O$	Деревянные бочки, фанерные барабаны и бумажные мешки	10—15	—	40+50	—	Прижигающе действует на кожные покровы
Натрий едкий технический (сода каустическая)	Твердое белое вещество в виде кусков неправильной формы или белая непрозрачная масса	NaOH	В барабанах из кровельного железа (вместимость 50—170 л), чешуйчатый — в гофрированных стальных барабанах (25—100 л)	5—15	При растворении выделяется большое количество тепла	25+35	—	Вызывает ожоги кожи, растрескивание ногтей. Попадание в глаза может вызвать слепоту
Натрий кремнефтористый технический	Тонкий кристаллический порошок, белый, иногда с серым или желтым оттенком	Na_2SiF_6	В выложенных бумагой фанерных барабанах (вместимость 20—25 л) или в деревянных бочках (40—75 л)	0,5 %-ный водный раствор	—	—	—	Токсичен. При попадании на кожу вызывает гнойничковую сыпь или местное омертвление кожи, истончение ногтей, утолщение подногтевых валиков

Продолжение табл. 5.10

Наименование	Физическое состояние	Химическая формула	Способ транспортировки и хранения	Концентрация раствора, %	Выделения в помещении	Температура раствора, °С	Отношение к сильнодействующим ядовитым веществам	Токсическое действие
Натрий цианистый технический	Бесцветные кристаллы кубической формы со слабо-коричневым оттенком	NaCN	Железные барабаны. Расходные склады — в хорошо вентилируемых помещениях, на расстоянии не менее 300 м от жилых, общественных зданий и водоемов	5—10 %-ный водный раствор	Ядовитые пары	20÷30	Относится к сильным ядам. Проникновение в организм 0,05 г — смертельно	Токсичен. Паралич центральной нервной системы, язвы на руках и хроническая экзема
Полнакриламид технический	Твердый белый продукт	Сополимер акриламида, акрилонитрида и акриловой кислоты	Любая плотная тара	5 %-ный водный раствор и меньше	—	60	—	Малотоксичен
Сернистый натрий плавяный технический	Красноватая или коричневая сплавленная монолитная масса	Na_2S	Барабаны из кровельной стали (160—200 кг)	5—20 %-ный водный раствор	Весьма гигроскопичен, на воздухе расплывается. При взаимодействии с кислотами выделяется сернистый газ	35÷45	—	Весьма токсичен. Все процессы, связанные с его растворением, должны быть герметизированы и механизированы
Силикат натрия растворимый (силикат-глыба)	Куски, напоминающие обыкновенное стекло	$(\text{Na}_2\text{O})_m \times (\text{SiO}_2)_n$	Навалом в ж.-д. вагонах или на платформах	5—10	—	—	—	Силикатоз. Вызывает фиброзы легких
Сода кальцинированная природная	Твердые, белые кристаллы	Na_2CO_3	В крытых ж.-д. вагонах навалом	5—10	—	—	—	Раздражение дыхательных путей. Конъюнктивит.
Сода кристаллическая техническая	Белые кристаллы	$\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$	Бумажные мешки, навалом в крытых ж.-д. вагонах	5—10	—	—	—	Растворы вызывают раздражение кожи, дерматит
Сода синтетическая кальцинированная, техническая	Белые кристаллы	Na_2CO_3	В многослойных бумажных мешках (масса нетто 50 кг)	5—10	—	—	—	Ирритация слизистой носа
Стекло жидкое натровое	Прозрачные куски (силикат-глыба) или жидкая масса, бесцветные или слабоскрапленные в зеленый или желтый цвет	$(\text{Na}_2\text{O})_n \cdot \text{SiO}_2$	Получают навалом силикат-глыбу; варят жидкое стекло в автоклавах; стеклянные банки, деревянные бочки, ж.-д. цистерны	1—5	—	30÷40	—	Раздражает слизистые оболочки, капли вызывают ожоги глаз, на коже появляются утолщения
Сульфит натрия безводный: технический кристаллический	Бесцветное кристаллическое или слабо-желтого оттенка	Na_2SO_3 $\text{Na}_2\text{SO}_3 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	В фанерных барабанах (751 кг) или в бочках (50—200 кг)	5—10 %-ный водный раствор	Пожароопасен — может самовозгораться при хранении в больших кучах	35÷45	—	В малом разбавленном виде токсичен

Продолжение табл. 5.10

Наименование	Физическое состояние	Химическая формула	Способ транспортировки	Концентрация раствора, %	Выделения в помещении	Температура раствора, °C	Отношение к сильнодействующим ядовитым веществам	Токсическое действие
Тринатрийфосфат технический	Белая или окрашенная в желтый или розовый цвет кристаллическая масса	$\text{Na}_3\text{PO}_4 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$	В бочках (250 кг) или в 4- и 6-слойных мешках	5—10 %-ный водный раствор	—	—	—	—
Хромпик натриевый технический	Кристаллическое вещество красно-желтого цвета	$\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	I и II сорт — в стальных барабанах (180—200 кг), кристаллические продукты — в стальных барабанах (100—110 кг) и деревянных бочках (75—100 л)	10—20 %-ный водный раствор	—	—	—	Токсичен. Раздражает и прижигает слизистые оболочки и кожу. Общетоксическое действие

2. Соби ратели

Асидол	Маслянистая жидкость коричневого цвета	Нафтеновые кислоты, неомыляемые продукты	Ж.-д. цистерны, стальные барабаны или деревянные бочки до 350 кг	Применяется непосредственно или (после нейтрализации аммиаком, содой или едким натром) в виде 5—20 %-ных водных растворов	—	—	—	Вредное влияние при вдыхании в виде аэрозоля
Аэрофлот: бутылочный СК	Черные комки, расплывающиеся при надавливании	$(\text{C}_2\text{H}_5)_2\text{S}_2\text{O}_2\text{PK}(\text{Na})$	Ж.-д. цистерны, стальные барабаны или деревянные бочки по 50—200 кг, бидоны, бутылки, банки	Непосредственно либо в виде 5—10 %-ных водных растворов	При взаимодействии с водой и основными веществами (известь, цемент, штукатурка) выделяется большое количество тепла	20—25	—	Токсичен. При разложении выделяется сероводород. Брызги аэрофлота вызывают ожоги и труднозаживаемые язвы
изопропиловый	Твердое вещество	$(\text{C}_2\text{H}_5)_2\text{S}_2\text{O}_2$	То же	То же	То же	20—25	—	
крезиловый	Подвижная черная с буроватым оттенком маслянистая жидкость	$\text{C}_{14}\text{H}_{14}\text{S}_2\text{O}_2\text{PH}$	»	»	»	20—25	—	То же
ксименоловый	Маслянистая жидкость черного цвета с буроватым оттенком	$\text{C}_{16}\text{H}_{18}\text{S}_2\text{O}_2\text{PH}$	При хранении должен быть защищен от нагрева, емкость окрашивают в белый цвет и помещают под навес. Должна работать вентиляция	»	»	20—25	—	»

Продолжение табл. 5.10

Наименование	Физическое состояние	Химическая формула	Способ транспортировки и хранения	Концентрация раствора, %	Выделения в помещении	Температура раствора, °C	Отношение к сильнодействующим ядовитым веществам	Токсическое действие
Катионный собиратель АНП	Водорастворимая бурая жидкость	$C_nH_{2n+1}NH_3Cl$	Ж.-д. цистерны	Непосредственно или водный раствор, 10—20	—	—	—	—
Керосин	Слабо окрашенная жидкость	Смесь углеводов	Ж.-д. цистерны, бочки	Непосредственно или в виде 1 %-ной эмульсии 2—10	Характерный запах	Температура вспышки 48—58 °C	—	Токсичен. Возможны ожоги и сравления
Ксантогенат калия бутлиловый сухой и влажный	Твердое кристаллическое	$C_4H_9OCS_2K$	Транспортировка в крытых ж.-д. вагонах и всеми другими видами транспорта, хранение в закрытых барабанах в сухих складских помещениях при температуре не выше 20 °C	2—10	Характерный запах. При разложении паров и соприкосновении с другими веществами образуется сероуглерод	20+25	—	Токсичен. При попадании на кожу и слизистые оболочки оказывают раздражающее действие. При попадании внутрь поражает центральную нервную систему
Ксантогенат калия изопропиловый сухой	Кристаллическое вещество	$C_3H_7OCS_2K$	То же	2—10	—	20+25	—	Токсичен
Ксантогенат калия этиловый сухой	Порошок от светло-желтого до сероватого цвета	$C_2H_5OCS_2K$	Ж.-д. вагоны и другие виды транспорта в условиях, гарантирующих сохранность продукта и тару; хранение в сухих складских помещениях при температуре не выше 20 °C	2—10	Разлагается в присутствии влаги, особенно при температуре более 30 °C	20+25	—	Токсичен. При попадании на кожу и слизистые оболочки оказывает раздражающее действие. При длительном соприкосновении отмечается токсидермия, появление экземы, дерматита
Кубовый остаток синтетических жирных кислот	Вязкая жидкость от темно-коричневого до черного цвета	Жирные кислоты	Ж.-д. цистерны, стальные барабаны или деревянные бочки до 350 кг	В смеси с мылами других жирных кислот либо (после нейтрализации содой или едким натром) в виде 5—10 %-ных водных растворов	—	—	—	Токсичен
Масло талловое сырое	Маслянистая жидкость	Смесь жирных и смесляных кислот	Ж.-д. цистерны, стальные барабаны	В виде водных растворов мыла 3—10 %	—	35+50	—	Малотоксично

Наименование	Физическое состояние	Химическая формула	Способ транспортировки и хранения	Концентрация раствора, %	Выделения в помещении	Температура раствора, °С	Отношение к сильнодействующим веществам	Токсическое действие
Олеиновая кислота (техническая) (олеин)	Горючая жидкость	$C_{17}H_{33}COOH$ — основное вещество	Стальные ж.-д. цистерны	Раствор в керосине 1:1; 1:2 или в виде мыла	Слабый специфический запах	—	—	Умеренно токсична. Обладает раздражающим действием на неповрежденную кожу и слизистые оболочки

3. Вспениватели, вспенивающие эмульгаторы

Вещество вспомогательное ОП-7 и ОП-10	Маслянистые жидкости или легкоплавкие пласти от светло-желтого до светло-коричневого цвета	Смесь полиэтиленгликолевых эфиров и алкилфенолов	Железные бочки, ж.-д. цистерны	Водные растворы 1—2 %	Специфический запах (порог восприятия запаха): ОП-7— 0,45 мг/л воды; ОП-10— 1,8 мг/л)	—	—	Очень слабое раздражающее действие на верхние дыхательные пути
Ксиленол каменноугольный технический	Маслянистая жидкость темно-коричневого цвета	Смесь изомеров высокомолекулярных одноатомных фенолов	Железные бочки, ж.-д. цистерны	Непосредственно или в виде 1—5 %-ных водных эмульсий	Фенольный запах	—	—	Раздражающее действие на кожу, раздражение дыхательных путей
Масло: основное флотационное (экстракционное и сухоперегонное)	Прозрачная жидкость светло-желтого до темно-желтого цвета, горючая	Смесь терпеновых спиртов, углеводородов и других продуктов	То же	То же	Запах скипидара	Температура вспышки 35 °С	—	Не токсично
флотационное (окисленный скипидар)	Прозрачная жидкость от светло-желтого до бурого цвета	Смесь терпеновых спиртов, углеводородов и фенолов	»	Непосредственно или в виде 1—10 %-ной водной эмульсии	То же	—	—	Токсично
флотационное терпинесловое	Прозрачная жидкость красновато-бурого цвета	Терпеновые спирты	»	Непосредственно	»	—	—	Токсично
Пенообразователь: ИМ-68	Жидкость светло-желтого цвета	Смесь алифатических спиртов $C_6—C_8$	Ж.-д. цистерны, стальные барабаны или деревянные бочки до 350 кг	Непосредственно или в виде эмульсии	Резкий запах	—	—	—
З-1	Подвижная вязкая жидкость коричневого цвета с незначительным осадком	Смесь монобутиловых эфиров низших полиэтиленгликолей	То же	Водные растворы, 3—5 %	Легкий запах	—	—	—

Окончание табл. 5.10

Наименование	Физическое состояние	Химическая формула	Способ транспортировки и хранения
Оксаль	Жидкость	Смесь диоксано- вых спиртов	Цистерны
Трихрезол	Маслянистая жид- кость темно-корич- невого цвета	Смесь оргопара- метакрезолов	Ж.-д. цистерны, стальные барабаны или деревянные боч- ки
Флотационный ре- агент ОПСБ	Коричневая мас- лянистая жид- кость	Моноэфир поли- пропиленглико- лей	То же
МИБК	Бесцветная жид- кость	Метилизобутил- карбинол	»

размещение технологического оборудования (дробилок, мельниц, флотационных машин) в самостоятельных камерах, сочленяемых горизонтальными или наклонными выработками для технологических и инженерных коммуникаций.

5.12. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЖЕЛОБОВ ДЛЯ САМОТЕЧНОГО ТРАНСПОРТА

Уклоны желобов принимают по практическим данным. Установленные практикой минимальные уклоны спусковых желобов для сухих руд составляют 40—45°. Для влажных и содержащих глину руд, а также для осадков вакуум-фильтров углы наклона желобов увеличивают до 60—80°.

Уклоны самотечных желобов для продуктов обработки некоторых руд приведены в табл. 5.11, 5.12. Уклоны и размеры желобов для пенных продуктов флотационных машин даны в табл. 5.13, 5.14.

