

К.А.Разумов, В.А.Перов

# ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

---

ПРОЕКТИРОВАНИЕ  
ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ  
ФАБРИК

К.А.Разумов  
В.А.Перов

К.А.Разумов, В.А.Перов

# ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

---

ИЗДАНИЕ ЧЕТВЕРТОЕ,  
ПЕРЕРАБОТАННОЕ И ДОПОЛНЕННОЕ

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

З1622



МОСКВА "НЕДРА" 1982

Научно-техническая  
Библиотека  
ВНИИПРОСПЕКТАСБЕСТ



Разумов К. А., Перов В. А. Проектирование обогатительных фабрик. Учебник для вузов. 4-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1982. 518 с.

Изложены требования, предъявляемые к содержанию и объему проектно-сметной документации проектов обогатительных фабрик. Рассмотрены методы выбора и технологического расчета схем обогащения и обогатительного оборудования. Освещены основные положения по проектированию генплана фабрики, размещения оборудования. Приведены технические характеристики обогатительного оборудования и укрупненные технико-экономические показатели для обогатительных фабрик. Четвертое издание (3-е изд. — 1970) дополнено новейшими материалами по проектированию обогатительных фабрик.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых».

Табл. 87, ил. 166, список лит.—82 назв.

Рецензенты:

д-р техн. наук Ю. И. Еропкин, канд.  
техн. наук В. К. Захваткин (институт Механобр).

В основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года предусматривается в дальнейшем во всех отраслях народного хозяйства последовательно проводить линию на более быстрое техническое перевооружение производства, создание и выпуск машин и оборудования, позволяющих улучшать условия труда и повышать его производительность, экономить материальные ресурсы, а также создавать и внедрять в производство принципиально новую технику и материалы, прогрессивную технологию, обеспечивать рост выпуска машин и агрегатов большой единичной мощности и производительности, высокоэкономичного оборудования, законченных систем машин для комплексной механизации и автоматизации производства.

За десятилетие, прошедшее со времени выхода (1970 г.) 3-го издания учебника, в технике обогащения полезных ископаемых произошли заметные изменения. В рудоподготовке эти перемены особенно наглядны. Окончательно утвердилось положение об экономичности мелкого питания мельниц со стальной средой, и преобладающими стали схемы дробления с замкнутым циклом в последней стадии. Серийно выпускается высокопроизводительное оборудование больших размеров — дробилки среднего и мелкого дробления с конусами диаметром 3000 мм, вибрационные грохоты с ситом площадью больше 15 м<sup>2</sup>, шаровые мельницы объемом 150 м<sup>3</sup>, мельницы самоизмельчения объемом 450 м<sup>3</sup>.

В компоновочных решениях дробильных отделений отказались от каскадного (высотного) расположения дробилок и перешли к установке дробилок на одном уровне.

Самоизмельчение распространилось на меднорудные обогатительные фабрики. Шире применяются схемы с комбинацией мельниц самоизмельчения или полусамоизмельчения с шаровыми мельницами во второй стадии вместо ранее применяемых рудно-галечных. Классификаторы почти полностью заменены гидrocиклонами.

Флотационные машины с камерами вместимостью 12 м<sup>3</sup> и более стали нормой на фабриках большой производительности.

На углеобогатительных фабриках освоены отсадочные машины производительностью до 1000 т/ч, в некоторых случаях отсадкой заменяются тяжелосредные установки, тогда как несколько ранее происходил обратный процесс вытеснения отсадки. Внедряются вакуум-фильтры с поверхностью более 250 м<sup>2</sup> и пресс-фильтры площадью до 1000 м<sup>2</sup>.

Схемы обогащения развиваются в направлении большей комплексности использования полезных ископаемых (безотходная технология).

Важными и актуальными стали переход к полному замкнутому водообороту и очистка сточных вод.

Осваиваются современные методы опробования, контроля и регулирования процесса, контроль содержания компонентов в потоке и пр.

На фабриках внедряются АСУТП с использованием управляющих ЭВМ.

В отечественной технической литературе появилось много новых изданий — капитальные справочники по обогащению руд и углей, монографические работы по процессам и аппаратам (отсадка, промывка, магнитное обогащение, гидроциклоны, оборудование по обогащению угля и т. д.).

Все эти изменения в теории и практике обогащения обусловили необходимость основательной переработки 3-го издания учебника «Проектирование обогатительных фабрик».

Объем и содержание проекта обогатительной фабрики приведены в соответствии с инструкцией Госстроя СССР 1976 г.

Типовые характеристики продуктов дробилок среднего и мелкого дробления переработаны на основе работ института Механобр. В связи с этим изменен и расчет схем дробления. Дополнительно приведены формулы для расчета схемы с раздельными операциями грохочения в третьей стадии дробления. В целом расчет несколько упрощен. Число схем измельчения уменьшено за счет исключения малоприменяемых, в то же время расширен раздел, посвященный схемам само- и полусамои измельчения. Среди схем флотации приведена схема с отдельными промпродуктовыми циклами, применяемая на зарубежных меднорудных фабриках.

Переработаны примеры расчетов применительно к фабрикам большей производительности.

Расчет оборудования также переработан. Приведен выбор дробилок с учетом дробимости руды. Расчет мельниц дополнен рассмотрением методов, применяемых за рубежом, в связи с этим сделаны предложения по уточнению существующих методов и по расчету мельниц самоизмельчения. Расчет классификаторов упрощен в связи с исключением классификаторов с погруженной спиралью, предложены новые эмпирические формулы. Заново написан расчет гидроциклонов на основе новых опубликованных работ.

Раздел генпланов пополнен схематическими планами типичных фабрик для руд и углей. Наиболее распространенные проектные решения узлов приема руды, дробильных цехов и складов руды систематизированы в таблицах, в которых даны схематические изображения решений. Эти таблицы позволяют выбрать подходящий аналог для детальной проработки. Чертежи к таб-

лицам помогут преподавателю изобразить схемы на доске при чтении лекций.

Иллюстрирующие примеры в большей части обновлены чертежами новых отечественных и зарубежных фабрик. Эти рисунки хорошо использовать при курсовом и дипломном проектировании.

Все указания по строительной части даны по действующим «Строительным нормам и правилам».

В приложениях приведена методика ориентировочного расчета капитальных и эксплуатационных затрат по флотационным и магнитообогатительным фабрикам по укрупненным показателям. Приложена таблица технико-экономических показателей по проектам фабрик.

Автор выражает благодарность д-ру техн. наук Ю. И. Еропкину и канд. техн. наук В. К. Захваткину за ценные указания в рецензии; чл.-корр. АН СССР В. И. Ревнивцеву и канд. техн. наук Л. М. Глузову за предоставленную возможность привести в книге отдельные проектно-компоновочные решения по обогатительным фабрикам, выполненные в институте Механобр; инж. М. В. Ушакову за помощь в переработке VI и VII глав и подборе иллюстраций; инж. Ю. А. Маковскому и П. Г. Назарову за переработку параграфа «Процессы и схемы обогащения углей»; канд. техн. наук В. К. Захваткину за некоторые материалы, относящиеся к практике обогащения за рубежом; канд. экон. наук М. А. Родионовой и инж. Г. И. Адамову, А. А. Наймарк и Л. В. Шадской за переработку методики определения экономических показателей фабрик по укрупненным показателям.



§ 1. СОДЕРЖАНИЕ И ОБЪЕМ ПРОЕКТА  
ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

В создании материально-технической базы коммунизма в нашей стране первое место принадлежит капитальному строительству, вводу в действие новых производственных предприятий. В СССР капитальное строительство ведется в огромных масштабах. В годы 10-й пятилетки (1976—1980) капитальные вложения в народное хозяйство составили 635 млрд. руб.

По действующему законодательству капитальное строительство финансируется только по утвержденным проектам и сметам. Поэтому проектно-изыскательские работы в капитальном строительстве играют весьма важную роль.

Проектирование промышленных предприятий находится под наблюдением Государственного комитета Совета Министров СССР по делам строительства (Госстрой СССР). Госстрой СССР издает руководящие и нормативные материалы, обязательные для всех проектных организаций.

Инструкция по разработке проектов и смет для промышленного строительства (СН-202—76) [17] устанавливает содержание, состав, порядок разработок, согласования и утверждения проектов и смет для строительства новых и расширяемых, а также реконструируемых действующих промышленных предприятий.

Проектом обогатительной фабрики называется комплекс технических документов, необходимых для осуществления строительства, монтажа и эксплуатации будущей фабрики. Проекты обогатительных фабрик выполняются проектными институтами и специализированными конторами. Проектные организации должны разрабатывать в проектах передовую технологию производства, высокую экономическую эффективность реконструируемых предприятий «путем максимального использования новейших достижений науки и техники с тем, чтобы строящиеся и реконструируемые предприятия ко времени ввода их в действие были технически передовыми и имели высокие показатели по производительности труда и качеству продукции, низкую себестоимость ее, а по условиям труда отвечали современным требованиям» [17].

К проектам обогатительных фабрик предъявляются следующие основные требования:

1) рациональное и комплексное использование минеральных ресурсов; для повышения рентабельности проектируемой обога-

тительной фабрики необходимо изыскать пути использования отходов производства (безотходная технология);

2) обеспечение высокой производительности труда, достигаемой интенсификацией технологических процессов, применением высокопроизводительного оборудования, комплексной механизацией производственных процессов, автоматизацией контроля и управления производством;

3) экономическое использование земли и эффективные способы защиты окружающей среды от загрязнений. Рациональные системы оборотного водоснабжения, уменьшение количества стоков и бессточная технология. Рекультивация хвостовых и породных отвалов. Эффективная очистка газов, выбрасываемых в атмосферу;

4) использование типового оборудования и строительных конструкций, типовых проектов отдельных компоновочных узлов и цехов, а при переработке однотипного сырья — типовых проектов обогатительных фабрик в целом;

5) использование возможностей кооперирования проектируемой фабрики с другими предприятиями района при решении вопросов о снабжении фабрики электроэнергией, водой, об устройстве жилых поселков, канализации, транспорта, противопожарной охраны, обслуживания оборудования фабрики ремонтом и т. д.;

6) изыскание наиболее экономичного решения генерального плана проектируемой фабрики путем компактного размещения ее цехов на промышленной площадке, а при возможности — размещения цехов в общих корпусах;

7) не допускать излишеств в объемах и площадях производственных, конторских и бытовых помещений, а также во внешнем и внутреннем их оформлении;

8) обеспечение безопасных условий труда на фабрике.