Конструктивные параметры разгрузочных сливных желобов с прямоугольным и полукруглым дном можно также определять по номограммам (рис. 5.40—5.42). Номограммы разработаны для желобов из материала с коэффициентом шероховатости 0,012 и с отношением высоты потока к его ширине равным 1/2. Для материалов, имеющих другой коэффициент шероховатости, вводится поправка $C=0,012/k$, где k — коэффициент шеро-

Концентрация раствора, %	Выделения в помещении	Температура раствора, °С	Отношение к сильнодействующим ядовитым веществам	Токсическое действие
100	Отсутствует	Не меняется	В воде ПДК составляет 0,005 мг/л, в воздухе производственных помещений — 10 мг/м³	—
Непосредственно или в виде 1—10 % водных эмульсий	—	—	—	Резкое прижигающее и раздражающее действие на кожу
В виде 1—5 % водных растворов	Запах бутилового спирта	—	—	Умеренно токсичен
17 г/л	—	—	—	Малотоксичен

хватости определенного материала, принимаемый по табл. 5.15.

Заданную производительность и выбранную скорость передвижения пульпы умножают на поправку C , а затем по известному уклону желоба выбирают его ширину. При использовании обрешеченных желобов скорость пульпы не должна превышать 7,5—9 м/с для уменьшения износа резиновой футеровки.

Рис. 5.39. Подземная флотационная фабрика «Ан-дина» (Чили):

1 — главный загрузочный туннель; 2 — бункера крупнодробленой руды; 3 — отделение среднего и мелкого дробления; 4 — ствол для спуска и подъема обслуживающего персонала; 5 — ствол для транспортирования оборудования; 6 — бункера мелкодробленой руды; 7 — туннель для передвижения обслуживающего персонала; 8 — отделение измельчения; 9 — отделение флотации; 10 — основной туннель; 11 — туннель для транспорта хвостов; 12 — наружные открытые спускители

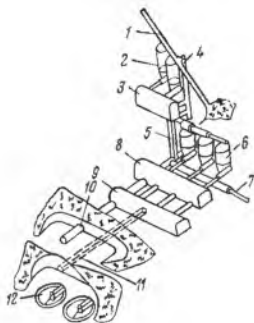


Таблица 5.11. Средние уклоны самотечных желобов для продуктов обработки медных, цинковых и пиритных руд при отношении Ж : Т = 2 : 1 и более

Продукты	Уклон, мм/м	Продукты	Уклон, мм/м
Продукты грохочения крупностью, мм:		Слив классификаторов или гидросциклонов крупностью, мм:	
+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 обогатительной фабрики	20—40
—2,5	125—170	То же, для магистральных хвостовых пульпопроводов	15—20
Питание концентрационных столов — 0,8 мм	100—125		
Хвосты и промпродукты столов — 0,8 мм	125		
Концентрат столов — 0,8 мм	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%.

Таблица 5.12. Уклоны самотечных желобов для продуктов тонкого измельчения и классификации, мм/м

Крупность конечного продукта (слива классифицирующего аппарата), мм	Слив мельницы	Пески классифицирующего аппарата
—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 с насыпной плотностью 2,85 т/м³ и к циркулирующим нагрузкам до 500 т. При измельчении тяжелых руд уклоны желобов необходимо увеличивать на 15—30%.

Таблица 5.13. Уклоны желоба (%) для пенных продуктов флотационных машин механического типа, конструктивно получающиеся в зависимости от числа камер, перекрываемых односкатным желобом

Типоразмер машины	Число камер, перекрываемых односкатным желобом							
	1	2	3	4	5	6	7	8
ФМ 0,2	36,8	21,9	15,7	12,2	11,1	8,6	7,5	6,6
ФМ 0,4	35,0	19,7	14,9	11,0	9,5	8,0	6,9	—
ФМ 1,0	27,2	16,3	11,6	9,1	7,4	6,3	—	—
ФМ 3,2	19,8	11,8	8,5	6,6	5,4	—	—	—
ФМ 6,3	14,6	8,8	6,3	4,9	4,9	—	—	—

Примечания. 1. У первой камеры желоб опущен ниже края пороса на 50 мм.
2. Ширину пенных желобов и диаметры выводящих труб определяют по табл. 5.14.

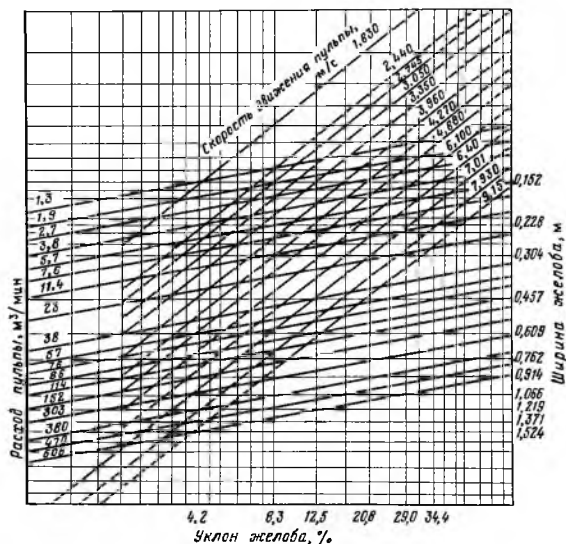


Рис. 5.40. Номограмма для определения ширины прямоугольного желоба

Таблица 5.14. Рекомендуемые размеры пенных желобов и выводных труб для флотационных машин механического типа

Типоразмер машины	Наружный диаметр трубы, мм		Ширина желоба, мм		Высота наружного борта желоба, мм
	максимальный	минимальный	максимальная	минимальная	
ФМ 0,2	70	50	100	100	300
ФМ 0,4	114	70	200	150	300
ФМ 1,0	159	89	250	200	300
ФМ 3,2	219	140	300	250	300
ФМ 6,3	299	168	400	350	300

Примечание. Для концентраторов с выходом 25—40 % при стойком пенообразовании ширину желоба рекомендуется увеличить в 1,5—2 раза.

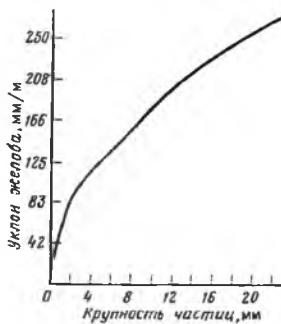
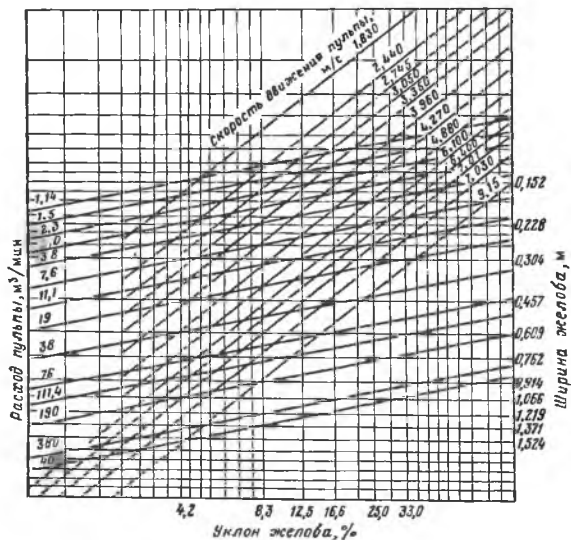


Рис. 5.41. Номограмма для определения ширины желоба с полукруглым дном

Рис. 5.42. Зависимость угла наклона желоба от крупности частиц

Т а б л и ц а 5.15. Коэффициент шероховатости различных материалов, применяемых для желобов

Материал желоба	Минимальный	Средний
Резина, цемент, полированная сталь, строганое дерево	0,010	0,012
Обычная сталь, нестроганое дерево	0,012	0,015
Чугун, качественный кирпич	0,013	0,016
Обычный кирпич	0,015	0,018

Тип сечения желоба выбирается исходя из следующих соображений:

для пульп, содержащих твердое в виде взвеси, рациональнее желоба с полукруглым днищем, обеспечивающим наименьшие потери скорости пульпы за счет трения при наибольшей производительности;

прямоугольное сечение целесообразно использовать для пульп, содержащих более крупную фракцию, частицы которой передвигаются качением или скольжением по дну желоба. Для этих пульп полукруглое сечение дает уменьшенную площадь, необходимую для свободного движения частиц.

Высота желоба должна быть не менее тройной ширины желоба для предотвращения разбрызгивания. Наклон желоба для частиц различной крупности определяют в соответствии с рис. 5.42.

Правила пользования приведенными номограммами (см. рис. 5.40, 5.41):

1. Зная уклон желоба, восстанавливаем перпендикуляр до пересечения с известным расходом потока пульпы.

2. Полученная точка пересечения определит предел скорости потока.

3. Из полученной точки проводят горизонтальную линию к месту пересечения со шкалой ширины желоба и таким образом определяют ширину желоба.

ГЛАВА 6

АРХИТЕКТУРНО-СТРОИТЕЛЬНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

6.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Обогатительные фабрики входят в состав горно-обогатительных комбинатов, которые располагаются во всех климатических зонах Советского Союза.

Многие горно-обогатительные предприятия находятся или будут строиться в необжитых, суровых по климатическим и сложным по геологическим и гидрогеологическим условиям районах, вдали от основных транспортных магистралей при отсутствии баз строительной индустрии и энергоресурсов.

Различные сочетания климатических, геологических, топографических условий в районах строительства, изобилие или недостаток солнечной радиации, холодные (до -60°C) и жаркие (до $+45^{\circ}\text{C}$) периоды года, большие снегопереносы, сильные ветры, сейсмические воздействия, вечная мерзлота или набухающие грунты и многие другие факторы существенно влияют на принимаемые в проектах объемно-планировочные и архитектурно-строительные решения и осложняют производство строительно-монтажных работ.

При проектировании необходимо учитывать экономические особенности районов строительства обогатительных фабрик, большинство из которых удалены от центральных районов. Стоимость строительства в этих районах в настоящее время в 3, а в некоторых в 5—6 раз выше, чем в центральных районах страны. Материалы массового использования в строительстве (вяжущие вещества, лес, шифер) удорожаются в 2—2,5 раза, кирпич и камень — в 3,5—5 раз, а металлы и заводские готовые конструкции — лишь на 20—70 %. Поэтому завоз в отдаленные районы готовых деталей и применение металлических конструкций экономически оправданы.

В условиях Севера выдерживают экономическое сравнение алюминий и современные синтетические материалы, в то время как в центральных районах их применение часто удорожает строительство вследствие пока еще высоких отпускных цен.

При применении традиционных материалов увеличение массы стен составляет около 60 %, а покрытий — 80 %. Поэтому облегчение деталей — существенный резерв снижения стоимости строительства, оно приводит также к уменьшению складских расходов и стоимости фрахта.

Стоимость строительства еще не отражает истинной экономичности здания. Увеличение термического сопротивления стены из традиционных материалов в 1,5 раза против требуемого по нормам приводит к удорожанию стоимости 1 м² жилой площади на 6 %, а в случае применения современных эффективных материалов — только на 1,5—2 %. В последнем случае на площадках, где нет местного топлива, снижение расходов на отопление в течение двух сезонов полностью окупает дополнительные первоначальные затраты.

Применение простых форм в наружной и внутренней отделке, долговечных отделочных и кровельных материалов, централизованных систем и автоматики в инженерном оборудовании позво-

ляет значительно сократить расходы по эксплуатации сооружений.

При проектировании горно-обогатительных комбинатов, удаленных от центральных районов, не должны быть упущены социальные факторы. Условия труда, быта, отдыха должны компенсировать суровые климатические условия и привлекать рабочую силу в районы строительства.

Необходимо учитывать социальную значимость роли архитектуры промышленных зданий и их комплексов как фактора улучшения условий труда и повышения эффективности производственной деятельности.

6.2. КЛИМАТИЧЕСКИЕ И СЕЙСМИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ

Температура наружного воздуха. При расчете конструкций на температурные воздействия, теплотехническом расчете ограждающих конструкций, выборе марки стали и определении необходимой морозостойкости кирпичных и бетонных конструкций необходимо учитывать температуру наружного воздуха.

При расчете конструкций необходимо учитывать: Δt — изменения во времени средней по сечению температуры по отношению к начальной температуре t_0 ; ϑ — перепад температуры по сечению.

Нормативные значения температуры наружного воздуха должны определяться по формулам:

в теплое время года

$$t_{т. н} = t_{вп} + \Delta_{вп};$$

в холодное время года

$$t_{х. н} = t_1 + \Delta_1,$$

где $t_{вп}$; t_1 — многолетние среднемесячные июльская и январская температуры воздуха; $\Delta_{вп}$; Δ_1 — отклонения средней температуры наиболее холодных и наиболее теплых суток от значений $t_{вп}$ и t_1 .

Для массивных ограждающих конструкций и систем отопления учитывается средняя температура воздуха наиболее холодных пятидневок (из восьми зим за 50-летний период).

Для легких ограждающих конструкций учитывается средняя температура воздуха наиболее холодных суток.

При выборе марки стали необходимо учитывать, что при температуре ниже -40°C требуются дополнительные гарантии на ударную вязкость.

Температурные данные принимаются по СНиП II-A6-73 и СНиП II-6-74.

Ветер — один из основных элементов климата, который учитывается при проектировании генерального плана комплекса сооружений, при выборе ширины санитарных разрывов. В комплексе обогатительной фабрики влияет на взаимное расположение административно-бытовых корпусов и зданий с большим пылевыделением.

Влияние ветра следует учитывать при выборе профиля здания, конструкции светопроемов, ориентации ската кровли в снежных районах для снижения снеговой нагрузки.

Данные многолетних наблюдений по изучению ветрового климата принято изображать в виде специальной диаграммы, называемой «розой ветров». В зависимости от охватываемого периода различают годовую, сезонную и месячную «розы ветров».