Обогатительная фабрика является промежуточным звеном между рудником и металлургическим заводом или предприятием, перерабатывающим фабричные концентраты и другие продукты обогащения. Поэтому проект фабрики должен быть тесно увязан с проектами рудника и металлургического завода в отношении их производительности, кондиций на качество подаваемого на фабрику сырья и выпускаемых ею концентратов, графика их подачи, рода применяемого транспорта и т. д.

Согласно инструкции [17] для строительства предприятий, зданий и сооружений следует разрабатывать техно-рабочие проекты. Для крупных и сложных объектов, к которым относится большая часть обогатительных фабрик, допускается проектирование в две стадии — технический проект и рабочие чертежи. Решение о стадийности проектирования принимается инстанцией, утверждающей технико-экономическое обоснование на строительство предприятия (ТЭО).



Технико-экономическое обоснование (ТЭО). Проектированию обогатительной фабрики должна предшествовать разработка технико-экономического обоснования целесообразности ее строительства или расширения. ТЭО разрабатывается на основе перспективного плана развития отрасли промышленности, в которую войдет фабрика.

В ТЭО рассматриваются следующие вопросы: роль проектируемой фабрики в увеличении производительности отрасли промышленности; обоснование выбора производительности и района строительства фабрики; соображения о производственном и хозяйственном кооперировании; влияние проектируемой фабрики на другие отрасли промышленности, требования к другим отраслям промышленности; соображения о величине капитальных вложений и себестоимости продукции; сопоставление ожидаемых технико-экономических показателей с показателями аналогичных отечественных и зарубежных фабрик; соображения о необходимости дополнительных исследовательских работ перед разработкой проекта фабрики.

Для крупных предприятий ТЭО разрабатывается проектирующей организацией, а для небольших — главным управлением министерства. ТЭО рассматривается и утверждается министерством. Задание на проектирование обогатительной фабрики составляет заказчик в соответствии с решениями утвержденного ТЭО.

Технический проект разрабатывается на основе утвержденных заданий на проектирование и ТЭО и имеет назначение: найти наиболее экономичный способ обогащения полезного ископаемого, обеспечивающий получение высоких технологических показателей при наименьших эксплуатационных расходах и наибольшей эффективности капитальных вложений; установить возможность осуществления строительства обогатительной фабрики в намеченные сроки; определить ее сметную стоимость и установить основные технико-экономические показатели.

Технический проект, как правило, должен содержать следующие части: общая пояснительная записка с кратким изложением содержания проекта; технико-экономическая; генеральный план, транспорт и восстановление (рекультивация) нарушенных земель; технология производства, обеспечение энергоресурсами и защита окружающей среды; организация труда и система управления предприятием; строительная; организация строительства; организация подготовки к освоению проектных мощностей и освоение проектных мощностей в нормативные сроки; сметная часть; жилищно-гражданское строительство.

Материалы по энергоснабжению включаются в технологическую часть, а материалы по водоснабжению, канализации, хвостовому хозяйству, отоплению и вентиляции — в строительную часть. При проектировании крупных обогатительных фабрик эти материалы могут быть выделены в самостоятельные части. Наоборот, при проектировании фабрик небольшой производи-

тельности номенклатура частей технического проекта может быть уменьшена включением материалов по генеральному плану и транспорту в строительную часть.

В отдельных частях технического проекта обогатительной фабрики разрабатываются следующие вопросы.

I. Общая пояснительная записка. Основание для разработки проекта, производительность по сырью и концентратам, основные проектные решения, технико-экономические показатели, капитальные вложения, очередность строительства и сроки ввода в эксплуатацию.

II. Технико-экономическая часть. Обоснование выбора места строительства, производительности и очередности строительства обогатительной фабрики. Характеристика сырьевой базы фабрики по запасам и сортам полезного ископаемого. Способ доставки полезного ископаемого на фабрику. Источники и способы снабжения фабрики водой, энергией, материалами. Режим работы фабрики и отдельных ее цехов. Производственные связи проектируемой фабрики с другими предприятиями. Кооперирование со смежными предприятиями. Определение потребности в основных категориях рабочих, ИТР и уровне заработной платы. Производительность труда, уровень механизации и автоматизации производства, энергооборуженности. Жилищное строительство — объем и стоимость, местонахождение рабочего поселка, характеристика зданий в отношении этажности, материалов, инженерного оборудования. Развитие строительной базы, необходимое в связи со строительством, и затраты на это развитие. Анализ капитальных вложений и основных средств предприятия, стоимость обогащения тонны сырья и себестоимость концентратов. Основные технико-экономические показатели и сравнение их с аналогичными показателями действующих передовых отечественных и зарубежных обогатительных фабрик и с ранее разработанными проектами. Анализ экономической эффективности строительства. Требования к отраслям народного хозяйства, возникающие в связи со строительством обогатительной фабрики, данные о проведении необходимых научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ.

III. Генеральный план, транспорт и восстановление (рекультивация) нарушенных земель. Расположение зданий, цехов, сооружений, складов, железнодорожных путей, безрельсовых дорог и других коммуникаций на промышленной площадке обогатительной фабрики\*. Планировочные решения, вертикальная планировка и благоустройство территории. Мероприятия по гражданской обороне. Основные показатели генплана. Решения по рекультивации земель.

\* Подробнее о генеральном плане обогатительной фабрики см. главу VI.

IV. Технология производства, обеспечение энергоресурсами и защита окружающей среды. Характеристика сырья в отношении его вещественного состава, содержания полезных компонентов, минералогического состава, характера вкрапленности полезных минералов, влажности, наличия глинистых примесей или разрушенной пустой породы, прочности и насыпной плотности, гранулометрического состава. Анализ результатов исследований по обогащению и материалов работы действующих обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье. Выбор качественной схемы обогащения с обоснованием запроецированных технологических показателей. Количественная и шламовая схема обогащения и балансы по полезным компонентам и воде. Выбор типа, размеров и количества основного оборудования; сравнение и выбор вариантов размещения основного оборудования в отдельных цехах. Сравнение и выбор вариантов внутрицехового транспорта, определение емкостей бункеров, складов, выбор транспортного оборудования. Производственный дренаж смывных вод фабрики. Опробование, контроль и автоматизация технологического процесса. Реагентное хозяйство (для флотационных фабрик). Организация ремонта оборудования и ремонтное хозяйство фабрики, включая выбор подъемно-транспортных приспособлений. Выбор схемы электроснабжения фабрики и электрооборудования, расчеты установленной и потребной мощности трансформаторных подстанций, годовое потребление электроэнергии и расход ее на 1 т сырья. Компрессорная, воздуходувная и вакуумнасосная станции. Потребность в топливе, реагентах и материалах. Мероприятия по охране атмосферного воздуха от загрязнений. Очистка газов сушильных печей.

V. Организация труда и система управления производством. Режим труда и отдыха, штаты трудящихся, мероприятия по технике безопасности. Организация управления производством с современным техническим оснащением.

VI. Строительная часть. Планы и разрезы основных зданий и сооружений первой очереди строительства, если они строятся по индивидуальным проектам. Характеристика основных зданий и сооружений, подлежащих строительству по типовым проектам, с указанием площадей, объемов и размеров зданий и сооружений, типа конструкций и материалов. Описание решений по бытовому обслуживанию трудящихся обогатительной фабрики. Определение расходов воды. Выбор источников водоснабжения. Выбор площадки для хвостохранилища и метода укладки хвостов, выбор способа очистки сточных фабричных вод. Система оборотного водоснабжения. Выбор схемы водоснабжения, канализации и санитарного оборудования. Определение количества тепла и энергии для отопления, вентиляции и кондиционирования воздуха. Выбор систем и основного оборудования для отопления, вентиляции, аспирации и пылеулавливания.

VII. Организация строительства. План и графики строительства обогатительной фабрики, описание методов производства строительных работ по крупным зданиям и сооружениям. Расчеты объемов основных строительных и монтажных работ, потребности в строительных материалах и механизмах, в электроэнергии, воде и паре, источники удовлетворения этих потребностей. Определение потребности в кадрах для строительства фабрики, мероприятия по обеспечению жильем строителей.

VIII. Организация подготовки к освоению проектных мощностей и освоение проектных мощностей в нормативные сроки. Организационные, технические и другие мероприятия по обеспечению освоения мощностей.

IX. Сметная часть. Сметная документация, устанавливающая стоимость строительства обогатительной фабрики и отдельных ее объектов.

Пояснительная записка техно-рабочего (технического) проекта должна быть ясной и краткой. Не допускаются алгебраические и арифметические выкладки, связанные с технологическими и другими расчетами. Указываются лишь исходные положения и конечные результаты таких расчетов.

Технико-экономические расчеты для сравнения конкурирующих вариантов проекта выполняются на основе типовых или ранее выполненных проектов по укрупненным показателям на единицу объема, площади, длины, массы. Например, стоимость зданий подсчитывается по стоимости 1 м<sup>3</sup> объема, стоимость железнодорожных путей — по их длине и стоимости 1 м пути. Допускаются иллюстрации расчетов графиками, схемами и фотографиями.

Графическая часть техно-рабочего (технического) проекта составляется в минимально необходимом объеме и включает: совмещенную, качественно-количественную и шламовую схему, схему цепи аппаратов со спецификацией оборудования, конструктивные планы и разрезы производственных цехов с нанесением на них основного оборудования и строительных конструкций, схему электроснабжения, генеральный план обогатительной фабрики, ситуационный план местности с указанием места для хвостохранилища, хвостопровода, места забора воды и привязок фабричных инженерных сетей к государственным. Мероприятия по приведению земельного участка, занятого под хвостовое и отвальное хозяйство, в состояние, пригодное для использования. Масштаб чертежей, изображающих планы и разрезы цехов — 1 : 100 или 1 : 200. Масштаб генерального плана фабрики в зависимости от площади промышленной площадки принимается от 1 : 500 до 1 : 2000.