«Роза ветров» обобщает сведения о повторяемости ветров по направлениям (характеризует вероятность ветров того или иного направления) и скоростях ветра. «Роза ветров» составляется на основе результатов измерений ветра на высоте 10 м. Вероятные усредненные данные о ветрах для характерных пунктов приведены в СНиП II-A8—73.

Сейсмические воздействия. Ряд районов нашей страны находится в зоне землетрясений. Сейсмичность площадки определяется в баллах по шкале Рихтера.

В соответствии со строительными нормами (СНиП II-7—81 «Строительство в сейсмических районах») здания и сооружения, возводимые в районах с сейсмичностью 7, 8 и 9 баллов, должны проектироваться с учетом сейсмических воздействий.

На площадках, сейсмичность которых превышает 9 баллов, возводить здания и сооружения не допускается. При сейсмичности 6 баллов сейсмическое воздействие не учитывается. Для особо ответственных сооружений, строящихся в районах сейсмичностью 6 баллов на площадках строительства с грунтами III категории по сейсмическим свойствам (СНиП II-7—81), расчетную сейсмичность следует принимать равной 7 баллам.

При проектировании обогатительных фабрик в сейсмических районах необходимо применять материалы, конструкции и конструктивные схемы, обеспечивающие наименьшие значения сейсмических нагрузок.

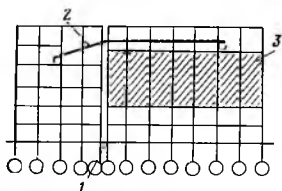
Здания и сооружения должны иметь, как правило, симметричные конструктивные схемы, равномерное распределение жесткостей, конструкций и масс.

Сейсмические воздействия могут иметь любое направление в пространстве. Для зданий и сооружений простой геометрической формы расчетные сейсмические нагрузки следует учитывать раздельно в направлении продольных и поперечных осей.

При расчете сооружений сложной геометрической формы следует учитывать наиболее опасные для данной конструкции или ее элементов направления действия сейсмических сил.

Рис. 6.1. Расположение антисейсмического шва в главном корпусе обогатительной фабрики:

1 — антисейсмический шов; 2 — конвейер; 3 — бункер



При блокировке зданий с разными массами должны предусматриваться антисейсмические швы (рис. 6.1) и выполняться остальные требования СНиП.

Учитывая большое значение для народного хозяйства горнодобывающей промышленности и большие затраты на строительство, одновременно с геологическими изысканиями площадки необходимо производить сейсмическое микрорайонирование для более точного определения сейсмических воздействий.

Сейсмическая нагрузка для i -го тона собственных колебаний здания или сооружения определяется в предположении упругого деформирования конструкций по формуле

$$S_{0ik} = Q_k A \beta_i K_{\psi} \eta_{ik},$$

где Q_k — вес здания или сооружения, отнесенный к точке k , определяемый с учетом расчетных нагрузок на конструкции; A — коэффициент, значения которого следует принимать равным 0,1, 0,2, 0,4 соответственно для расчетной сейсмичности 7, 8, 9 баллов; β_i — коэффициент динамичности, зависящий от периода свободных колебаний сооружения; для грунтов I категории, определяемый по формуле $\beta_i = 1/T_i$; T_i — период собственных колебаний зданий или сооружений по i -му тону; K_{ψ} и η_{ik} — коэффициенты, принимаемые по СНиП II-7—81 «Строительство в сейсмических районах».

6.3. ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

Инженерно-геологические и гидрогеологические условия местности определяют выбор не только типа и размеров фундаментов под каркасы зданий, машин и оборудования, но и во многих случаях самой площадки строительства фабрики, так как сильно закарстованные, льдонасыщенные вечномерзлые грунты, грунты просадочные II типа и другие для строительства сооружений с большими нагрузками и высокой динамикой оборудования не пригодны.

Инженерно-геологические изыскания должны отразить особенности рельефа местности, пути стока и расположение близлежащих водоемов, сейсмичность, геологическое строение и его сложность, генезис грунтов (элювий, делювий, аллювий и т. п.), уровень подземных вод, наличие и возможность развития оползневых, просадочных, селевых, эрозионных, карстовых процессов уже на предпроектных стадиях. Эти данные должны быть определяющими при выборе площадки. В дальнейшем с помощью буровых скважин и шурфов уточняется разрез толщи грунтов площадки, положение грунтовых вод, генезис, литологический состав, текстура, структура, включения и другие особенности отдельных слоев нескальных грунтов и их состояние по влажности, плотности, а при скальных грунтах — степень трещиноватости, направление трещин, глубину выветривания и петрографический состав.

Проектирование оснований зданий и сооружений, а также фундаментов под тяжелое оборудование с динамическими нагрузками без соответствующих инженерно-геологических обоснований не допускается.

Условные расчетные давления R (кПа) на крупноблочные грунты оснований принимаются следующими:

Галечниковые с песчаным заполнителем	600
Гравийные кристаллические породы	500
Осадочные породы	300

Для песчаных и глинистых неприсадочных грунтов рекомендуются следующие значения R_0 (табл. 6.1, 6.2).

Значения R_0 предназначены для предварительного определения размеров фундаментов. Фундаменты рассчитывают на основании геологических изысканий в соответствии со СНиП II-18—76 «Основания и фундаменты на вечномерзлых грунтах», СНиП II-19—79 «Фундаменты машин с динамическими нагрузками», СНиП 2.02.01—83.

Таблица 6.1. Условные расчетные давления на песчаные грунты основания, кПа

Виды грунтов	Плотные	Средней плотности
Крупные независимо от влажности	600	500
Средние	500	400
Мелкие маловлажные	400	300
Влажные	300	200
Пылеватые	300	250
Влажные	200	150
Насыщенные водой	150	100

Т а б л и ц а 6.2. Условные расчетные давления R_0 на глинистые непросадочные грунты основания, кПа

Виды грунтов	Коэффициент пористости грунта	$I_L = 0$	$I_L = 1$
Супеси	0,5	300	300
	0,7	250	200
Суглинки	0,5	300	250
	0,7	250	180
	1	200	100
Глины	0,5	600	400
	0,6	500	300
	0,8	300	200
	1,1	250	100

I_L — показатель текучести глинистых грунтов.

6.4. АГРЕССИВНЫЕ ВОЗДЕЙСТВИЯ

Специфические условия обогатительного передела — применение воды в больших объемах; реагентов, агрессивных по отношению к строительным конструкциям; выделение пыли, содержащей соли металлов; вторичное пыление; наличие проливов и переливов оборудования.

Щелочные растворы концентрацией более 10—15 % агрессивны по отношению к обычным бетонам. Кислые составляющие бетона (тонкомолотые добавки трепела и кварцевого песка, гранит) интенсивно разрушаются щелочными растворами. Для строительных конструкций также представляют опасность кислые среды.

Степень воздействия агрессивных сред на неметаллические конструкции определяется:

для газовых сред — видом и концентрацией газов, растворимостью газов в воде, влажностью и температурой;

для жидких сред — наличием и концентрацией агрессивных агентов, температурой, напором или скоростью движения жидкости у поверхности конструкции;

для твердых сред (соли, аэрозоли, пыль, грунты) — дисперсностью, растворимостью в воде, гигроскопичностью, влажностью окружающей среды.

Среды по степени воздействия на конструкции подразделяют на неагрессивные, средние и сильноагрессивные. Степени агрессивного воздействия сред на неметаллические и металлические конструкции приведены в СНиП II-28—73.

Требования к проектированию конструкций зданий и сооружений, подвергающихся воздействию газовых, жидких сред и пыли. При проектиро-

вании строительных конструкций должны предусматриваться такие поверхности стен и потолков, а также сечения элементов конструкций, при которых исключается или уменьшается возможность скопления или застоя агрессивных газов, жидкостей и пыли у их поверхности. В помещениях с пылящим производством должен быть обеспечен смыв стен и пола.

Элементы конструкций должны проектироваться с учетом возможности периодического возобновления антикоррозионной защиты. В случае невозможности выполнения этого требования должна предусматриваться защита элементов на проектный срок эксплуатации конструкций.

Стальные конструкции зданий для производств с сильно-агрессивными средами должны проектироваться сплошностенчатыми.

Стальные и алюминиевые конструкции с тавровыми сечениями из двух уголков, с незамкнутыми прямоугольными сечениями, двутавровыми сечениями из швеллеров или из гнутого профиля в зданиях и сооружениях для производств со средне- и сильно-агрессивными средами не допускаются.

Одноэтажные отапливаемые здания с легкими металлическими конструкциями должны проектироваться для производств с неагрессивными и слабоагрессивными средами. Для производств со среднеагрессивными средами их применение допускается только при условии защиты несущих конструкций от коррозии в соответствии со СНиП. В условиях производств с сильно-агрессивными средами применение таких конструкций не допускается.

Не допускается предусматривать применение алюминия, оцинкованной стали или металлических защитных покрытий при проектировании зданий:

для производств, где используются или производятся твердая щелочь, сода или другие соли со щелочной реакцией, входящие в состав пыли;

для производств, где имеется пыль, содержащая медь, ртуть, олово, никель, свинец или их соединения;

при возможности воздействия жидких сред с $\text{pH} < 3$ или $\text{pH} > 11$.

В основном в технологическом процессе обогащательного перелола применяются следующие реагенты (табл. 6.3).

Для бетонных и железобетонных конструкций, подвергающихся воздействию щелочных растворов, рекомендуется применять чисто клинкерный портландцемент, плотные бетоны (марки не менее В-6) и вводить добавки: 1 % хлорного железа и 0,2 % сульфитно-спиртовой барды.

Не рекомендуется применять бетон на кварцевом песке и графите. Заполнители могут быть из плотного известняка, серпентинита, мрамора, базальта.

Т а б л и ц а 6.3. Растворы реагентов, применяемых при обогащении полезных ископаемых

Реагент	рН	Реагент	рН
Медный купорос	5—3	Сульфит натрия	8—9
Свинцовый купорос	6—4		
Железный купорос	6—4,5	Жидкое стекло	>8
Фенольный аэрофлот	3—5	Карбоксикатицеллюлоза	>8
Талловое или сульфатное мас- ло	4	Известь комован	12—13
Крезол или трикрезол камен- ноугольный	3—5	Детергент советский «ДС»	7
Фракция фенола крезольная	4,5	Циклогексанол	7
Серниая кислота	Кон- центри- рован- ная	Полнакрламид	7
Ксантогенаты	8—9	Терпиниоловое флотационное масло	7
Бутиловый аэрофлот	7—8	Масло сосновое флотационное	7
Едкий натр	12—13		
Сода кальцинированная	10—12		
Сернистый натр	11—12		

Кислотоупорные бетоны, растворы и замазки, приготовленные на натриевом или калиевом жидком стекле с введением в качестве инициатора твердения кремнефтористого натрия с наполнителем из измельченных кислотостойких каменных пород и с добавками, повышающими их водостойкость и плотность (силикагель, парафиновая эмульсия, содержащая до 5 % по массе жидкого стекла) предусматриваются для защиты строительных конструкций от действия кислот любых концентраций (кроме горячей фосфорной, плавиковой и кремнефтористой), а также растворов кислот, солей и газов. Указанные бетоны, растворы и замазки не допускается предусматривать при проектировании при воздействии на конструкции растворов щелочей и длительном воздействии воды и пара.

Большое значение при химической защите приобретает применение замазкок, мастик, растворов и бетонов на основе синтетических терморезактивных смол (фенолформальдегидных, фурановых, эпоксидных, полиэфирных), а также их соединений. Допустимые области их применения приведены в СНиП II-28—73.

При сильноагрессивных средах проектирование химической защиты должно выполняться специализированной организацией (Проектхимзащита).

6.5. ЕСТЕСТВЕННОЕ ОСВЕЩЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ЗДАНИЙ

Естественное освещение регламентируется нормированными значениями коэффициента естественной освещенности (К.Е.О.) в помещении (СНиП II-A8—72). Его следует применять в рабочих и вспомогательных помещениях промышленных предприятий, где постоянно пребывают люди.

Различают три схемы естественного освещения помещений (рис. 6.2).

Система естественного освещения выбирается с учетом особенностей климата местности, технологических, светотехнических и гигиенических требований.

Коэффициент естественной освещенности e_M является критерием оценки освещенности, создаваемой в точке M естественным диффузным светом неба (естественная освещенность E_M), и представляет собой выраженное в процентах отношение естественной освещенности E_M , создаваемой в какой-либо точке заданной плоскости внутри помещения диффузным светом неба, к одновременной наружной освещенности E_n , создаваемой диффузным светом на горизонтальной поверхности при полностью открытом горизонте (рис. 6.3):

$$e_M = 100 E_M / E_n.$$

Абсолютная величина освещенности (лк) в какой-либо точке при заданном значении e_M определяется по формуле

$$E_M = 0,01 e_M E_n,$$

где E_n — наружная освещенность, создаваемая диффузным светом неба.

Значения e_M для производственных помещений приведены в табл. 6.4.

Площадь окон, %, определяется из формулы

$$100 S_o / S_{\Pi} = e_n n_o K_{зд} / (r_o r_d),$$

где e_n — нормированный коэффициент естественной освещенности

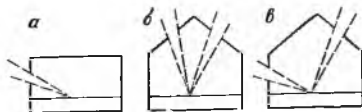


Рис. 6.2. Освещение:

а — боковое — через окна, расположенные с одной, двух сторон или по периметру здания; б — верхнее — через фонари и светопрозрачные покрытия; в — комбинация — через окна и фонари

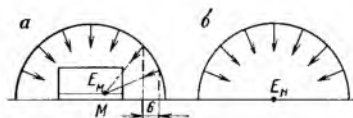


Рис. 6.3. Схемы к определению естественной освещенности:
а — в точке M помещения (E_M); б — на открытом месте (E_H)

сти; S_o , S_n — площадь соответственно окон и пола помещения; n_o — световая характеристика окон, показывающая необходимое отношение (%) площади окон к площади пола, соответствующее минимальному значению коэффициента естественной освещенности, и определяемая на условной рабочей плоскости по среднему разрезу помещения (табл. 6.5); r_1 — коэффициент, учитывающий влияние отраженного света от внутренних поверхностей помещения (табл. 6.6); r_o — общий коэффициент светопропускания окна (табл. 6.7); $K_{зд}$ — коэффициент, учитывающий затемнение окон противостоящими зданиями, принимается в зависимости от отношения ширины улицы к высоте карниза противостоящего здания над подоконником рассматриваемого помещения: при отношении 1:1 — от 2,4 до 2,8; 1:2 — от 2 до 2,3; 1:3 — от 1,7 до 2,1. На величину $K_{зд}$ влияет коэффициент отражения поверхности территории, прилегающей к зданию.

Совмещенное освещение (естественное + искусственное) производственных процессов применяется в связи с требованиями по экономии топливных ресурсов, приводящих к уменьшению площади оконных проемов. При совмещенном освещении в помещении допускаются зоны с недостаточным естественным

Таблица 6.4. Значения коэффициента естественной освещенности e_m для производственных помещений

Характер зрительной работы	Наименьший размер объекта различения, мм (риска, раковина)	Ряд зрительной работы	e_m %	
			при верхнем и комбинированном освещении	при боковом освещении
Зрительная работа: наивысшей точности высокой точности средней точности грубая	Менее 0,15	I	10	3,5
	От 0,3 до 0,5	III	5	2
	От 0,5 до 1	IV	4	1,5
	Более 5	VII	2	1
Общие наблюдения за технологическим процессом (постоянные)	—	VIII	1	0,3

Таблица 6.5. Световая характеристика окна (%)

Отношение длины помещения к его глубине B	Отношение B к возвышению верхнего края над горизонтальной рабочей плоскостью							
	1	1,5	2	3	4	5	7,5	10
4 и более	6,5	7	7,5	8	9	10	11	12,5
3	7,5	8	8,5	9,6	10	11	12,5	14
2	8,5	9	9,5	10,5	11,5	13	15	17
1,5	9,5	10,5	13	15	17	19	21	23
1	11	15	16	18	21	20	26,5	29
0,5	18	23	31	37	45	54	66	—

Таблица 6.6. Коэффициент r_1 при одностороннем освещении

Отношение глубины помещения B к высоте верхнего края окна над горизонтальной рабочей плоскостью	Средневзвешенный коэффициент отражения стен, потолка и пола			
	0,5		0,3	
	Отношение длины помещения к его глубине			
	1	2 и более	1	2 и более
1—1,5	1,9	1,5	1,3	1,2
1,5—2,5	3,3	2,4	1,8	1,5
2,5—4	5,4	4,3	2,2	1,7
4 и более	7,3	5,7	3	2,5

Таблица 6.7. Общий коэффициент светопропускания r_0 окна

Конструкция	Число, створность	Значитель- ное загрязнение стекол	Незначи- тельное загрязнение стекол
Деревянные и железобетон- ные переплеты	Одинарные	0,4	0,55
	Спаренные	0,35	0,45
	Двойные	0,3	0,4
Стальные и алюминиевые переплеты	Одинарные глухие	0,5	0,65
	Одинарные створные	0,35	0,4
	Двойные глухие	0,35	0,4
	Двойные створные	0,25	0,35
	Одинарные	0,25	0,35
Стекложелезобетонные па- нели из пустотных стекло- блоков			
Панели из стеклопрофилита	Коробчатого сечения	0,4	0,5
	одинарные		
	Швеллерного сечения:		
	одинарные	0,5	0,5
	двойные	0,3	0,4

Таблица 6.8

Основные условные графические обозначения строительных материалов, элементов конструкций

Наименование	Обозначение	Наименование	Обозначение
Грунт в сечении		Швеллер	24
Жидкости в сечении		Гнутый профиль обрезной	ГНС 120 x 55 x 18 x 5 $h \times b \times a \times d$
Глина в сечении		Болт постоянный нормальный и выше — шценной точности (квадрат)	
Кладка из бутового камня		Болт временный	
Кладка из кирпича, клинкера, керамики, искусственного и естественного камня правильной формы	В сечении Фасад 	Болт постоянный высокопрочный (равносторонний треугольник)	
Бетон в сечении		Заводской	
Бетон армированный в сечении		Монтажный	
Сталь листовая риф- леная в плане		Дверь (ворота) в проеме с четвертми, створная, двулопная в плане	
Каркас плоский или сетка		Дверь с качающимся полотном, одно — полная в плане	
Сталь угловая равно- бокая. Числовые значения обозначают ширину и толщину полки	100 x 10	Дверь (ворота) раздвижная (от — катная), двулопная в плане	
Балка двутавровая	30		

Продолжение табл. 6,В

Наименование	Обозначение	Наименование	Обозначение
Пандус в плане. Вместо многоточия указываются величина уклона		Стык стержней в нахлестку без крюков	
Лестница в разрезе в масштабе 1 : 200 и менее		Проем в стене или перегородке, не доходящий до пола в сечении	
Лестница в масштабе 1 : 200		Проем в стене или перегородке, доходящий до пола в сечении	
Сталь просечно-вытяжная в плане		Проем оконный без четвертей с одинарными переплетами	
Древесина в сечении	Вдоль волокон Поперек волокон 	Проем оконный с четвертями с двойными переплетами	
Материалы термо- и звукоизоляционные	Монолитные и плитные Волокнистые 	Дверь (ворота) в проеме без четвертей, створчатая, однопольная в плане	
Материалы рулонные, гидроизоляционные, слои черные, включающие проклейки в сечении	В толстом слое или многослойные 	Дверь (ворота) в проеме без четвертей, створчатая, двухпольная в плане	
Асбестоцемент, гипсовые изделия, штукатурка	В тонком слое или однослойные 	Лестница в плане	
Стержень арматурный	В сечении В виде сбоку	Наклонный марш	
		Промежуточный марш	
		Верхний марш	

Окончание табл. 6.8

Наименование	Обозначение	Наименование	Обозначение
Кабины душевые в плане		Шкафы гардеробные двухрядные в плане	
Кабины уборных в масштабе 1 : 200 в плане		Отверстие прямоугольное круглое в плане	
Шкафы гардеробные для рабочих и служащих однорядные в плане			

освещением, в которых постоянно (в течение светлых и темных периодов суток) функционирует искусственное освещение.

Необходимый уровень дополнительного освещения не должен быть ниже нормированных освещенностей с учетом повышения на одну ступень.

При проектировании необходимо добиваться функционально оправданного естественного освещения (рис. 6.4).

Оконные проемы должны иметь удобное обслуживание, что не всегда предусматривается при проектировании зданий обогатительных фабрик, где часть оконных проемов не имеет доступа (рис. 6.5).

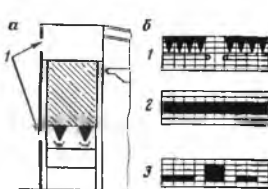


Рис. 6.4. Схема освещения бункерного пролета:

а — поперечный разрез; *б* — ритм бункерных воронок; 1 — оконные проемы; 2 — существующая схема освещения; 3 — рекомендуемая схема освещения

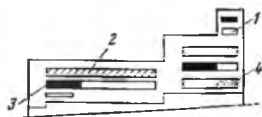


Рис. 6.5. Схема фасада корпуса обогащения с указанием состояния остекленных поверхностей:

1 — удобное обслуживание; 2 — обслуживание затруднено; 3 — доступ к окнам отсутствует; 4 — функционально несправданные проемы

6.6. МОДУЛЬНАЯ СИСТЕМА В ПРОМЫШЛЕННОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

В строительстве в СССР действует единая система модульных координат — ЕСМК, установленная на базе основного модуля 100 мм, обозначенного буквой М (1М).

При проектировании практически используются проекции пространственной системы модульных координат, образующие горизонтальные и вертикальные модульные сетки. Согласно ЕСМК, размеры и взаимное расположение объемно компоновочных и конструктивных элементов, а также строительных изделий следует назначать в соответствии с установленными значениями основного и производных модулей.

ЕСМК предусмотрены правила назначения следующих категорий размеров, применяемых в строительстве:

координационные модульные (номинальные) размеры элементов, в том числе основные координационные размеры между модульными разбивочными осями зданий;

конструктивные модульные размеры, отличающиеся от координационных (номинальных) на величину нормированного зазора (рис. 6.6).

С целью сокращения числа типоразмеров элементов зданий и изделий, применяемых в строительстве, в ЕСМК установлен единый ряд производных модулей.

Производные модули разделяются на укрупненные и дробные, получаемые путем умножения значения основного модуля М соответственно на целые и дробные коэффициенты.

Ряд производных укрупненных модулей состоит из следующих наиболее распространенных в массовом строительстве — 3М (300 мм), 6М (600 мм), 12М (1200 мм), 15М (1500 мм), 30М (3000 мм) и 60М (6000 мм) (табл. 6.8, табл. 6.9).

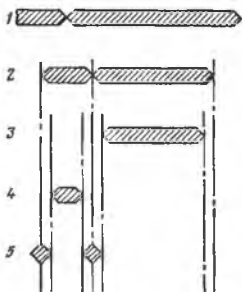


Рис. 6.6. Модульные размеры:

1 — основной координационный; 2 — координационный (номинальный) размер основного и разделяющего элементов; 3 — конструктивный основной элемент; 4 — конструктивный разделяющий элемент или конструктивный интервал; 5 — нормированный зазор

Таблица 6.9. Рекомендуемые для назначения номинальных стандартных размеров зданий и их элементов

Идентификационный код модуля, кратный М	Размер модуля, мм	Рекомендуемые номинальные стандартные размеры, кратные соответствующему номинальному модулю, мм	Рекомендуемые пределы применения размеров, мм		Таблица размеров элементов, размеры которых указаны в рекомендуемых пределах
			в плане	по высоте	
Дробные модули					
$\frac{M}{100}$	1	2 3 . . . 15	20	20	Толщины тонкостенных плиточных и листовых элементов
$\frac{M}{50}$	2	4 6 . . . 48	50	50	Допуски при изготовлении
$\frac{M}{20}$	5	10 15 . . . 85	100	100	
$\frac{M}{10}$	10	20 30 . . . 140	150	150	
$\frac{M}{5}$	20	40 50 . . . 280	300	300	Дверные проемы, сечения колонн, балок, перекрытия фундаментов, доборные элементы в плане
Основной модуль М	100	200 300 . . . 1 000	1 200	1 200	Дверные проемы. Доборные элементы в плане. Фундаменты
Узурпированные модули					
3М	300	600 900 . . . 3 300	3 600	3 600	Высоты этажей, проемов в простенках, членения основных конструктивных элементов в плане
6М	600	1 200 1 600 . . . 6 600	7 200	Без ограничений	
12М	1 200	2 400 3 600 . . . 4 600 6 000	7 200	То же	
15М	1 500	3 000 4 500 . . . 10 500	1 200	Не применяются	Только для отдельных размеров некоторых видов зданий, для ширины оконных проемов
20М	3 000	6 000 9 000 12 000 15 000	18 000	То же	Пролеты больших и соответствующие им пролеты балок, ферм, плит, которые являются элементами между модульными разбивочными осями
60М	6 000	12 000 18 000 24 000 30 000	Без ограничений	Не применяются	Пролеты и шаг зданий и соответствующие им пролеты балок, ферм, плит, колонн и других элементов между модульными разбивочными осями

Размеры конструктивных элементов, от которых не зависит их взаимоувязка и взаимозаменяемость, могут быть немодульными (например, размещение арматуры в железобетонном элементе).

6.7. УНИФИКАЦИЯ ЗДАНИЙ

Одноэтажные здания. Ширину пролетов одноэтажных зданий следует, как правило, назначать кратной укрупненному модулю 6М и принимать равной: при отсутствии мостовых кранов — 12, 18, 24, 30 и 36 м; при наличии электрических мостовых кранов — 18, 24, 30, 36 м.

По технологическим требованиям ширина пролетов может быть более 36 м, кратной 6М. Размеры шагов колонн одноэтажных зданий следует назначать кратным 60М (6 м).

Высоты одноэтажных каркасных зданий от отметки чистого пола до низа несущих конструкций на опоре (за исключением зданий с ручными кранами) следует назначать кратными укрупненным модулям; 6М при высотах до 6 м и 12М при высотах более 6 м.

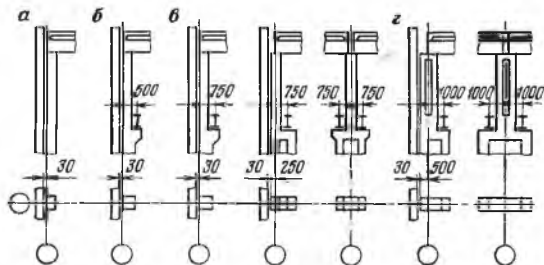
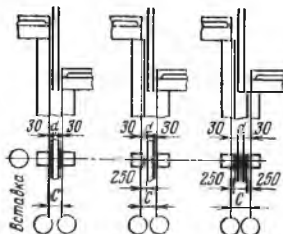


Рис. 6.7. Привязка колонн к наружным стенам и осям краевых рельсов к продольным модульным разбивочным осям одноэтажных зданий:

а — в бескрановых зданиях и при подвешенных кранах; б — при ручных мостовых кранах; в — при электрических мостовых кранах грузоподъемностью до 50 т включительно; г — при электрических мостовых кранах грузоподъемностью более 50 т и устройстве проходов вдоль крановых путей в пиле колонны

Рис. 6.8. Вставки между модульными разбивочными осями одноэтажных зданий в местах примыкания пролетов разной высоты



В зданиях с ручными мостовыми кранами высоты, кратные 6М, установлены в пределах от 6 до 9,6 м.