Согласование и утверждение техно-рабочего (технического) проекта. Документом



о согласовании намечаемых проектных решений является акт о выборе площадки строительства предприятия, составляемый комиссией, создаваемой министерством или ведомством — заказчиком. В состав комиссии включаются представители: заказчика, генеральной проектной организации, территориальной проектной организации; субподрядных специализированных проектных и изыскательских организаций; исполкома местного Совета народных депутатов и выделяемые им представители местных органов; генерального подрядчика; инспекций по энергетическому, санитарному надзору; республиканских органов по использованию и охране водных ресурсов; Главгидрометеослужбы; Министерства геологии СССР.

В необходимых случаях привлекаются другие заинтересованные министерства и органы.

Техно-рабочий (технический) проект, разработанный в соответствии с действующими нормами и правилами, не подлежит согласованию с органами государственного надзора. При частичном отступлении от действующих норм и правил проектные решения в этой части согласуются с органами, утвердившими нормы и правила.

Смета к проекту до его утверждения согласовывается с подрядными организациями. Рабочие чертежи, разработанные в соответствии с техническим проектом, согласованию не подлежат. Проект организации строительства согласуется со строительной организацией, которая будет вести строительство обогатительной фабрики.

Техно-рабочие (технические) проекты по стройкам сметной стоимостью 3 млн. руб. и выше утверждаются министерствами и ведомствами СССР и советами министров союзных республик. Технические проекты наиболее крупных предприятий утверждаются Советом Министров СССР по представлению министерств и ведомств СССР и советом министров союзных республик.

При внесении в проект изменений, обеспечивающих повышение эффективности производства, он подлежит переутверждению.

Техно-рабочий (технический) проект со сводной сметой и объектными сметами после его утверждения является основанием для финансирования строительства обогатительной фабрики, заказа для нее основного оборудования и разработки рабочих чертежей.

Рабочие чертежи разрабатываются на основе утвержденного технического проекта и полученных от заказчика технических данных по заказанному оборудованию.

В состав рабочих чертежей входят: чертежи установки технологического, транспортного, энергетического и другого оборудования и связанных с этим оборудованием коммуникаций; чертежи сетей и устройств энергоснабжения, освещения, автоматизации, сигнализации, водоснабжения, отопления, вентиляции, канализации и других сетей; архитектурно-строительные чер-

тежи — планы по этажам, разрезы и фасады зданий, монтажные чертежи строительных конструкций; общие виды и детальные чертежи нетиповых элементов и конструкций — чертежи фундаментов оборудования и зданий в соответствии с уточненными инженерно-геологическими данными; чертежи нестандартного оборудования; чертежи сооружений и устройств, связанных с охраной природы, труда и техникой безопасности.

В составе рабочих чертежей обогатительных фабрик разрабатываются общие (сборные) чертежи, в которых увязываются строительные конструкции с оборудованием, устройствами по электроснабжению, санитарной технике и со всеми видами коммуникаций.

При разработке рабочих чертежей составляются уточненные ведомости объемов строительных и монтажных работ и ведомости на материалы, конструкции, металлопрокат, арматуру, приборы и др.

Количество рабочих чертежей должно быть минимально необходимым для осуществления строительных и монтажных работ.

Типовое проектирование имеет целью обеспечить строительство многократно повторяющихся однотипных цехов и сооружений готовыми проектами и рабочими чертежами.

При составлении типовых проектов должны предусматриваться применение высокопроизводительного оборудования и наиболее совершенной технологии обогащения полезных ископаемых.

В первую очередь типизируются обогатительные фабрики, предназначенные для переработки однотипного сырья цехи дробления и тонкого измельчения, отдельные компоновочные и конструктивные узлы.

## § 2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

Для разработки проекта обогатительной фабрики необходимо иметь: задание на проектирование, топографические и инженерно-геологические данные по промышленной площадке, экономические данные о районе строительства, основные данные по горной части проекта, нормативные материалы, данные о результатах исследовательских работ по установлению вещественного состава и по испытаниям обогатимости полезного ископаемого.

Задание на проектирование обогатительной фабрики составляется министерством или дирекцией предприятия при участии проектной организации в соответствии с утвержденными ТЭО и перспективным планом развития данной отрасли промышленности. Задание утверждается той же инстанцией, которая будет утверждать проект фабрики.

В задании на проектирование фабрики указываются: основные данные для проектирования (постановление Совета Министров СССР,



приказ по министерству и т. д.); район или пункт строительства фабрики; производительность фабрики по готовой продукции или по руде; источники снабжения сырьем и утвержденные запасы полезного ископаемого в месторождениях, на базе которых строится фабрика; источники снабжения фабрики водой и электроэнергией; намечаемое производственное и хозяйственное кооперирование с другими предприятиями; кондиции на готовую продукцию фабрики и ее потребители; сроки и очередность строительства; ориентировочные размеры капитальных вложений и предельно допустимые удельные затраты на единицу годовой производительности фабрики; ориентировочные показатели стоимости обработки 1 т сырья и себестоимости готовой продукции.

Данные о промышленной площадке: топографический план местности в горизонталях с указанием существующих зданий и сооружений, подъездных путей и растительного покрова; состав и физические свойства грунтов, допустимые на них нагрузки, уровень и состав грунтовых вод, глубина промерзания грунта; направление господствующих ветров, количество осадков, колебания температуры; характеристика местных строительных материалов; источники водоснабжения, их дебит, химический и бактериологический состав воды и механические примеси в ней; источники электроснабжения и их характеристика.

Экономические данные о районе строительства: характер и перспективы промышленного развития района, топливные ресурсы и стоимость местного топлива; условия транспорта; условия получения и отпускные цены на электроэнергию и воду; наличие и стоимость основных материалов, необходимых для эксплуатации проектируемой фабрики; возможность обеспечения фабрики рабочей силой и размещения рабочих в существующих жилых поселках.

Данные геолого-технологического изучения месторождения должны содержать характеристику руды в месторождении как объекта обогащения, т. е. типы руд и их вещественный состав с пространственной привязкой в рудном теле. Колебания качества руд по содержанию ценных компонентов, по крупности, по вкрапленности, по твердости, по степени окисления в месторождении и при поступлении на фабрику.

Данные горной части проекта: календарный план развития рудника с указанием сортов полезного ископаемого и производительности по сортам в отдельные периоды эксплуатации рудника; содержание полезных компонентов и вредных примесей в отдельных сортах полезного ископаемого, возможные колебания качества его за период эксплуатации месторождения; характеристика крупности полезного ископаемого и другие физические его свойства, в частности, влажность, содержание глины, плотность и насыпная плотность; график поступ-

ления полезного ископаемого на обогатительную фабрику в течение года, недели, суток и вид транспорта от рудника до фабрики. Мероприятия по усреднению руды, предусмотренные на руднике с указанием показателей усреднения.

Нормативные материалы: нормы технологического проектирования; типовые проекты обогатительных фабрик, отдельных цехов, технологических узлов и зданий вспомогательного назначения; ГОСТ на оборудование, сырье и готовую продукцию; противопожарные и санитарные нормы строительного проектирования; санитарные правила спуска промышленных сточных вод в общественные водоемы, выброса дыма сушильных печей и запыленного воздуха в атмосферу; нормы естественного и искусственного освещения; нормы и требования Гражданской обороны; нормы безопасности; правила устройства и эксплуатации электроустановок, силовых проводок и подъемных механизмов; правила хранения и применения ядовитых веществ; прејскуранты на оборудование, ценники на монтаж оборудования; справочники укрупненных сметных норм на строительные работы; прејскуранты на руду, концентраты, топливо и материалы; тарифы на перевозку, нормы накладных расходов на строительные и монтажные работы; нормы амортизационных отчислений; тарифные сетки и ставки; нормы начислений на заработную плату; длительность отпусков для отдельных категорий трудящихся; нормы отчислений на охрану труда и др.

Данные о результатах исследовательских работ по испытаниям обогатимости полезного ископаемого. Для выбора качественной схемы обогащения необходимо иметь: минералогический и химический анализы полезного ископаемого; характеристику вкрапленности минералов; материалы, характеризующие степень разрушенности ископаемого естественными процессами, содержание в ископаемом глины, первичных шламов; содержание внешней влаги; характеристику крупности и максимальную крупность ископаемого; результаты испытаний обогатимости по наиболее перспективным схемам, отличающимся числом стадий и крупностью материала, поступающего в отдельные стадии. Изменения показателей и режимов обогащения при работе фабрики на неусредненных рудах и возможный экономический эффект от усреднения.

Для расчета количественной и шламовой схем необходимо иметь: характеристики крупности дробленых продуктов; данные о содержании полезных компонентов в продуктах отдельных операций; частные и общие извлечения полезных компонентов в отдельных операциях; оптимальные отношения жидкого к твердому в питании и в продуктах отдельных операций; удельные расходы свежей воды, добавляемой в отдельные операции.

Для определения производительности оборудования необходимо иметь результаты испытаний или практические данные, которые позволили бы установить норму удельной нагрузки.

Для выбора флотационных машин, контактных чанов и обезвреживающих бункеров необходимо знать время обработки продуктов в каждой операции. Эти данные должны содержаться в исследовательских отчетах.

Степень надежности результатов исследовательских работ зависит от масштаба испытаний. Для разработки техно-рабочего (технического) проекта небольшой обогатительной фабрики при простой и хорошо освоенной технологии обогащения достаточен лабораторный масштаб исследований ископаемых при условии, что они по своему содержанию и объему удовлетворяют изложенным выше требованиям. При проектировании крупных фабрик, а также фабрик со сложной или новой технологией, либо фабрик, предназначенных для переработки полезного ископаемого нового типа, необходима проверка результатов лабораторных исследований ископаемого в полупромышленных или промышленных масштабах в условиях непрерывного процесса обогащения.

### § 3. ОРГАНИЗАЦИЯ И ПОРЯДОК ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Разработка проекта обогатительной фабрики представляет собой весьма сложную задачу к решению которой привлекается много организаций. На основе плана развития отрасли (например, медная промышленность, промышленность редких металлов и др.) министерство принимает решение об освоении нового месторождения и строительстве предприятия — горно-обогатительного комбината (ГОК) или горно-металлургического комбината (ГМК). Одновременно назначается и генеральная проектирующая организация. Заказчиком на первом этапе может быть главное управление отрасли.