При привязке колонн крайних рядов и наружных стен к продольным модульным разбивочным осям одноэтажных зданий рекомендуется применение «нулевой» привязки, при которой внутренняя грань продольной стены совпадает с наружной гранью колонны и разбивочной осью. В тех случаях, когда нулевая привязка колонн и стен к крайним продольным разбивочным осям невозможна из-за большого размера оголовка колонны, размеры привязок назначаются 250 мм, а в необходимых случаях и более, кратными 250 мм. Привязку колонн к продольным разбивочным осям и вставки между осями см. рис. 6.7—6.9.

Многоэтажные здания. Ширину пролетов в многоэтажных зданиях следует назначать кратными укрупненным модулям: 30М в диапазоне от 6 до 12 м и далее через 60М. Допускается применять пролет — вставку шириной 3 м.

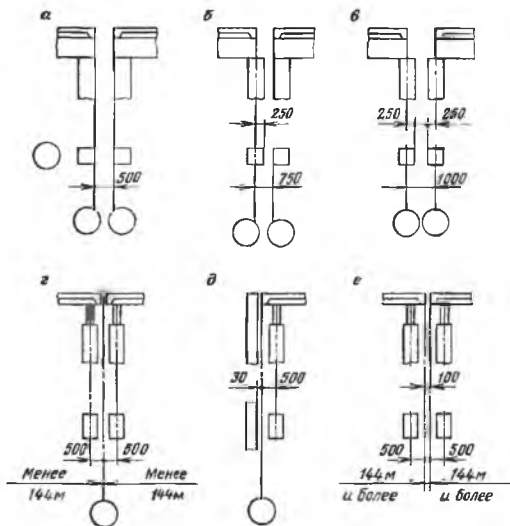


Рис. 8.9. Температурные швы:

а—е — продольные; г—е — поперечные и торцы здания

Размеры шагов колонн следует назначать кратными 60М (6 м). В отдельных случаях, при обосновании, допускается шаги колонн более 6 м принимать кратными 30М (3 м).

Высоты этажей следует назначать кратными укрупненным модулям: 6М—при высотах от 4,8 м и 12М—при высотах более 4,8 м. В отдельных обоснованных случаях при высотах более 4,8 м допускается высоту этажей принимать кратной 6М (0,6 м).

При пристройке к одноэтажным зданиям многоэтажных зданий взаимное смещение модульных разбивочных осей, перпендикулярных к линии пристройки и общих для обеих частей блокированного здания, не допускается.

6.8. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ЗДАНИЯ

Формирование производственных зданий. Основой формирования производственного здания служит прежде всего его функциональное назначение. При проектировании функциональное назначение выражается в виде схемы цепи аппаратов и решается в технологической части проекта. Одновременно должны учитываться: электроснабжение (силовое, слаботочное); оборудование технического обеспечения—системы вентиляции, отопления, электроосвещения; коммуникационное обеспечение; типы и грузоподъемность внутрицехового подъемно-транспортного оборудования; автоматизация и системы ее обеспечения; штатное расписание с указанием постоянных рабочих мест, степени точности работ и пр.; исходные данные по климатическим условиям и геологии.

Исходя из этого, определяются: объемно-планировочные решения зданий (состав помещений, их площади и объемы, взаиморасположение и взаимосвязь); конструктивные решения каркаса и выбор материалов для них (с учетом технических правил по экономии строительных материалов ТП 101—81); выбор ограждающих конструкций зданий; размещение коммуникаций; санитарно-гигиенические условия; тип и качество отделки помещений; решение архитектурно-художественных задач для обеспечения благоприятной эстетической среды и безопасных условий труда средствами технической эстетики.

Производственные здания обогатительных фабрик должны отвечать определенным техническим требованиям, а именно:

иметь прочные и долговечные конструктивные элементы (обеспечивающие возможность сохранения определенных качеств при эксплуатации зданий в течение намеченного срока службы при механических, температурно-влажностных, агрессивных, динамических и других воздействиях на здание и его конструкции;

обладать достаточной устойчивостью, способной противостоять воздействию ветровых, снеговых, сейсмических и других нагрузок;

удовлетворять противопожарным требованиям.

Для обеспечения благоприятных санитарно-гигиенических условий труда в производственных зданиях должны быть обеспечены:

локализация производственных вредных веществ в местах их образования или выделения и их удаление;

необходимый уровень и качество искусственного и естественного освещения рабочих мест;

вентиляция помещения с необходимой кратностью воздухообмена;

удаление излишнего тепла и влаги или подогрев помещений с целью создания благоприятных температурно-влажностных режимов;

исключение воздействия вибраций от технологического оборудования на работающих.

Существенное влияние на формирование типов производственных зданий оказывают природно-климатические факторы районов строительства.

Одноэтажные здания. Для них характерны: достаточно легкая организация технологических процессов с использованием для перемещения грузов наиболее экономичного горизонтального транспорта, простая система контроля и управления производственным процессом; хорошая связь между производственными помещениями различного назначения, равномерная освещенность рабочих мест через светоаэрационные зенитные фонари; возможность более простого создания необходимых температурно-влажностных параметров и воздухообмена в помещениях, а также условия для эффективной унификации объемно-планировочных и конструктивных решений и блокирования.

В современном промышленном строительстве большое применение имеют одноэтажные многопролетные здания, позволяющие организовать большие производственные площади и создавать гибкие производственные структуры.

Многопролетные одноэтажные здания проектируют, как правило, с параллельно расположенными пролетами. Размеры пролетов в здании назначают в соответствии с модульной системой и общесоюзной унификацией кратными 6 м и принимают: в бескрановых зданиях — 6, 9, 12, 18, 24, 50 и 36 м, в зданиях с кранами — 18, 24, 30 и 36 м. По технологическим требованиям ширина пролета может быть больше 36 м.

Высоту помещений до низа несущей конструкции принимают кратной 0,6 м (3; 3,6; 4,2; 4,8; 5,4 и 6; 6,6; 7,2; 7,8; 8,4; 9; 9,6), далее кратной 1,2 м (0,8; 12; 13,2; 14,4; 15,6; 16,8; 18).

Шаг колонн принимают 6 и 12 м,

Зависимость высоты пролетов здания от грузоподъемности электрических мостовых кранов

Грузоподъемность крана, т	Высота пролета, м					
10	8,4;	9,6;	10,8;	12;	13,2;	14,4
20	9,6;	10,8;	12,0;	13,2;		14,4
30	12,0;	13,2;	14,4;	15,6;	16,8;	18,0
50	12,0;	13,2;	14,4;	15,6;	16,8;	18,0

При мостовых кранах грузоподъемностью 10 и 20 т отметка головки подкрановых рельсов находится от выступающих частей низа несущей конструкции покрытия на расстоянии 2,65 м, а при кранах грузоподъемностью 30 и 50 т — на расстоянии 3,35 м.

Высота пролетов принимается в зависимости от грузоподъемности ручных мостовых кранов.

Зависимость высоты пролета здания от грузоподъемности ручных мостовых кранов

Грузоподъемность, т	Высота пролета, м					
3,2	6;	6,6;	7,2;	7,8;		8,4
5	6;	6,6;	7,2;	7,8;		8,4
8	6;	6,6;	7,2;	7,8;		8,4
12,5	7,2;	7,8;	8,4;	9;		9,6
20	7,2;	7,8;	8,4;	9;		9,6

Пример решения одноэтажного здания — корпус реагентов обогатительной фабрики (рис. 6.10).

Двухэтажные здания с сеткой колонн верхнего этажа размером, м: 18×6; 18×12; 24×6, 24×12, 30×6, 30×12, 36×6, 36×12 и сеткой колонн нижнего этажа 6×6, 9×6, 12×6, 12×12 имеют ряд преимуществ перед одноэтажными зданиями.

По данным ЦНИИПромзданий, такое решение позволяет сократить площадь застройки на 30—40 %; уменьшить строительный объем на 10—20 %; снизить капитальные затраты на строительство в размере 5—10 %.

Отказ от подвалов и каналов (особенно при наличии высокого-уровня грунтовых вод) улучшает условия эксплуатации помещений, оборудования, коммуникаций и улучшает условия их ремонта, монтажа и демонтажа; упрощается схема вентиляции помещений, повышается технологическая гибкость здания.

Характерные схемы направлений технологических потоков в производственных зданиях показаны на рис. 6.11. На первых этажах таких зданий размещаются склады материалов, комплектующих изделий, полуфабрикатов, концентратов, бытовые помещения, вентиляционные камеры, трансформаторные камеры, распределительные устройства, ремонтные мастерские, а также основные технологические, санитарно-технические и электротехнические коммуникации.

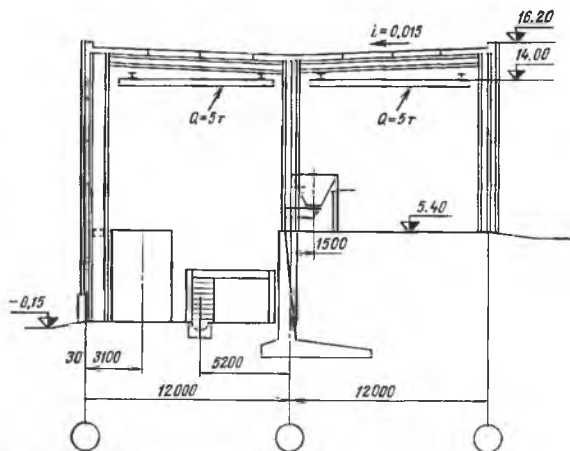


Рис. 6.10. Склад и узел растворения реагентов

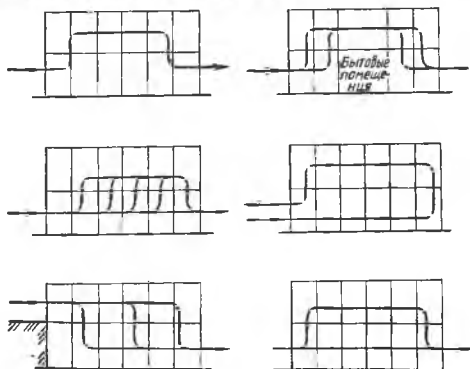


Рис. 6.11. Схема направления производственного процесса

Высота верхних этажей принимается 6; 7,2; 8,4; 9,6; 10,8; 12; 13,2; 14,4; 15,6 и 18 м при бескрановых пролетах или с подвесными кранами и 8,4; 9,6; 10,8; 12; 13,2; 14,4; 15,6; 16,8; 18 м с мостовыми кранами в пролетах. Высота нижних этажей — 4,8; 6,0; 7,2 и 8,4 м. В зависимости от конструктивного решения и секток колонн удельные нагрузки на перекрытия принимаются от 10 до 15 кН/м².

На обогатительных фабриках характерным примером конструктивного решения двухэтажного здания может служить корпус фильтрации и сушки (рис. 6.12). Второй этаж оборудован двумя подвесными кранами грузоподъемностью 1 и 10 т. Зона подвески определена массой сменных частей оборудования. Высота второго этажа обусловлена высотой электрофильтров и габаритом маневренности крана и составляет $18 + 1,2 + 1,2 = 20,4$ м. Скруббера решены в открытом исполнении. Схема направления технологического грузопотока представлена на рис. 6.13.

Многоэтажные здания. Решающим в определении целесообразности применения многоэтажных производственных зданий являются транспортные схемы движения материалов и производственного процесса и условия рационального размещения оборудования. На обогатительных фабриках многоэтажные здания применяются как вставки при компоновке корпусов. В зависимо-

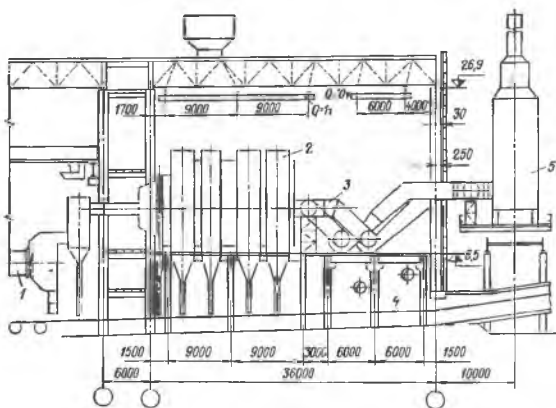


Рис. 6.12. Корпус фильтрации и сушки:

1 — сушильный барабан; 2 — электрофильтры; 3 — дымососы; 4 — ленточный конвейер; 5 — скруббер



Рис. 6.13. Схема направления производственного процесса в корпусе фильтрования и сушки

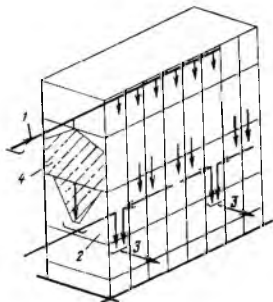


Рис. 6.14. Бункерный пролет корпуса обогащения и схема движения руды:
1 — входящий конвейер; 2 — конвейер под бункером; 3 — сборочный конвейер;
4 — запас руды

сти от целей использования различают многоэтажные встроенные здания двух типов:

I тип — складирование материалов перед циклами дробления и измельчения. Технологи́ческая схема грузопотока показана на рис. 6.14.

II тип — размещения электрохозяйства и автоматизированных систем управления, вентиляционных систем.

Объемно-планировочные и конструктивные решения многоэтажных зданий зависят от целого ряда исходных данных, основные из которых следующие:

рациональная технологическая схема (компоновка оборудования и производственные связи); сетка колонн; нагрузки на перекрытия; высоты помещений; транспортные коммуникации (лестницы, грузовые и пассажирские лифты, конвейеры, краны, коммуникации); требования пожарной безопасности (материалы и типы конструкций, пути эвакуации, системы противопожарной профилактики и пожаротушения); требования к естественному освещению и вентиляции.

Технологи́ческая схема определяет объемно-планировочные решения многоэтажного здания. При этом производственные процессы необходимо стремиться организовать так, чтобы помещения, однородные по внутреннему режиму и требованиям, компоновались по горизонтали (на одном уровне) или по вертикали (одно под другим). Такая компоновка позволяет при помощи систем инженерного обеспечения и необходимого подъемно-транспортного оборудования легче обеспечить требуемые условия труда и производства.

Наиболее распространены многоэтажные здания с балочными конструкциями перекрытий, сеткой колонн 6×6 и 6×9 м и этажами высотой 4,8; 6 м с норматив-

ными временными удельными нагрузками на перекрытия до 10 кН/м².

При проектировании зданий различных отраслей промышленности учитывается специфика производства.

Многоэтажные здания (части зданий) обогатительных фабрик проектируются с учетом следующих особенностей: наличием тяжелого крупногабаритного провисающего оборудования; больших нагрузок на перекрытия; обеспечения развитых систем внутрицеховых коммуникаций и транспорта (трубопроводного, конвейерного, кранового); наличия большого числа проемов в перекрытиях и стенах для провисающего оборудования и его монтажа, коммуникаций, вентиляционных систем; необходимости интенсивной гидроуборки просыпи и пыли; обеспечения минимального числа обслуживающего персонала.

Грузовые лифты, участвующие в производственных процессах в качестве транспортных средств, размещают в строго определенных местах, обусловленных технологической схемой. Когда такой жесткой связи не требуется, подъемники располагают смежно с лестничными клетками.

С 1985 г. лифты пассажирские выпускают по ГОСТ 5746—83 «Лифты электрические пассажирские. Основные параметры и размеры». Строительные задания принимаются по сборнику АТ-7, выпущенному ЦПКБ по лифтам. Технические характеристики лифтов приведены в табл. 6.10. Лифты, поставляемые на экспорт, имеют другие технические характеристики.

Таблица 6.10. Технические характеристики пассажирских лифтов (ток переменный трехфазный, номинальная частота 50 Гц, номинальное напряжение 220, 380 В)

Грузоподъемность, кг	Вместимость кабины, чел.	Номинальная скорость, м/с	Высота подъема, м, не более	Число остановок, не более
400	5	0,63	70	10
630	8	1,0	45	10
		1,6	65	16
800	10	1,0	45	10
		1,6	65	16
		2,5	100	25
1000	12	1,0	45	10
		1,6	65	16
		2,5	100	25
		4,0	150	25
1250	15	1,0	45	10
		1,6	65	16
		2,5	100	25
		4,0	150	25
1600	20	2,5	100	25
		4,0	150	25

Важнейшим условием, которому должно отвечать объемно-планировочное решение многоэтажного здания: обеспечение безопасной эвакуации людей при возникновении пожара через эвакуационные выходы. Эвакуационными считаются выходы, которые ведут:

- из помещений первого этажа непосредственно наружу или через коридор, вестибюль, лестничную клетку;

- из помещений любого этажа, кроме первого, в коридор или проход, ведущий к лестничной клетке или в лестничную клетку, имеющий выход непосредственно наружу или через вестибюль, отделенный от коридоров перегородками с дверями (включая стеклянные);

- из помещений в соседние помещения на том же этаже, обеспечиваемые выходами, указанными выше, за исключением случаев, оговоренных в соответствующих главах СНиП.

Число эвакуационных выходов из зданий или помещений принимают, как правило, не менее двух.

Двери на путях эвакуации должны открываться по направлению выхода из здания.

Расстояние от наиболее удаленного рабочего места до ближайшего эвакуационного выхода нормируется в зависимости от категории производства, степени огнестойкости и этажности здания. Категория производства и степень огнестойкости здания определяются соответствующими главами СНиП.

Лестничные клетки, как правило, должны иметь боковое естественное освещение. В лестничных клетках не должно быть рабочих, складских и иного назначения помещений, промышленных газопроводов, трубопроводов с легковоспламеняющимися и горючими жидкостями, выходов из шахт грузовых подъемников.

Двери из помещений и коридоров в лестничной клетке в открытом положении не должны уменьшать расчетную ширину эвакуационных проходов.

Суммарная ширина маршей лестничных клеток в зависимости от числа людей, находящихся на наиболее населенном этаже, кроме первого, а также ширина дверей, коридоров или проходов на путях эвакуации на всех этажах должны принимать из расчета не менее 0,6 м на 100 человек.

Ширина лестничной площадки должна быть не менее ширины марша. Ширина лестничных площадок перед входами в лифты с распашными дверями должна быть не менее 1,6 м.

6.9. ПОЖАРОВЗРЫВООПАСНОСТЬ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ЗДАНИЙ

По пожаровзрывоопасности производственные процессы в зависимости от применяемых в производство материалов и сырья подразделяются на взрывоопасные, взрывопожароопасные и пожароопасные.

Категории (А, Б, В, Г, Д и Е) производств по взрывной, взрывопожароопасной и пожарной опасности устанавливаются технологической частью проекта.

Обогатительные фабрики по технологическому процессу имеют в основном категории Г и Д.

Производство, более опасное по взрыву или пожару, как правило, располагается, если это допускается по требованиям технологии: в одноэтажных зданиях у наружных стен; в многоэтажных зданиях на верхних этажах.

В комплекс противопожарных мероприятий входят: предупреждение возникновения пожара; ограничение распространения огня и создание условий его локализации и тушения пожара; создание условий успешной эвакуации людей и материальных ценностей из горящего здания.

В зависимости от категории производства по пожарной опасности определяются требуемая степень огнестойкости здания, этажность и наибольшая допускаемая площадь этажа между противопожарными преградами.

Основные ошибки, допускаемые при проектировании производственных зданий, сводятся к следующему: в объемно-планировочных решениях наиболее часто допускаются нарушения норм в части обеспечения зданий и помещений эвакуационными выходами; выходы из подвальных и цокольных этажей проектируются в объеме общих лестничных клеток; не прорабатывается защита строительных конструкций до требуемых пределов огнестойкости; не защищаются несущие металлические конструкции стен лестничных клеток.

6.10. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ЗДАНИЯ И ПОМЕЩЕНИЯ

К вспомогательным помещениям промышленных предприятий относятся: бытовые, общественного питания, здравоохранения, культурного обслуживания, учебных занятий, управлений, конструкторских бюро, а также общественных организаций.

Вспомогательные помещения размещают в пристроенных к производственным или встраивают в производственные корпуса или отдельно стоящие вспомогательные здания.

Бытовые помещения и устройства, которыми трудящиеся пользуются в рабочее время,— туалеты, умывальники, помещения для отдыха, обогрева, курительные, душевые, питьевые установки и т. д., а также ряд цеховых административных помещений, как правило, размещают в самих производственных корпусах, если это, не противоречит санитарно-гигиеническим, технологическим или противопожарным требованиям.

При размещении в отдельно стоящих зданиях бытовых и других помещений, предназначенных для обслуживания работающих в отапливаемых производственных зданиях, предусматрива-

ются теплые переходы между вспомогательными и производственными зданиями.

В соответствии с габаритными схемами зданий, в основу которых положены унифицированные конструктивные решения для вспомогательных зданий, приняты следующие основные параметры — пролеты 6 и 3 м, шаг 6 м и, как правило, высота этажа 3,3 м; для некоторых помещений допускается высота 4,2 м (СНиП II—М.3). Разработаны «Унифицированные секции зданий административно-бытового назначения промышленных предприятий», являющиеся основным материалом для проектирования.

В объемно-планировочном решении административно-бытовых зданий следует стремиться к максимально простому и четкому решению как самого плана здания, так и маршрутов движения рабочих в нем, чтобы рабочий в грязной одежде не проходил через гардеробы с чистой одеждой. Однотипные помещения, когда это возможно, необходимо размещать по этажам одно под другим, особенно «мокрые». В этом случае удобнее решаются вертикальные связи — лестницы, лифта, шахты санитарно-технических и других коммуникаций.

Туалеты, душевые и умывальные не располагают над столовыми, здравпунктами, административными и тому подобными помещениями.

Избегают размещать вентиляционные камеры над, под и смежно с помещениями с постоянными рабочими местами, помещениями культурного обслуживания и отдыха, залами столовых и буфетов.

Наиболее типично решение административно-бытового здания, когда в одном крыле его размещены бытовые помещения (душевые, гардеробные), в другом за лестничной клеткой — административные помещения, здравпункты, помещения общественного питания.

Число эвакуационных выходов из вспомогательных зданий принимается не менее двух. Эвакуационные выходы располагают непосредственно и рассредоточенно. Внимание необходимо уделять вестибюлю. Нежелательно иметь выходы из вестибюля во второстепенные помещения.

Рабочие помещения и кабинеты контор, конструкторских бюро, основные помещения столовых, здравпунктов, культурного обслуживания проектируются с естественным освещением. Допустимая глубина конторских помещений по условиям естественного освещения при типовых наружных панельных стенах и высоте этажа 3,3 м составляет 7 м, для конструкторских бюро — 5 м.

6.11. ОБЪЕМ И СОДЕРЖАНИЕ РАБОТ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ ИНТЕРЬЕРОВ

Рабочие чертежи должны включать:

1. Заглавный лист, на котором содержатся перечень листов, марки, перечень примененных стандартов и типовых чертежей, схематический план здания с указанием разбивочных осей и компоновки цехов и производств; общие указания к чертежам и марки (особые условия производства малярных и отделочных работ и т. п.), условные обозначения, в том числе графические обозначения цветов (принятые в чертежах).

2. Маркировочные с нанесением маркировки помещений и указанием разверток.

3. Развертки стен со схематическим изображением на них оборудования и открыто размещаемых трубопроводов электропроводок, вентиляционных устройств и светильников.

4. Фрагменты, содержащие в более крупном масштабе детали изображения сложных участков чертежей разверток и архитектурных планов полов и потолков.

5. Чертежи цветовой отделки производственного оборудования, окрашиваемого на месте.

6. Чертежи опознавательной окраски коммуникаций с указанием размеров и привязки опознавательных участков и предусматривающих конец трубопроводов.

7. Чертежи предупреждающей окраски строительных конструкций, транспортных средств и производственного оборудования с указанием расположения, угла наклона и размеров полос сигнальных цветов.

8. Шаблоны знаков безопасности, размещаемых в производственных помещениях.

9. Ведомости внутренних отделочных работ (колерные таблицы), содержащие в табличной форме наименования и характеристики применяемых отделочных материалов и покрытий для каждого элемента интерьера.

10. Спецификации лакокрасочных и отделочных материалов должны содержаться на рабочих чертежах.

При проектировании интерьеров и отделке фасадов зданий необходимо иметь в виду, что гранит, диорит, сиенит, лабрадорит, габбро, базальт плотный, диабаз, андезит плотный, мрамор цветной, кварцит могут применяться лишь в ограниченных объемах для отделки зданий и сооружений, к которым предъявляются высокие архитектурные или специальные требования, а также имеют монументальный характер и при наличии необходимых обоснований с разрешения министра или руководителя ведомства СССР по стройкам союзного подчинения и с разрешения Совета Министров республик по остальным стройкам.

В этих случаях необходимо применять местные каменные материалы. К ним следует отнести туф, известняки разных видов, травертин, фломит и др. Цветовое решение интерьеров регламентируется «Указаниями по проектированию цветовой отделки интерьеров производственных зданий промышленных предприятий» (СН 181—79).

Главные характеристики цветового решения основных поверхностей интерьеров производственных помещений: цветовую гамму, цветовой контраст и насыщенность цвета определяют в зависимости от характеристики помещений по категориям работ, типа освещения и санитарно-гигиенических условий.

В основном, архитектурная организация интерьера производственных помещений достигается четкой композицией внутреннего пространства, рациональной планировкой и зонированием производственных помещений, систематизированной и централизованной прокладкой внутрицеховых коммуникаций, зрительной взаимосвязью производственных помещений с природным окружением.

6.12. ЗАЩИТА ОТ ШУМА

Снижение шума в современных зданиях различного назначения необходимо предусматривать во всех частях проекта.

К числу строительных средств защиты от шума в зданиях различного назначения относятся звукопоглощающие преграды, облицовки, конструкции подвесных потолков, а также специальные глушители шума систем вентиляции и кондиционирования воздуха и другие устройства.

Акустические изделия, применяемые в настоящее время, можно разделить на три группы: плоские, объемные и типа кулис. Изготавливаются они из тонковолокнистых материалов, защитных оболочками или покрытиями из полимерной пленки, стеклоткани, стеклохолста, либо экраны из перфорированных стальных, асбестоцементных, гипсовых или других листов.

Главное место в строительных акустических средствах защиты от шума занимают потолки. В настоящее время для устройства подвесных потолков в промышленных зданиях наибольшее применение получили акустические плитки типа «Акумигран».

В ряде помещений обогатительных фабрик (дробление, измельчение) применяются звукоизолированные кабины, совмещенные с щитами управления, и индивидуальные средства защиты.

7.1. ВЫБОР ПЛОЩАДКИ ДЛЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ФАБРИКИ

Выбор площадки для строительства промышленного предприятия — одна из первых задач проектирования. Обогащительные фабрики размещают, как правило, в районе рудной базы — вблизи месторождения полезного ископаемого.