Технологическому проектному институту, который будет проектировать фабрику, поручается выполнить изыскательские и научно-исследовательские работы по обогащению. Одновременно министерством создается комиссия по выбору площадки строительства.

Акт комиссии о выборе площадки, результаты научно-исследовательских работ по обогащению, данные изысканий и материалы по горной части и по подаче концентратов потребителям передаются технологической проектной организации для выполнения ТЭО по фабрике. На основе ТЭО составляется задание на проектирование фабрики, которое после утверждения служит основанием для разработки техно-рабочего (технического) проекта фабрики.

### § 4. КЛАССИФИКАЦИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

Обогатительными фабриками называются промышленные предприятия, предназначенные для обработки полезных ископаемых методами обогащения с целью выделения из них одного или нескольких товарных продуктов с повышенным

содержанием полезных минералов или с пониженным содержанием вредных примесей.

Обогатительные фабрики можно классифицировать в зависимости от применяемых на фабрике обогатительных процессов или в зависимости от рода перерабатываемого полезного ископаемого.

При изучении методов проектирования обогатительных фабрик удобнее пользоваться классификацией по признаку применяемых обогатительных процессов. По этому признаку различают фабрики: флотационные, гравитационные, промывочные, магнитные, дробильно-сортировочные и с комбинированными процессами обогащения. Такая классификация в известной мере совпадает с классификацией по признаку перерабатываемого полезного ископаемого.

Флотационные фабрики предназначены главным образом для обогащения руд цветных и редких металлов, а также и неметаллических полезных ископаемых.

На гравитационных фабриках наиболее часто обогащаются угли, марганцевые руды и руды редких металлов.

На промывочных фабриках обогащаются руды черных металлов — железа и марганца, а также фосфоритовые руды и россыпные руды благородных металлов.

На магнитообогатительных фабриках обогащаются главным образом магнетитовые железные руды.

Дробильно-сортировочные фабрики предназначены для дробления и грохочения богатых железных руд и известняков, для приготовления строительного щебня, для сортировки горючих сланцев и углей.

Фабрики с комбинированными процессами обогащения предназначены для переработки полиминеральных руд полезных ископаемых, например оловянных и вольфрамовых руд, обогащение которых производится с применением процессов гравитации, флотации и магнитной сепарации, или железных руд, состоящих из смеси сильномагнитных и слабомагнитных минералов. В последнем случае на фабриках обычно сочетаются магнитные и гравитационные или же магнитные и флотационные процессы обогащения. Железные руды с частично разрушенной пустой породой обогащаются на промывочно-гравитационных фабриках.

Комбинированные обогатительные фабрики строятся также для переработки полезных ископаемых, у которых крупная вкрапленность флотуемого минерала и соотношение плотностей минералов позволяют применять для более крупных классов гравитационный метод обогащения, а мелкий класс направлять во флотацию. Например, гравитационные углеобогатительные фабрики часто имеют флотационные отделения для обогащения угольных шламов. На рудных флотационных фабриках иногда



руды предварительно обогащают в суспензиях и выделяют при этом в хвосты крупную пустую породу. К комбинированным относят также обогатительные фабрики, на которых наряду с обогатительными процессами применяются гидрометаллургические (выщелачивание, осаждение) и др.

По количеству перерабатываемого полезного ископаемого можно условно выделить обогатительные фабрики:

малой производительности . . . . .	1 500 т/сут
средней производительности . . . . .	1 500—9 000 т/сут
большой производительности . . . . .	9 000—27 000 т/сут
весьма большой производительности (свыше 9) . . . . .	Свыше 27 000 т/сут

(Предложение Механобра для фабрик, перерабатывающих медно-молибденовые и медно-никелевые руды, для прочих ископаемых имеются другие градации).

Угледобогатительные фабрики подразделяются на:

индивидуальные — предназначенные для обогащения углей шахты (разреза), при которой расположена фабрика;

групповые — для обогащения угля шахты (разреза), при которой фабрика расположена и угля поступающего с близлежащих шахт (разрезов);

центральные — располагаемые вне территории шахты (разреза) и перерабатывающие уголь ряда шахт (разрезов) [46].

## § 5. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ, ТЕРМИНОЛОГИЯ И УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

Технологические операции — операции механической обработки полезного ископаемого\*, производимые для изменения его качества или разделения на продукты различного качества.

Схема обогащения, содержащая данные о качестве обрабатываемого полезного ископаемого и получаемых продуктов его обработки, а также данные о режиме обработки в отдельных операциях, называется качественной, а схема, содержащая данные о количестве обрабатываемого полезного ископаемого и продуктов обработки, — количественной; схема обогащения, содержащая данные о количестве воды, добавляемой в отдельные операции и продукты, и о количестве воды в отдельных продуктах и операциях, называется шламовой. Все три эти схемы обычно совмещают в одну технологическую схему обогащения.

Схема обогащения, отражающая только главные особенности качественной схемы, называется принципиальной.

\* «Механическая обработка» в том смысле, что при ней не изменяется состав составляющих руды минералов.

Схема цепи аппаратов — графическое изображение пути следования полезного ископаемого и продуктов его обработки на обогатительной фабрике через аппараты с указанием типа, размера и числа аппаратов.

Стадия обогащения — совокупность операций обогащения, производимых с исходной рудой или дробленным до определенной крупности продуктом. Например, если руда измельчается до 2 мм и после этого подвергается отсадке и концентрации без дополнительного измельчения каких-либо промежуточных продуктов, то такая схема будет включать лишь одну стадию обогащения независимо от числа отдельных операций обогащения руды в отсадочных машинах и на концентрационных столах. Но если промежуточные продукты, получаемые при обогащении руды, будут дополнительно измельчаться до меньшей крупности, например до 0,5 мм, и после этого повторно обогащаться, то такая схема будет включать уже две стадии обогащения.

Цикл обогащения — обособленная группа операций обогащения полезного ископаемого, обладающих общими признаками, относящимися к качеству ископаемого, к цели обогащения или к самому процессу обогащения и его режиму. Например, если схема обогащения вольфрамитовой руды включает концентрацию на столах и магнитную сепарацию концентрата столов, то такая схема будет содержать два цикла: концентрации и магнитной сепарации.

При флотации свинцово-цинковых руд различают циклы свинцовой, цинковой и коллективной флотации. Все операции свинцового цикла имеют общую цель (отделение свинцовых минералов от всех других) и характеризуются общностью реагентного режима. Операции циклов цинковой и коллективной флотации также имеют свои общие для каждого цикла признаки.

Условные обозначения технологических показателей и основные соотношения. В формулах приняты следующие обозначения и правила написания технологических показателей:

абсолютные показатели — в тоннах в единицу времени;

относительные показатели — в долях единицы или в процентах;

нижний индекс показывает номер продукта или операции в схеме, номера продуктов обозначены арабскими, а номера операций — римскими цифрами;

верхний индекс указывает характерную для данного класса крупность зерен (максимальную, минимальную, среднюю) или является обозначением какого-либо компонента, содержащегося в продукте;

$Q_n$  — масса сухого продукта с номером  $n$  (соответственно  $Q_1$  — масса сухого исходного питания обогатительной фабрики);



$\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_1}$  — выход продукта по отношению к исходному питанию фабрики;

$\gamma'_n = \frac{Q_n}{\text{масса продукта, поступающего в операцию}}$  — выход продукта по отношению к питанию операции (частный выход);

$\beta_n$  — содержание в продукте расчетного компонента (металла, минерала, расчетного класса крупности и т. п.);

$\Delta\beta_n^d$  — содержание в продукте узкой по крупности фракции со средней крупностью  $d$ ;

$\beta_n^{-d}$  — содержание в продукте класса крупностью от 0 до  $d$ ;

$\beta_n^{+d}$  — содержание в продукте класса крупнее  $d$ ;

$\beta_n^{-a+d}$  — содержание в продукте класса крупностью  $-a + d$ ;

$P_n = Q_n \beta_n = Q_n \gamma_n \beta_n$  — масса расчетного компонента в продукте (соответственно  $P_1 = Q_1 \beta_1$  — масса расчетного компонента в исходном питании фабрики);

$\varepsilon_n = \frac{P_n}{P_1} = \frac{Q_n \beta_n}{Q_1 \beta_1} = \frac{\gamma_n \beta_n}{\beta_1}$  — извлечение компонента в продукте  $n$  по отношению к исходному питанию фабрики (общее извлечение);

$E_n$  — извлечение компонента в продукте  $n$  по отношению к питанию операции (частное извлечение) или если этот показатель относится к операциям грохочения, общая эффективность грохочения в операции  $n$  по классу зерен размерами, меньшими отверстий сита грохота;

$a$  — размер отверстий сита грохота, мм;

$d$  — крупность зерна, мм;

$i$  — ширина выпускной щели дробилки, мм;

$s$  — степень дробления (измельчения);

$\Delta P_m^{-d}$  — приращение класса  $d$  в операции дробления с номером  $m$ .

## § 6. ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ КОНЦЕНТРАТОВ

Требования к качеству концентратов определяются Государственными общесоюзными стандартами (ГОСТ) или техническими условиями (ТУ) министерств и комбинатов. Ниже приведены данные о содержаниях основных полезных компонентов и вредных примесей в концентратах руд цветных и черных металлов и углей\*.

Свинцовые концентраты перерабатываются шахтной и реже горновой плавкой. Для горновой плавки требуются концентраты с содержанием свинца не ниже 70 %, содержание вредных примесей  $\text{SiO}_2 < 2 \%$ ,  $\text{Cu} < 1,5 \%$ ,  $\text{Zn} < 2,5 \%$ ,  $\text{Fe} < 8 \%$ . Для шахтной плавки наиболее вредными

\* Первые цифры относятся к концентратам высших, а вторые — к концентратам низших сортов.

примесями в концентратах являются цинк и медь. Пределы содержания в концентратах свинца и вредных примесей: 70—30 % Pb, 2,5—12 % Zn; 1,5—4 % Cu.