Экономическая целесообразность размещения фабрики на площадке вблизи рудника определяется следующими факторами: исключением трудоемких перевозок всей массы исходной (крупнокусковой) руды на большие расстояния, связанных со значительными капитальными и эксплуатационными затратами на внешние транспортные коммуникации и подвижной состав; выделением в процессе обогащения и складированием на месте добычи пустой породы и отвальных хвостов; использованием хвостов для гидравлической закладки выработанного пространства рудника при подземном способе добычи руды; объединение на месторождении в единый производственно-технологический комплекс рудника и обогащительной фабрики позволяет осуществить строительство на общей промплощадке кооперированных сооружений вспомогательных производств — ремонтного, энергетического и складского хозяйства, общих инженерных коммуникаций и объектов коммунального и культурно-бытового назначения предприятия.

В особых случаях неблагоприятных инженерно-геологических и сейсмических условий строительства в районе месторождения по санитарным требованиям охраны окружающей среды, экологическим и другим причинам при обосновании обогащительная фабрика может размещаться на промплощадке металлургического завода или отдельно.

Выбор площадки для строительства связан с решением важнейших вопросов проектирования промышленного комплекса. Проект (схема) районной планировки выполняется для формирования застройки территории предприятия. Проект основан на следующих принципах: функциональном зонировании территории с учетом технологических и транспортных связей отдельных предприятий; кооперированном строительстве вспомогательных производств и хозяйств; экономном использовании земель, охраны окружающей среды.

При разработке проекта (схемы) районной планировки нового района, связанного со строительством промышленного рудоперерабатывающего комплекса на месторождении полезного ископаемого, необходимо предусматривать возможность строитель-

ства в перспективе предприятий смежных производств, например заводов строительных материалов (для утилизации отходов — пустой породы), а также предприятий других отраслей промышленности, связанных с социальным развитием района.

На стадии выбора площадки разрабатывают необходимые материалы и обосновывающие расчеты с технико-экономическим сравнением вариантов размещения проектируемых объектов на различных площадках (обследованных в натуре) и составляют предложения по оптимальному варианту.

Площадку для строительства выбирают также на основании инженерных изысканий, выполняемых для этих целей с учетом инженерно-геологических и тектонических особенностей района строительства. При выборе площадки предварительно согласуют намечаемые проектные решения и получают у заинтересованных организаций технические условия на примыкание подъездных железнодорожных путей к путям общей сети и внешним инженерным коммуникациям.

Для обследования площадок используются предварительные исходные данные и характеристики проектируемой фабрики: производственная мощность по исходной руде и концентратам (промпродуктам); состав сооружений и их габариты; объем получаемых хвостов; потребность в энергоресурсах, воде; численность трудящихся и др.

Требования к выбранной площадке. Площадка не должна располагаться в зоне оруденения и над подземными выработками, на участках тектонических нарушений; площадку не следует размещать с наветренной стороны для ветров преобладающего направления по отношению к жилой застройке, учитывая возможное выделение фабрикой производственных вредных веществ — пыли, дыма и др. Ее следует отделять от жилой застройки санитарно-защитной зоной.

В соответствии с санитарной классификацией производства обогатительные фабрики без горячей обработки относятся к III классу с установленной санитарно-защитной зоной 300 м.

Для рудников по добыче полиметаллических и железных руд, фосфоритов, апатитов предусматривается санитарно-защитная зона 500 м, по добыче свинцовых руд, марганца, ртути, мышьяка — 1000 м.

Размеры площадки и ее рельеф должны отвечать условиям требуемой компоновки технологической схемы сооружений, иметь уклон поверхности 10—15° с прямолинейными горизонталями в пределах проектируемой застройки с учетом перспективного расширения цехов. Площадка должна иметь благоприятные инженерно-геологические условия, не должна располагаться на грунтах II степени просадочности, в зонах активных карстовых проявлений, оползней.

В северной строительно-климатической зоне площадка должна размещаться на участках со скальными, многолетнемерзлыми однородными талыми непросадочными грунтами.

7.2 ПРИНЦИПЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ СИТУАЦИОННОГО ПЛАНА ПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА

В практике проектирования и строительства рудоперерабатывающих предприятий получило распространение размещение обогатительной фабрики в составе горно-обогатительного комплекса (ГОКа).

Ситуационный план — основа проекта генерального плана обогатительной фабрики и промплощадок, входящих в состав ГОКа объектов; в нем координируются планировочные решения объектов основного технологического комплекса, вспомогательных производств, инженерных и транспортных коммуникаций, селитебной территории и строительной индустрии. Ситуационный план разрабатывается в соответствии с размещением объектов, предусмотренных актом выбора площадок.

Геодезической основой для составления ситуационного плана являются государственные картографические планы в масштабах 1:10 000, 1:25 000. Как правило, схемы ситуационных планов ГОКов характеризуют многообразие планировочных решений горно-обогатительного комплекса в зависимости от технологий переработки руды, видов карьерного транспорта, природных условий района месторождения, рельефа территории, инженерно-геологической структуры, сейсмичности и других факторов.

Характерными особенностями планировочных решений ГОКа большой производственной мощности, представленных на рис. 7.1, являются: рациональное расположение обогатительной фабрики вблизи рудника с размещением корпуса крупного дробления на борту карьера, что сокращает расстояние перевозки руды карьерным автотранспортом с последующим транспортированием крупнодробленной руды наиболее производительным непрерывным видом транспорта — ленточными конвейерами; расположение объектов производственно-вспомогательного комплекса (РМЗ, котельная, база строителей) сконцентрировано в общей зоне при большой плотности застройки, что сокращает протяженность инженерных сетей водоснабжения, канализации и теплоснабжения и транспортных коммуникаций — железнодорожного путевого развития и автодорог; территория города расположена в соответствии с санитарными требованиями с подветренной стороны преобладающего направления ветра по отношению к промышленному комплексу, карьеру, отвалам пустой породы, обогатительной фабрики, ТЭЦ и хвостохранилищу.

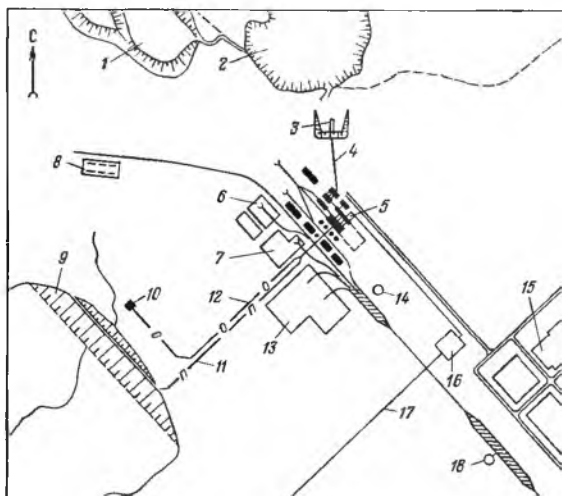


Рис. 7.1. Схема ситуационного плана ГОКа с расположением обогатительной фабрики вблизи рудника и корпуса крупного дробления на борту карьера:

1 — отвалы пустой породы; 2 — карьер; 3 — корпус крупного дробления; 4 — галерея ленточного конвейера; 5 — промплощадка обогатительной фабрики и рудника; 6 — ТЭЦ; 7 — площадка ремонтно-механического завода (РМЗ); 8 — склад изрытых материалов; 9 — хвостохранилище; 10 — насосная станция оборотной воды; 11 — пульпопроводы; 12 — водовод оборотной воды; 13 — площадка строительной базы; 14 — ж.-д. станция комбината; 15 — ж.-д. станция МПС; 16 — ГПП; 17 — ЛЭП; 18 — ж.-д. станция МПС

Хвостохранилище фабрики расположено в пониженной части рельефа и обеспечивает гидротранспорт хвостовой пульпы само-теком на период эксплуатации фабрики до 15 лет.

На рис. 7.2 приведен пример планировочных решений ГОКа при сложных топографических и инженерно-геологических условиях района строительства: горном рельефе местности, вечно-мерзлых просадочных грунтах, фоновой сейсмической активности 9—10 баллов; карьер расположен на отметках, превышающих площадку фабрики на 400—500 м, выбор которой определен наличием участка со скальными грунтами.

В данных условиях важный экономический фактор — выбор видов внутрикомбинатского технологического транспорта между рудником и фабрикой.

спуска определена разностью отметок между карьером и площадкой фабрики.

При выборе варианта транспорта рассматриваются следующие основные показатели: дальность транспортирования руды различными видами транспорта; ожидаемые капитальные вложения (приобретение подвижного состава железнодорожного или автомобильного транспорта, конвейерного оборудования, строительство железнодорожных путей и автодорог, тоннеля, приемных устройств и др.), включая горно-капитальные работы; годовые эксплуатационные расходы и др.

В практике проектирования и строительства ГОКов имеет распространение в схемах внутрикомбинатского технологического транспорта применение непрерывного вида — трубопроводного гидравлического транспорта.

Гидравлический транспорт имеет эффективное применение в схемах с самоизмельчением руды, при транспортировании пульпы на значительные расстояния, размещении рудоподготовительного комплекса с технологическими операциями предконцентрации вблизи рудника на отметках, превышающих площадку фабрики.

На рис. 7.3 приведен в качестве примера перспективный вид обогатительной фабрики по производству апатитового и нефелинового концентрата большой производительности, расположен-

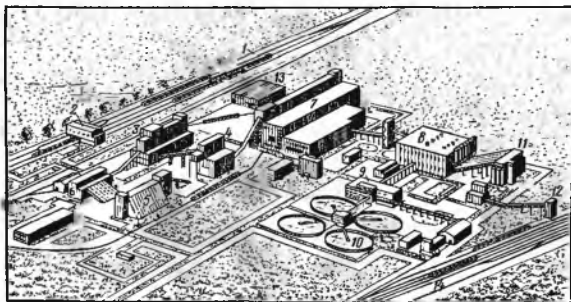


Рис. 7.3. Схема сооружений апатито-нефелиновой фабрики:

1 — ж.-д. станция приема руды; 2 — корпус крупного дробления; 3 — корпус грохочения; 4 — корпус среднего дробления; 5 — склад среднедробленной руды; 6 — корпус мелкого дробления; 7 — корпус обогащения; 8 — корпус фильтрации и сушки; 9 — пульпонасосная; 10 — ступителли диаметром 100 см; 11 — силосный склад апатитового концентрата; 12 — корпус погрузки апатитового концентрата; 13 — корпус приготовления реагентов; 14 — железнодорожная станция погрузки апатитового концентрата

ной в горном рельефе местности на расстоянии 12 км от рудника с развитой схемой железнодорожных путей. Путевое развитие промплощадки состоит из промышленной станции для приема и разгрузки руды, поступающей на фабрику в думпкарах грузоподъемностью 140 т. составами по 24 вагона и станции для погрузки и вывоза концентрата. Характерная особенность предприятия — размещение погрузочного бункера концентрата на станции общей сети МПС.

7.3 ПРИНЦИПЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГЕНЕРАЛЬНОГО ПЛАНА

Основа планировочных решений генерального плана обогатительной фабрики — технологическая схема переработки руды, применяемые процессы обогащения.

По структуре компоновочных решений схемы сооружений основного технологического комплекса фабрики следует выделить характерные циклы процесса в зависимости от применяемого вида межцехового транспорта — ленточных конвейеров и трубопроводного гидравлического транспорта.

В отделении рудоподготовки, в состав которого входят корпус крупного дробления, склад крупнодробленой руды, корпус среднего и мелкого дробления, корпус грохочения, склад мелкодробленой руды, — межцеховая транспортная связь осуществляется ленточными конвейерами. Расстояния между корпусами определяются допустимыми углами наклона ленточных конвейеров в зависимости от крупности материала, а также от уклона рельефа площадки.

Оптимальные углы наклона ленточных конвейеров принимают: при крупности дробленого материала 350—0 мм — 14—16°, при крупности 100—0 мм — 16—18° и при крупности 35—0 мм — 20°.

Расстояния между корпусами отделений флотации, обезвоживания и фильтрации, межцеховые технологические связи которых осуществляются трубопроводным гидравлическим транспортом, определяются требованиями санитарных и противопожарных норм проектирования промышленных предприятий.

Санитарные разрывы между зданиями с естественным освещением должны быть не менее наибольшей высоты до верха карниза противостоящих зданий и сооружений.

Противопожарные разрывы между производственными зданиями и сооружениями устанавливают в зависимости от степени огнестойкости противостоящих зданий и принимают в пределах 10—20 м, разрывы между зданиями и сооружениями и складами горючих и легковоспламеняющихся продуктов устанавливают по строительным нормам СНиП II-П.3—70 в зависимости от категории и вместимости склада.

В процессе разработки генерального плана формируется порядок застройки промплощадки фабрики и рудника: выполняется

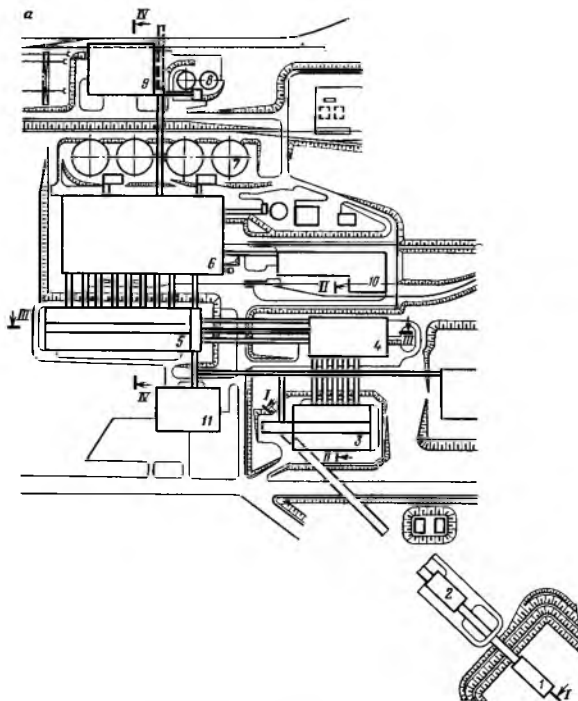


Рис. 7.4. Схема генерального плана (а) и отдельных сооружений (б) флотационной обогатительной фабрики большой производственной мощности:

1 — корпус крупного дробления; 2 — корпус приводных и натяжных станций; 3 — склад крупнодробленной руды; 4 — корпус среднего и мелкого дробления; 5 — склад мелкодробленной руды; 6 — главный корпус; 7 — открытые сгустители диаметром 50 м; 8 — открытые сгустители диаметром 25 м; 9 — корпус фильтрации и сушки и склад контейнеров; 10 — корпус приготовления реагентов; 11 — административно-бытовой корпус

разработка компоновочной схемы сооружений основного технологического комплекса с размещением сооружений в последовательности, отвечающей технологическому процессу с прямыми

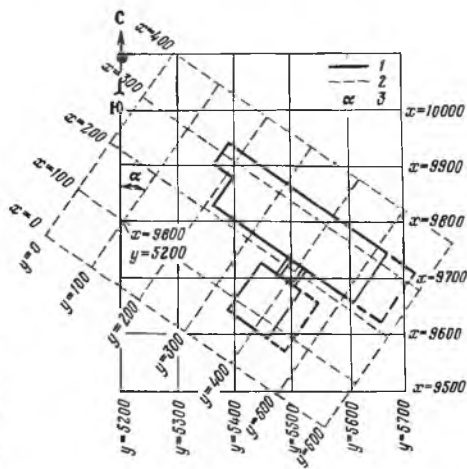
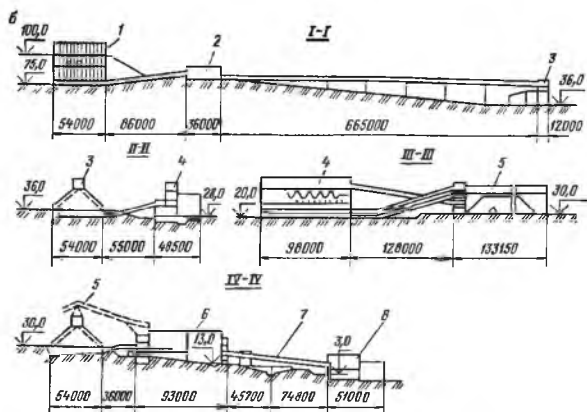


Рис. 7.5. Геодезическая (I), строительная (II) сетки координат и направление осей (3) строительной сетки координат

потокамн продуктов между отдельными стадиями переработки руды с учетом максимальной блокировки цехов (рис. 7.4).

На данной стадии разрабатывают решения по исходной привязке комплекса (приемного устройства руды, корпуса крупного дробления, усреднительного склада руды) к руднику;

разрабатываются принципиальные решения вертикальной планировки, выбор отметок сооружений технологического комплекса;

разрабатывается застройка промплощадки объектами производственно-вспомогательного хозяйства (складами материалов и оборудования, ремонтно-механического цеха, гаража, АБК и др.) с учетом кооперации объектов для обслуживания рудника и фабрики, блокировки сооружений, зонирования в соответствии с санитарными и противопожарными нормами.

На данной стадии решается схема железнодорожного путевого развития и автодорог промплощадки с увязкой примыканий к магистралям общей сети.

Геодезическая основа проекта генерального плана для решения горизонтальной и вертикальной планировки площадки — топографическая съемка. Для составления генерального плана фабрики используются топографическая съемка в масштабах 1:2000, 1:1000 или 1:500 в зависимости от стадии проекта.

Геодезическая топографическая съемка имеет координатную сетку, ориентированную на истинный меридиан горизонтали через 1 и 0,5 м в абсолютной системе высот. В проекте для удобства вычисления координат сооружений и инженерных сетей, а также упрощения их разбивки в натуре принимается строительная координатная сетка с расположением параллельно осям сооружений (рис. 7.5). Базисы строительной сетки закрепляются в натуре постоянными полигонометрическими знаками.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	3
Глава 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ	6
1.1. Организация научных исследований на стадии предпроектных работ	6
1.1.1. Требование по составу и содержанию технологического регламента	7
1.1.2. Порядок разработки, рассмотрения и утверждения технологического регламента	9
1.1.3. Использование технологического регламента при проектировании	10
1.2. Исходные данные для проектирования	11
1.3. Стадии проектирования	16
1.4. Указания и нормы по проектированию	18
1.5. Состав проекта	19
1.5.1. Рабочий проект	19
1.5.2. Состав и содержание рабочего проекта (проекта) на новое строительство, расширение и реконструкцию объектов производственного назначения	21
Глава 2. ВЫБОР И РАСЧЕТ СХЕМ РУДОПОДГОТОВКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	27
2.1. Факторы, влияющие на выбор схемы	27
2.2. Выбор и расчет схем дробления	37
2.2.1. Выбор схемы дробления	37
2.2.2. Расчет схемы дробления	41
2.3. Выбор и расчет схем измельчения	53
2.3.1. Операции классификации в схемах измельчения	53
2.3.2. Выбор схемы измельчения	55
2.3.3. Расчет схем измельчения	56
2.4. Выбор схемы обогащения полезного ископаемого	66
2.5. Расчет схем обогащения полезного ископаемого	68
2.5.1. Расчет принципиальных схем	68
2.5.2. Расчет полных (развернутых) схем	73
2.5.3. Расчет полных многоцикловых схем	79
2.5.4. Расчет водно-шламовой схемы, баланс воды	82
Глава 3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ С УЧЕТОМ СЕПАРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК	85
3.1. Новое направление в проектировании	85
3.1.1. Формулы прогнозирующих расчетов выходов, содержаний и извлечений	85
3.1.2. Исходные данные и последовательность проектирования	88
3.2. Получение информации о фракционном составе сырья. Выбор крупности измельчения и реагентного режима для флотации	89
3.2.1. Форма представления фракционного состава	89
3.2.2. Методы анализа фракционного состава	92
3.2.3. Выбор крупности измельчения и реагентного режима флотации	100
3.2.4. О теоретическом прогнозе влияния крупности измельчения на фракционный состав	101

3.3. Получение информации о сепарационных характеристиках обогатительных аппаратов	102
3.3.1. Экспериментальные методы	102
3.3.2. Аналитические методы	103
3.3.3. Формулы $\epsilon(\xi)$ для типовых аппаратов	105
3.3.4. Комбинированный метод	108
3.4. Сепарационные характеристики технологических схем	110
3.4.1. Нахождение $\epsilon_{1,2}(\xi)$ из уравнений баланса фракций	110
3.4.2. Формулы $\epsilon_{1,2}$ для канонических и полуканонических схем с любым числом операций	112
3.4.3. Нахождение $\epsilon_{1,2}$ для схем любой конфигурации	114
3.4.4. Крутизна и граница разделения результирующей сепарационной характеристики схемы в целом	117
3.5. Прогнозирующий расчет массовых потоков, содержаний и извлечений	119
3.5.1. Использование расчетных формул	119
3.5.2. Расчет для случаев комбинированного обогащения	120
3.6. Проектирование схем на основе прогноза критерия оптимальности	122
3.6.1. Критерии оптимальности	122
3.6.2. Математическая постановка и ход решения оптимальных задач	124
3.6.3. Поэтапное проектирование симметричных циклов	125
3.7. Проектирование принципиальной блок-схемы комбинированного обогащения	129
3.7.1. Постановка задачи	129
3.7.2. Проектирование на основе принципа варьирования граничного содержания	132
3.7.3. Проектирование на ЭВМ с последовательным отбором богатых фракций	137
3.8. Зависимость машиноемкости от конфигурации и числа операций цикла	138
3.8.1. Схемы с машиноемкостью I (потокоемкость) и II (объемоемкость) типов	138
3.8.2. Машиноемкость симметричных циклов	139
3.8.3. Машиноемкость несимметричных циклов	141
3.9. Выбор требуемой крутизны результирующей сепарационной характеристики и границы разделения цикла	143
3.9.1. Точная процедура выбора	143
3.9.2. Приближенные формулы	144
3.10. Выбор конфигурации и оптимального числа операций цикла	147
3.10.1. Выбор по критерию минимизации машиноемкости при заданной крутизне $\epsilon'_{рез}$	147
3.10.2. Выбор по критерию максимизации крутизны $\epsilon'_{рез}$ и допустимой машиноемкости	149
3.10.3. Выбор по критерию относительной нагруженности ветвей цикла	152
3.11. Выбор параметров операций. Расчет производительности (или объема) оборудования в операциях цикла	154
3.11.1. Две основные оптимальные задачи	154
3.11.2. Линеаризация расчетных уравнений и проектирование циклов I типа	154
3.11.3. Проектирование циклов II типа	157
3.11.4. Проектирование циклов при совмещении максимумов сепарационных характеристик оборотных продуктов	161

Глава 4. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ РУДОПОДГОТОВКИ И ОБОГАЩЕНИЯ 163

4.1. Общие принципы выбора и технологического расчета оборудования	163
4.2. Дробилки	164
4.2.1. Выбор типа и размера	164
4.2.2. Конусные дробилки	155

4.2.3. Щековые дробилки	167
4.2.4. Конусные инерционные дробилки (КИД)	171
4.2.5. Валковые дробилки	171
4.2.6. Молотковые дробилки	173
4.2.7. Роторные дробилки	174
4.3. Грохоты	175
4.3.1. Выбор типа грохота	175
4.3.2. Неподвижные колосниковые грохоты	176
4.3.3. Инерционные грохоты	177
4.3.4. Дуговые грохоты	181
4.3.5. Барабанные грохоты	182
4.4. Мельницы	182
4.4.1. Выбор типа мельницы	182
4.4.2. Расчет мельниц	188
4.5. Классификаторы и гидrocиклоны	193
4.5.1. Спиральные классификаторы	193
4.5.2. Гидrocиклоны	197
4.5.3. Многокамерные гидравлические классификаторы	200
4.6. Флотационные машины	201
4.7. Отсадочные машины	207
4.8. Концентрационные столы	210
4.9. Тяжелосредние сепараторы	212
4.10. Винтовые сепараторы	214
4.11. Конусные сепараторы	216
4.12. Шлюзы и центробежные концентраторы	217
4.13. Машины для промывки	219
4.14. Сепараторы магнитные и электромагнитные	220
4.15. Стустители	226
4.16. Вакуум-фильтры	228
4.17. Сушилки	234
4.18. Вакуум-насосы и воздуходувки	236
4.19. Насосы	239
4.20. Оборудование для вылеулавливания	241
4.21. Вспомогательное оборудование	242
4.22. Ленточные конвейеры	242
4.23. Питатели	244
4.24. Новое оборудование для рудоподготовки и обогащения	246

Глава 5. КОНСТРУКТИВНО-КОМПОНОВОЧНЫЕ РЕШЕНИЯ 248

5.1. Общие положения	248
5.2. Кооперация производства и блокировка технологических отделений	249
5.3. Склады и бункера руды и концентратов	251
5.4. Корпуса крупного дробления и приемные устройства	262
5.5. Корпуса среднего и мелкого дробления	266
5.6. Корпуса обогащения	275
5.6.1. Отделения измельчения	280
5.6.2. Отделения флотации	290
5.6.3. Отделения магнитной сепарации	293
5.6.4. Отделения гравитации	296
5.6.5. Отделения стущения	296
5.7. Корпуса фильтрования и сушки, склады концентратов	298
5.8. Корпуса приготовления реагентов	308
5.9. Производственный дренаж полов	312
5.10. Размещение оборудования на открытых площадках и в зданиях с облегченными ограждающими конструкциями	313
5.11. Размещение оборудования в подземных горных выработках	313
5.12. Проектирование желобов для самотечного транспорта	324

**Глава 6. АРХИТЕКТУРНО-СТРОИТЕЛЬНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ. ОСНОВНЫЕ
ПОЛОЖЕНИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ 329**

6.1. Общие сведения	329
6.2. Климатические и сейсмические условия при проектировании	331
6.3. Инженерно-геологические и гидрогеологические условия строительства обогачительных фабрик	333
6.4. Агрессивные воздействия	335
6.5. Естественное освещение производственных зданий	338
6.6. Модульная система в промышленном строительстве	344
6.7. Унификация зданий	347
6.8. Производственные здания	349
6.9. Пожаровзрывоопасность производственных зданий	356
6.10. Вспомогательные здания и помещения	357
6.11. Объем и содержание работ по проектированию интерьеров	359
6.12. Защита от шума	360

Глава 7. ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН 361

7.1. Выбор площадки для строительства фабрики	361
7.2. Принципы проектирования ситуационного плана промышленного ком- плекса	363
7.3. Принципы проектирования генерального плана	367

СПРАВОЧНОЕ ИЗДАНИЕ

Баранов Виктор Федотович
Вольфсон Петр Семенович
Круппа Павел Иванович и др.

**СПРАВОЧНИК ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ РУДНЫХ
ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК**

к н и г а

Заведующий редакцией *Т. И. Королева*
Редакторы издательства *Т. Д. Новикова, Л. М. Неваева*
Технический редактор *Е. С. Сычева*
Корректоры *Л. В. Зайцева, К. И. Савенкова*

ИБ № 8451

Сдано в набор 15.06.68. Подписано в печать 13.10.68. Т-17024. Формат 60×90¹/₁₆. Бумага книжно-журнальная. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 23,5. Усл. кр.-пт. 23,5. Уч.-изд. л. 26,15. Тираж 3350 экз. Заказ № 1440/627—9 Цена 1 р. 60 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 125047, Москва,
пл. Белорусского вокзала, 3

Ленинградская типография № 4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгения Соколова Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательства, полиграфии и книжной торговли. 191126, Ленинград, Социалистическая ул., 14.