Цинковые концентраты перерабатываются на дистилляционных и электролизных заводах. Наиболее вредной примесью в концентратах является железо (нежелательны также свинец, медь и мышьяк), содержащееся главным образом в минералах — пирите и пирротине и в виде изоморфной примеси в самом сфалерите.

Пределы содержания в концентратах цинка и железа: 53—40 % Zn, 7—16 % Fe.

Медные концентраты поступают после обжига в отражательные печи для выплавки штейна. Содержание меди в концентратах колеблется в широких пределах в зависимости от химического состава полезного минерала и от характера прораствания сульфидов меди с другими минералами. Поэтому для каждой обоганительной фабрики установлены свои кондиции на содержание меди в концентрате: 45—10 % Cu. Вредными примесями в концентратах являются цинк и свинец, а при больших содержаниях — глинозем.

Для медных концентратов свинцово-цинковой промышленности установлены следующие пределы содержания меди, свинца и цинка: 20—11 % Cu, 7—19 % Pb, 6—19 % Zn.

Молибденовые концентраты потребляются в основном металлургической промышленностью. Наиболее вредными примесями в концентратах являются фосфор, мышьяк и олово (нежелательны кремнезем и медь). Пределы содержания в концентратах молибдена и вредных примесей: 50—47 % Mo; 5—7 %  $\text{SiO}_2$ ; 0,07—0,15 % P; 0,5—2,0 % Cu; 0,07 % As; 0,07 % Sn.

Вольфрамовые концентраты используются главным образом для выплавки ферровольфрама. Вредными примесями в концентратах являются фосфор, мышьяк, олово, сера, медь и кремнезем. Для вольфрамитовых и гюбнеритовых концентратов установлены следующие кондиции: 65—60  $\text{WO}_3$ ; 11—18 Mn; 5 %  $\text{SiO}_2$ ; 0,03—0,06 % P; 0,05—0,1 % As; 0,2—0,5 % Sn; 1,5 % S; 0,1—0,5 % Cu. Для шеелитовых концентратов: 55—50 %  $\text{WO}_3$ ; 4 % Mn; 10 %  $\text{SiO}_2$ ; 0,2 % Sn; 0,3—0,8 % Cu; 0,08—0,11 % P; 0,05—0,1 % As; 1,5 % S.

Оловянные концентраты. Вредными примесями в оловянных концентратах являются кремнезем, глинозем, железо, сера и медь. Пределы содержания в концентратах олова и вредных примесей: 60—40 % Sn; 11—19 % SiO; 6—11 % Fe; 3—7 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 3—6 % S; 0,2—0,5 % Cu.

Железные руды и концентраты используются в доменном и в сталеплавильном производствах, а также в специальных процессах, таких, как прямое восстановление железа, порошковая металлургия, производство губчатого железа.

Руды и концентраты, поступающие в доменную плавку, должны удовлетворять требованиям как по своим физическим свойствам, так и по химическому составу. Из физических свойств имеют значение: пористость, прочность при высоких температурах и крупность (кусковатость). Мелкие классы из поступающей в плавку руды удаляются, так как они сильно понижают газопроницаемость шихты и частично выносятся из печи газами.

Верхний предел крупности для магнетитовых доменных руд 40—50 мм, гематитовых руд 50—80 мм, бурых железняков 80—120 мм. Нижний предел крупности по условиям доменной плавки 3—5 мм. На обогатительных фабриках грохочение железной руды обычно ведется по крупности 10 мм, класс 10—0 мм, мелкие концентраты подвергаются агломерации.

В настоящее время почти все доменные руды подвергаются обогащению и последующему окускованию, поэтому требования со стороны доменного процесса к рудам по кусковатости, пористости и восстановимости потеряли значение.

Прочные окатыши получают только из материала содержащего 70—80 % класса мельче 50 мкм. Поэтому концентраты тонковкрапленных железных руд мельче 0,1 мм поступают на фабрики окомкования.

Предел влажности для магнетитовых руд 2—3 %, гематитовых руд 4—6 %, бурых железняков 10—16 %, агломерационной мелочи магнетитовых руд 4—5 %. В зимнее время для перевозимых по железной дороге мелких концентратов допустимая влажность определяется опытным путем из условий их несмерзаемости в вагонах.

Кондиции по содержанию железа в руде и концентратах зависят от типа полезного рудного минерала, состава пустой породы, степени восстановимости руды.

Содержание железа в концентратах при обогащении магнетитовых, гематитовых, мартитовых и полумартитовых руд обычно составляет 60—68 %, а при обогащении бурых железняков 45—55 %. Содержание железа в концентратах, соответствующее наименьшей себестоимости чугуна и меньшим капитальным затратам на строительство обогатительной фабрики и металлургического завода, определяется технико-экономическими расчетами. Для магнетитовых, магнетитово-мартитовых и мартитовых (гематитовых) руд, содержащих кислую пустую породу, наиболее выгодное содержание железа в концентрате составляет 65—68 %. Для тех же руд, содержащих основные породы, выгодно получать концентраты такого же состава, но при условии, что модуль основности (отношение  $\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}$ ) при обогащении не понижается. При понижении модуля основности оптимальное содержание железа в концентрате снижается.

Высокое содержание  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в руде предопределяет образование в доменном процессе вязких шлаков, требующих перегрева

и соответственно перерасхода кокса. Жидко подвижные шлаки получаются при отношении  $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3$  в руде, равном 3—4. Высокое содержание окиси магния в пустой породе также повышает вязкость шлаков.

Вредными примесями в доменных железных рудах и концентратах являются сера, фосфор, мышьяк, нерастворимый остаток\*, цинк, медь, свинец, олово, титан. Допустимые содержания вредных примесей колеблются в зависимости от марки выплавляемого чугуна.

Содержание серы в концентратах (агломерате), предназначенных для выплавки обычного мартеновского чугуна, не должно превышать 0,3 %, а содержание фосфора 0,15—0,2 %. В концентратах (агломерате), используемых для древесноугольной выплавки специальных чугунов, содержание серы не должно превышать 0,03—0,035 %.

В практике работы доменных печей считается, что уменьшение содержания железа в шихте на 1 % вызывает увеличение удельного расхода кокса (на 1 т чугуна) на 2,5—3 % и примерно такое же снижение производительности доменной печи.

При агломерации и обжиге окатышей сера выгорает на 70—90 %, поэтому можно использовать руды с содержанием серы до 2—2,5 %.

Содержание фосфора в концентратах при мартеновском переделе чугуна в печах с основной футеровкой допускается до 0,2 % и в печах с кислой футеровкой — до 0,02 %. При бессемеровском переделе чугуна допустимое содержание фосфора в концентратах — 0,05—0,7 %, при томасовском переделе чугуна — 1,5—2,0 %, для древесноугольной выплавки — до 0,01 %.

Приближенные допустимые нормы других вредных примесей в концентратах (агломерате), предназначенных для выплавки мартеновского чугуна следующие: 0,07—0,1 % As; 0,1 % Zn; 0,015 % Pb; 0,08 % Sn; 16 %  $\text{TiO}_2$ ; 0,2 % Cu. В рудах для выплавки специальных качественных сталей: Cu < 0,05 %, а при выплавке антикоррозийных сплавов Cu > 0,5 %.

Полезными примесями в концентратах, улучшающими свойства выплавляемых сталей, являются никель, марганец и ванадий. Однако в некоторых рудах специального назначения эти же примеси могут быть вредными. Например, в маломарганцовистых рудах, используемых для выплавки ковких и валковых чугунов, содержание марганца не должно превышать 0,006 % на каждый процент железа в руде.

\* Нерастворимый остаток — смесь кремнезема и глинозема. Для перевода этих примесей в шлак на каждую тонну нерастворимого остатка необходимо добавить 1,8 т чистого карбоната кальция или около 2 т известняка. Большое содержание в руде нерастворимого остатка приводит к разубоживанию шихты, уменьшает производительность доменной печи и увеличивает расход кокса на плавку.



Основания (окиси кальция и магния) при плавке руд, содержащих значительное количество кремнезема, являются полезными примесями, снижающими расход флюсов.

Для производства губчатого железа используются магнетитовые концентраты с содержанием до 72% Fe; 0,2—0,6% SiO<sub>2</sub> и < 0,01% P.

Марганцевые руды и концентраты используются в металлургической и химической промышленности. Для химической промышленности требуются пиролюзитовые концентраты, содержащие более 80% MnO<sub>2</sub>. Вредные примеси в металлургических марганцевых рудах те же, что и в железных рудах. В концентратах содержится 50—25% Mn.

Угли и угольные концентраты. Содержание примесей в углях и угольных концентратах, поступающих на коксование, определяется кондициями, установленными на металлургический кокс. Для большинства донецких коксовых заводов зольность кокса допускается до 9—10% и содержание серы до 1,65—1,80%. На заводах Сибири средние расчетные нормы по зольности и содержанию серы соответственно 11,2 и 0,5%. Зольность угольных концентратов, поступающих на коксование, должна быть примерно на 30% меньше допустимой зольности кокса, выход которого при коксовании угля составляет около 70%. На углеобогащительных фабриках Донбасса, обогащающих коксующиеся угли, обычно кондиции на концентраты по зольности находятся в пределах 6—8% и по содержанию серы 2—2,5% при зольности исходных углей 12—25% и содержании серы 2,5—3,5%. Внешняя влажность перевозимых по железной дороге концентратов зимой не более 5%, летом — до 8%.

ВЫБОР КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ

§ 1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ПО КРИВЫМ ОБОГАТИМОСТИ

Кривые обогатимости (рис. 1) изображают графические зависимости между основными технологическими показателями гравитационного обогащения полезных ископаемых. По оси ординат с левой стороны диаграммы отложены сверху вниз выходы «легкой» фракции, состоящей из зерен плотностью, меньшей граничной, или раздельной  $\delta_p$ .

По оси ординат с правой стороны диаграммы отложены снизу вверх выходы «тяжелой» фракции, состоящей из зерен плотностью, большей раздельной плотности.

По оси абсцисс с нижней стороны диаграммы отложены слева направо значения:  $\lambda$  — содержание компонента в элементарных фракциях, т. е. во фракциях с бесконечно малым выходом, разграничивающих легкую (или тяжелую) фракцию и прочую массу материала;  $\beta_l$  — содержание компонента в легкой фракции;  $\beta_t$  — содержание компонента в тяжелой фракции. По оси абсцисс с верхней стороны диаграммы справа налево отложены значения  $\delta_p$  — раздельных плотностей.

При обогащении полезного ископаемого, в котором полезный минерал имеет более низкую плотность, чем плотность пустой породы (каменные угли, сланцы), концентратом является легкая фракция. В других случаях (руды черных, цветных, редких и благородных металлов) концентратом является тяжелая фракция.

Кривые обогатимости изображают следующие зависимости:  $\lambda$  — зависимость между выходом легкой или тяжелой фракций и содержанием компонентов в элементарной фракции;

$\beta_l$  — зависимость между выходом легкой фракции и содержанием в ней компонента. При разделении исходного материала только на две фракции выходы легкой и тяжелой фракций свя-

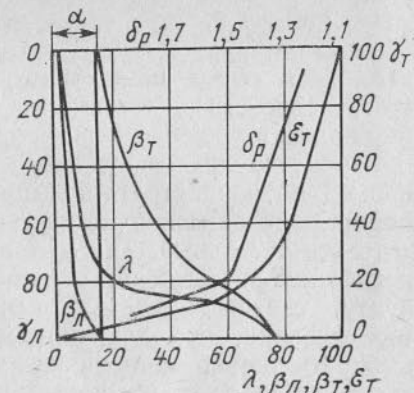


Рис. 1. Кривые обогатимости



заны уравнением  $\gamma_{\text{л}} + \gamma_{\text{т}} = 1$ . Для данного случая кривая  $\beta_{\text{л}}$  показывает одновременно зависимость между содержанием компонента в легкой фракции и выходом тяжелой фракции;

$\beta_{\text{т}}$  — зависимость между выходом тяжелой фракции и содержанием в ней компонента. При разделении исходного материала на две фракции эта кривая показывает также зависимость между  $\beta_{\text{т}}$  и  $\gamma_{\text{л}}$ ;

$\epsilon_{\text{т}}$  — зависимость между выходом тяжелой фракции и извлечением в нее компонента. При разделении исходного материала на две фракции эта кривая показывает также зависимость между  $\epsilon_{\text{т}}$  и  $\gamma_{\text{л}}$ ;

$\sigma_{\text{р}}$  — зависимость между значением разделительной плотности и выходами легкой или тяжелой фракций.

Кривые обогатимости при разделении исходного материала на два продукта дают возможность по одному заданному показателю определить все другие технологические показатели обогащения. Например, если задано содержание компонента в концентрате, то по кривой  $\beta_{\text{л}}$  (при обогащении углей) или по кривой  $\beta_{\text{т}}$  (при обогащении руд) находят выход концентрата  $\gamma_{\text{л}}$  (или  $\gamma_{\text{т}}$ ), после чего, зная выход концентрата, по разности находят выход хвостов, а затем по соответствующим кривым определяют все остальные показатели обогащения и значение разделительной плотности.

При разделении исходного материала на три продукта, например на концентрат, промпродукт и хвосты, кривые обогатимости дают возможность по заданным двум показателям найти все остальные. Так как кривыми обогатимости все технологические показатели, относящиеся к одному и тому же продукту, связаны определенными графическими зависимостями, то, очевидно, что для каждого продукта можно произвольно выбирать только один какой-либо показатель. Поэтому при разделении исходного материала на три продукта заданные два показателя должны обязательно относиться к разным продуктам. При этом условии могут быть следующие варианты: первый показатель относится к концентрату, второй — к хвостам; первый — к концентрату, второй — к промпродукту; первый — к промпродукту, второй — к хвостам. Практическое значение при проектировании имеют только два первых варианта.

Порядок определения технологических показателей по кривым обогатимости при разделении исходного материала на три продукта сводится к следующему.

Если первый показатель относится к концентрату, а второй — к хвостам, то первоначально непосредственно по кривым определяют все показатели для концентрата и хвостов. Далее по балансу выходов ( $1 = \gamma_{\text{л}} + \gamma_{\text{п}} + \gamma_{\text{т}}$ ) определяют выход промпродукта  $\gamma_{\text{п}}$ , а затем по балансу распределения компонента  $1\alpha = \gamma_{\text{л}}\beta_{\text{л}} + \gamma_{\text{п}}\beta_{\text{п}} + \gamma_{\text{т}}\beta_{\text{т}}$  определяют его содержание в промпродукте (здесь  $\alpha$  и  $\beta_{\text{п}}$  — содержание компонента в исходном материале и промпродукте).

Определение технологических показателей обогащения несколько сложнее, когда один из заданных показателей содержания компонента относится к концентрату, а другой — к промпродукту. В этом случае необходимо первоначально обычным способом по кривым обогатимости определить выход концентрата, а затем для найденного выхода концентрата построить дополнительную кривую  $\beta_{\text{п}}$  на соответствующем участке кривой  $\lambda$ . По этой кривой определяется  $\gamma_{\text{п}}$  при заданном  $\beta_{\text{п}}$  (или наоборот). Показатели, относящиеся к хвостам, находят по разности из уравнений балансов выходов и масс (распределения) компонентов [41, 65].

Кривые обогатимости гравитационного обогащения могут быть построены на основании экспериментов, проведенных на обогатительных аппаратах в условиях, близких к промышленным, или же на основании опыта расслоения исходного материала в тяжелых жидкостях [77] \*. В первом случае кривые обогатимости могут быть использованы для определения практических результатов обогащения. Во втором случае кривые, построенные на основании опытов расслоения в тяжелых жидкостях, характеризуют теоретические результаты обогащения.

Переход от теоретических результатов обогащения к практическим может быть сделан на основе присущей гравитационным процессам закономерности в извлечении (распределении) фракций различной плотности в продуктах обогащения.

Если по оси абсцисс отложить показатели плотности фракций  $\delta$ , а по оси ординат — извлечение  $\epsilon$  фракций различной плотности в концентрат при гравитационном обогащении, например отсадке, то получим кривую  $\epsilon = f(\delta)$  (рис. 2) и з в л е ч е н и я (распределения) фракций различной плотности в концентратах и хвостах. Эти кривые принято называть кривыми разделения.

Плотность наиболее легкой фракции концентрата обозначим через  $\delta'$ , а плотность наиболее тяжелой фракции хвостов — через  $\delta''$ . Плотность фракции, извлекаемой на 50 % в концентрате и на 50 % в хвосты, назовем разделительной плотностью  $\delta_{\text{р}}$ .

Все фракции плотностью, меньшей разделительной, извлекаются преимущественно в концентрат, а фракции плотностью,

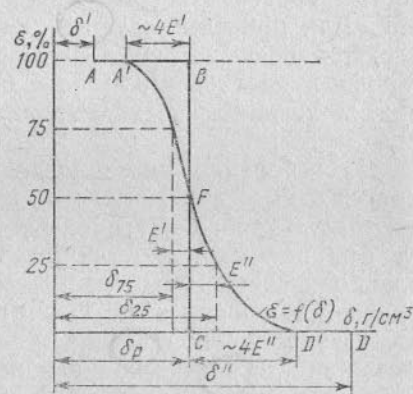


Рис. 2. Кривая извлечения

\* См. ГОСТ 4790—80. Угли бурые, каменные, антрацит и сланцы горючие. Метод фракционного анализа.

большей разделительной, — в хвосты. Для идеального процесса обогащения кривая извлечения будет иметь вид ломаной линии ABCD. На участках A—A' и D'—D практическая кривая совпадает с идеальной. Величина отклонений практической кривой от идеальной характеризует степень несовершенства (точность разделения) гравитационного процесса. При разделении угля по плотности в аппаратах с тяжелой суспензией кривые разделения удовлетворительно описываются интегральным уравнением нормального распределения вероятностей. При гравитационном обогащении угля в машинах с водной средой кривая разделения, построенная в обычных координатах, получается несимметричной. Для приведения такой кривой к виду кривой нормального распределения на оси абсцисс откладывают не плотности, а логарифмы плотностей, т. е. извлечение узких фракций подчиняется логарифмически нормальному закону распределения вероятностей.

На основании многочисленных опытов и анализа практики приближенно считают, что извлечение фракций определенной плотности при гравитационных процессах обогащения не зависит от фракционного состава исходного материала и определяется только значением плотности разделения и технологической характеристикой аппарата. Также приближенно полагают, что кривая извлечений узких фракций в зависимости от их плотности описывается статистической закономерностью, а, именно, нормальным законом распределения вероятностей Гаусса

$$F(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{+x} e^{-\frac{x^2}{2}} dx,$$

где  $x$  — случайная величина (ошибка), выраженная в единицах среднего квадратичного отклонения.

Поскольку для  $F(x)$  существуют таблицы, то можно использовать эту функцию для определения извлечений узких фракций (по плотности) в концентрат или хвосты.

Для определения  $x$  надо знать среднее вероятное отклонение, характерное для кривой разделения.

Среднее вероятное отклонение  $E_p$  (в г/см<sup>3</sup>) определяется как

$$E_p = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2},$$

где  $\delta_{75}$  и  $\delta_{25}$  (по рис. 2  $E'$  и  $E''$ ) — плотности узких фракций, которые извлекаются в концентрат или отходы соответственно на 75 % и 25 %.

При обогащении угля одинаковой крупности среднее вероятное отклонение повышается с увеличением плотности разделения. Увеличение отклонения невелико для машин с тяжелой средой и значительно для машин с водной средой. Поэтому эффектив-

ность разделения отсадки оценивается не по  $E_p$ , как для аппаратов с тяжелой средой, а по, так называемой, погрешности разделения, безразмерному коэффициенту  $I$ :

$$I = \frac{E_p}{\delta_p - 1},$$

где  $\delta_p$  — плотность разделения.

Для проектных расчетов рекомендуются следующие величины среднего вероятного отклонения и погрешности разделения по табл. 1.

Таблица 1

Среднее вероятное отклонение  $E_p$  и погрешность разделения  $I$  в аппаратах гравитационных процессов [3, 58]

Аппарат или машина для обогащения, продукт	$E_p$ , г/см <sup>3</sup>	№ формулы	$I$
Колесный сепаратор, уголь крупнее 25 мм	$0,01\delta_p + 0,02$	<i>a</i>	—
Колесный сепаратор, уголь крупнее 13 мм	$0,015\delta_p + 0,02$	<i>b</i>	—
Двухпродуктовый тяжелосредный гидроциклон	$0,03\delta_p - 0,015$	<i>e</i>	—
Трехпродуктовый тяжелосредный гидроциклон, мм:			
первая ступень	$0,04\delta_p - 0,010$	<i>z</i>	—
вторая ступень	$0,045\delta_p - 0,015$	<i>d</i>	—
Отсадочная машина типа ОМ:			
уголь крупнее 13 (10) мм	—	—	0,12—0,16
уголь мельче 13 (10) мм	—	—	0,14—0,20
Отсадочная машина типа ОМА, крупный уголь 6—250 мм	—	—	0,12
Концентрационный стол, уголь 1—6 мм	—	—	0,16
Пневматический сепаратор, уголь 0,5—75 мм	—	—	0,18—0,25

Отклонение  $x$  средней плотности фракции угля  $\delta_{cp}$  от плотности разделения  $\delta_p$  выраженное в мерах среднего квадратического отклонения находится по следующим формулам [3, 4].

Для обогатительных машин с тяжелой средой

$$x = \pm \frac{\delta_p - \delta_{cp}}{E_p} 0,675. \quad (1)$$

Для обогатительных машин с водной средой

$$x = \pm \lg \frac{\delta_p - 1}{\delta_{cp} - 1} \left[ \frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})} \right]. \quad (2)$$



Для обогатительных машин с воздушной средой

$$x = \pm \lg \frac{\delta_p}{\delta_{cp}} \left[ \frac{0,675}{\lg(1 + \sqrt{T^2 + 1})} \right] \quad (3)$$

В формулах (1), (2) и (3) знак плюс берут при определении извлечения фракций в концентрат и знак минус — в отходы.

По величине отклонения  $x$  по таблице функции  $F(x)$ , проводимой во многих книгах [3, 4], определяется извлечение фракции (в %) со средней плотностью  $\delta_{cp}$

$$\epsilon = 100F(x).$$

Пример расчета практических результатов операции разделения машинного класса угля в тяжелосреднем сепараторе на два продукта с использованием кривых разделения (Сборник задач [4], задача 434).

На обогащение в тяжелых суспензиях поступает класс крупности 13—100 мм, его фракционный состав, уже скорректированный по шламам (т. е. шламы выделены из расчета, поскольку они не разделяются по плотности в сепараторе, а полностью переходят в легкую фракцию — концентрат) и приведенный к 100 % по выходу, занесен в табл. 2, колонки 1, 2, и 3.

Плотность разделения для концентрата определена ранее по кривым обогатимости  $\delta_p = 1,75$ .

Определим среднее вероятное отклонение для сепаратора по формуле б табл. 1.

$$E_p = 0,015 \delta_p + 0,02 = 0,015 \cdot 1,75 + 0,02 = 0,046 \text{ г/см}^3.$$

Отклонение средней плотности фракций от плотности разделения определим по формуле (1)

$$x = \frac{\delta_p - \delta_{cp}}{E_p} 0,675 = \frac{1,75 - 1,25}{0,046} 0,675 = 7,36.$$

Здесь  $\delta_{cp}$  вычисляется как среднее арифметическое из крайних плотностей фракции.

Аналогично вычислим  $x$  для остальных фракций и результаты занесем в табл. 2.

По таблице функции  $F(x)$  по  $x$  [3, 4] находим для каждой фракции извлечение и заносим в табл. 2, колонку 7.

Определим выходы фракций в концентрат для легкой фракции

$$\gamma_k = \frac{\gamma \epsilon}{100} = \frac{44,4 \cdot 100}{100} = 44,4\%,$$

рассчитаем для всех фракций и занесем в табл. 2, колонка 8. Заполним колонку 9 произведением  $\gamma_k A^c$  и, суммируя колонки 8 и 9, получим выход концентрата от операции и зольность концентрата без шлама

$$A_k^c = \frac{\sum \gamma_k A^c}{\sum \gamma_k} = \frac{331,31}{55,73} = 5,9\%$$

Выход отходов рассчитаем по разности выходов фракций по колонкам 2 и 8. Определим произведение  $\gamma_0 A^c$  и также, как для концентрата, определим выход отходов от операции и их зольность.

Таблица 2

Результаты обогащения угля класса 13—100 мм в тяжелых суспензиях [4]

Плотность фракций, г/см <sup>3</sup>	Исходное питание				Концентрат $E_p = 0,046$ $\delta_p = 1,75$				Отходы	
	γ, %	A <sup>c</sup> , %	γA <sup>c</sup>	δ <sub>cp</sub> , г/см <sup>3</sup>	x	ε, %	γ <sub>k</sub> , %	γ <sub>k</sub> A <sup>c</sup>	γ <sub>0</sub> , %	γ <sub>0</sub> A <sup>c</sup>
1,2—1,3	44,4	3,6	159,84	1,25	7,36	100,0	44,40	159,84	—	—
1,3—1,4	7,3	7,4	54,02	1,35	5,87	100,0	7,30	54,02	—	—
1,4—1,5	1,4	21,1	29,54	1,45	4,49	100,0	1,40	29,54	—	—
1,5—1,6	1,4	28,0	39,20	1,55	2,90	99,81	1,40	39,20	—	—
1,6—1,8	1,6	39,6	63,36	1,70	0,74	77,04	1,23	48,71	0,37	14,65
1,8—2,6	43,9	84,2	3696,38	2,20	-9,78	—	—	—	43,90	3696,38
Итого	100,0	40,4	4042,34	—	—	—	55,73	331,31	44,27	3711,03

Кривые разделения, т. е. извлечения узких фракций характеризуются каким-либо свойством (признаком), используемым для разделения при обогащении, весьма полезны при оценке эффективности работы аппарата. Ими пользуются не только для анализа работы машин и расчетов процессов гравитационного обогащения, но и при грохочении и классификации (извлечение узких классов крупности или классов, характеризующихся разными скоростями падения в вязкой жидкости) и других процессах.

Однако кривые разделения для разных процессов имеют своеобразную форму и не обязательно подходят под нормальное распределение. О. Н. Тихонов [72] разработал общую теорию сепарационных процессов, в которой кривые разделения, названные им «сепарационные характеристики», могут применяться для любых процессов разделения.

## § 2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ МИНИМАЛЬНО ДОПУСТИМОГО СОДЕРЖАНИЯ ПОЛЕЗНОГО КОМПОНЕНТА В ИСХОДНОМ СЫРЬЕ

Сущность метода определения минимального промышленного содержания полезного компонента в исходном сырье заключается в нахождении такого содержания компонента, при котором себестоимость получаемой готовой продукции будет равна предельно допустимой себестоимости продукции для данного предприятия.

Для применения этого метода необходимо знать предельно допустимую себестоимость готовой продукции. Приравнивание предельной себестоимости к установленной для данного вида продукции государственной плановой цене не всегда может дать правильный ответ на интересующий вопрос. Критерием для установления предельно допустимой стоимости может служить себестоимость продукции, получаемой на действующих предприятиях при переработке сырья, добываемого из наиболее бедных участков месторождения полезного ископаемого, вовлечение которых в эксплуатацию признано необходимым для удовлетворения потребностей народного хозяйства.

Себестоимость готовой продукции

$$c = \frac{\beta_3(a+b)}{\alpha \epsilon_{\phi} \epsilon_3} + \frac{\beta_3(c_T + c_3)}{\beta_{\phi} \epsilon_3},$$

где  $c$  — себестоимость 1 т готовой продукции;  $a$  — стоимость добычи и транспорта на обогатительную фабрику 1 т исходного сырья;  $b$  — стоимость обогащения 1 т сырья;  $c_T$  — стоимость транспорта 1 т концентрата от обогатительной фабрики до завода, перерабатывающего концентрат;  $c_3$  — стоимость переработки 1 т концентрата;  $\alpha$ ,  $\beta_{\phi}$ ,  $\beta_3$  — содержание компонента в исходном сырье, фабричном концентрате и готовой заводской продукции;  $\epsilon_{\phi}$ ,  $\epsilon_3$  — извлечение полезного компонента на фабрике и заводе.

Если на обогатительной фабрике, независимо от содержания в исходном сырье полезного компонента, получается концентрат одинакового качества, то второй член уравнения будет представлять постоянную величину, не зависящую от  $a$ . В этом случае

$$c_{\text{пр}} = \frac{\beta_3(a' + b')}{\alpha_{\text{min}} \epsilon'_{\phi} \epsilon_3} + q;$$

$$\alpha_{\text{min}} = \frac{\beta_3(a' + b')}{(c_{\text{пр}} - q) \epsilon'_{\phi} \epsilon_3}, \quad (4)$$

где  $c_{\text{пр}}$  — предельная себестоимость 1 т готовой продукции;  $a'$  и  $b'$  — стоимость добычи и обогащения сырья с минимальным содержанием компонента;  $\alpha_{\text{min}}$  — соответствующее предельной себестоимости минимальное промышленное содержание компонента в исходном сырье;  $\epsilon'_{\phi}$  — степень извлечения при обогащении сырья с минимальным содержанием компонента;  $q$  — постоянная часть расходов по транспорту и заводской переработке концентрата.

Значение  $a'$  должно определяться как отношение дополнительных затрат на добычу и транспорт сырья, добываемого из бедных участков месторождения, к дополнительной производимости рудника, достигнутой за счет вовлечения в эксплуатацию этих участков. Аналогично следует определять значение  $b'$  как отношение дополнительных эксплуатационных расходов, связанных с необходимостью увеличения производительности обогатительной фабрики при поступлении бедного сырья, к приращению производительности.

При определении  $\alpha_{\text{min}}$  по формуле (4) необходимо учитывать, что  $\epsilon_{\phi}$  зависит от  $\alpha$  и что при получении концентратов различного качества значение  $q$  также будет меняться вместе с изменением  $\alpha$ .

Анализ исследований работ и практических данных по обогащению различных руд показывает, что зависимость  $\epsilon_{\phi}$  и  $\beta_{\phi}$  от  $\alpha$  определяется в основном характеристиками вкрапленности полезных минералов в руде. Если распределение по крупности зерен полезного минерала в богатых и бедных разностях руд остается одинаковым, то извлечение и качество концентрата будут мало изменяться при изменении содержания в руде компонента. Существуют и другие методы определения минимального (бортowego) содержания полезного компонента.

Наибольшую сложность представляют случаи, когда сырье является комплексным. Для определения себестоимости металлов, извлекаемых из комплексных руд, сумма эксплуатационных расходов на добычу, транспорт, обогащение и металлургический передел распределяется на полученные металлы пропорционально их стоимости по отпускным ценам. При таком методе распределения расходов соотношение между себестоимостью и стоимостью по отпускным ценам для всех извлекаемых из руды металлов будет одинаковым.

31622



**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ  
ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ  
И ОТДЕЛЬНЫХ ЕЕ ЦЕХОВ**

**§ 1. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР  
ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ФАБРИКИ**

Обогащительная фабрика связана с рудником, добывающим для нее сырье, и заводом — потребителем готовой продукции фабрики. Поэтому производительность проектируемой обогащительной фабрики зависит в основном от производительности рудника, определяемой запасами в месторождении полезного ископаемого (сырья), и от потребности в продукции фабрики.

Запасы полезного ископаемого в месторождении  $Q_m$ , годовая производительность предприятия (рудника, обогащительной фабрики)  $Q_n$  и число лет его существования  $T$  связаны зависимостью

$$T = \frac{Q_m}{Q_n}.$$

При проектировании рудников и обогащительных фабрик обычно выбирается такая производительность, чтобы срок существования предприятия был не менее 30—50 лет. Например, срок службы угольных шахт при мощности более 1,8 млн. т в год принимается не менее 50—60 лет [46]. В особых случаях при ограниченных запасах месторождения и дефицитном сырье допускается уменьшение срока существования до 10—15 лет.

Полная себестоимость переработки 1 т сырья складывается из собственно эксплуатационных расходов и амортизационных отчислений. По мере увеличения производительности обогащительной фабрики эксплуатационные расходы уменьшаются, амортизационные же отчисления увеличиваются вследствие увеличения капитальных затрат. Это положение иллюстрируется рис. 3, на котором по оси абсцисс нанесена производительность обогащительной фабрики, а по оси ординат — капитальные затраты на ее строительство (кривая  $A$ ) и расходы на переработку 1 т сырья. Последние складываются из собственно эксплуатационных расходов (кривая  $b$ ) и амортизационных отчислений, равных отношению  $A : Q_n$  (кривая  $a$ ). Кривая  $c$ , ординаты которой равны суммам ординат кривых  $a$  и  $b$ , представляет собой полную себестоимость переработки 1 т сырья. Она имеет минимум в точке  $N$  при производительности обогащительной фабрики  $Q'_n$ , которая может быть определена путем экономического сравнения вариантов строительства фабрики с различной производительностью.

Поскольку производительности рудника, обогащительной фабрики и завода — потребителя концентрата взаимно связаны, то вопрос о производительности обогащительной фабрики, соответствующей наименьшим эксплуатационным расходам, должен решаться с учетом расходов по руднику, фабрике и заводу.

Однако принцип наименьших эксплуатационных расходов в условиях социалистического хозяйства не является решающим при определении производительности отдельного предприятия. В наших условиях главным фактором является обеспечение планомерного и пропорционального развития народного хозяйства. Поэтому вопрос о производительности должен ставиться и решаться в более широком плане. При известных запасах сырья данного типа во всех месторождениях Советского Союза необходимо определить производительность предприятий на базе отдельных месторождений с тем, чтобы отрасль промышленности могла выполнить производственный план при наименьшей средней себестоимости готовой продукции. При такой постановке вопроса производительность отдельных предприятий должна устанавливаться при разработке плана развития соответствующей отрасли промышленности.

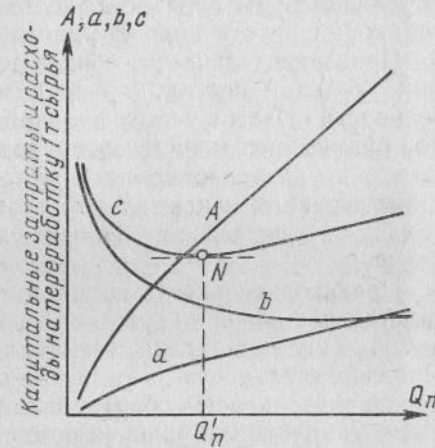


Рис. 3. Стоимость переработки 1 т сырья на обогащительной фабрике в зависимости от ее производительности

**§ 2. РАСЧЕТЫ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ФАБРИКИ  
И ЕЕ ЦЕХОВ**

Под производительностью обогащительной фабрики понимается производительность ее главного цеха, т. е. цеха обогащения.

При определении суточной производительности фабрики могут встретиться следующие случаи.

1. Обогащительная фабрика строится при руднике или шахте, производительность которых известна. При одинаковом числе дней в неделю работы рудника и фабрики суточная производительность фабрики должна быть несколько выше среднесуточной производительности рудника, так как выдача полезного ископаемого из рудника происходит не строго равномерно за отдельные промежутки времени. Коэффициент увеличения производительности обогащительной фабрики по сравнению с производительностью рудника зависит от

степени неравномерности добычи полезного ископаемого за отдельные периоды и емкости на руднике аккумулирующих устройств для ископаемого. Например, при системах разработки рудного месторождения с магазинированием руды рудник может достичь большой равномерности и в выдаче сырья на обогатительную фабрику. В этом случае производительность рудника и фабрики следует принимать одинаковой. При устройстве склада крупнодробленой руды неравномерность подачи из рудника отражается только на работе цеха крупного дробления.

Производительность обогатительной фабрики, сооружаемой при угольной шахте (карьере), принимается равной производительности шахты с учетом валовой выдачи из шахты горной массы, но производительность оборудования от приемных устройств шахты до дозирочно-аккумулирующих бункеров фабрики принимают равной максимальной производительности шахтного подъема или почасовой производительности карьерного транспорта.

Производительность групповых и центральных угольных обогатительных фабрик устанавливают в зависимости от валовой добычи угля шахтами, закрепленными за данной фабрикой. Производительность секций не менее 400—600 т/ч. Расчетную производительность оборудования от ямы привозных углей до аккумулирующих бункеров принимают по максимальной производительности углеприема [46].

При добыче рудником разных сортов полезного ископаемого, требующих раздельного обогащения, фабрика должна быть секционной. Число секций и их производительность устанавливают в соответствии с планом добычи отдельных сортов ископаемого.

2. Обогатительная фабрика должна обеспечить годовую производительность по готовой продукции металлургического завода или другого предприятия, перерабатывающего фабричные концентраты.

Годовая производительность фабрики по исходному сырью в этом случае определяется по формуле

$$Q_{\phi} = \frac{Q_3 \beta}{\alpha \varepsilon_{\phi} \varepsilon_3}, \quad (5)$$

где  $Q_{\phi}$  — годовая производительность обогатительной фабрики по исходному сырью, т;  $Q_3$  — годовая производительность металлургического завода по готовому продукту, т;  $\beta$  — содержание полезного компонента в готовом продукте металлургического завода;  $\alpha$  — содержание полезного компонента в исходном сырье, поступающем на обогатительную фабрику;  $\varepsilon_{\phi}$  — извлечение полезного компонента в концентрат на фабрике;  $\varepsilon_3$  — извлечение полезного компонента при переработке концентрата на металлургическом заводе.

Значения  $\alpha$ ,  $\beta$  и  $\varepsilon$  в формуле (5) даны в долях единицы по отношению к сухому веществу. Если концентрат является готовой продукцией и дальнейшей переработке не подлежит, то значение  $\varepsilon_3$  следует принимать равным единице.

#### РЕЖИМ РАБОТЫ ГЛАВНОГО ЦЕХА (КОРПУСА) ФАБРИКИ

Для проектирования необходимо иметь часовую производительность главного корпуса фабрики. По этой часовой (расчетной) производительности выбирается оборудование и при ее определении надо учитывать неизбежные простои оборудования на ремонт и эксплуатационные неполадки.

В отраслевых нормах технологического проектирования, составленных для разных министерств, нет единообразия в определениях некоторых терминов, используемых при расчетах часовой производительности оборудования по заданной годовой производительности фабрики. При реальном проектировании фабрик, принадлежащих определенному министерству, нужно пользоваться действующими отраслевыми нормативами. Для ориентировочных расчетов воспользуемся методикой, рекомендуемой институтом Механобр.

Примем следующие определения терминов:

**м а ш и н н о е в р е м я** — расчетное время работы оборудования под полной нагрузкой («чистое» время работы) часов в год;

**к а л е н д а р н о е в р е м я** — полное число часов в данном отрезке времени, например в году,  $365 \times 24 = 8760$  ч;

**р а б о ч е е в р е м я** — расчетное время обслуживания технологического оборудования, например, число дней работы обслуживающего персонала в году при непрерывной работе цеха  $365 - 7 = 358$  дней (7 дней среднее число праздников в году);

**к о э ф ф и ц и е н т и с п о л ь з о в а н и я о б о р у д о в а н и я п о в р е м е н и  $k_{в}$**  (в долях единицы) — отношение машинного времени к календарному.

Значение коэффициента использования оборудования зависит от многих условий: качества и надежности оборудования, способа ремонта, числа установленных агрегатов, межремонтных сроков, определяемых условиями работы оборудования (абразивный износ, кусковатость и твердость руды) и т. д. Учесть расчетом влияние этих условий невозможно и коэффициент использования оборудования устанавливается по опытным данным. Для главных корпусов флотационных фабрик он, например, определяется по оборудованию для измельчения, как наиболее тяжелому и требующему регулярной смены футеровки и других ремонтов.

В табл. 3 приводятся ориентировочные значения этого коэффициента, а также фонд машинного времени.

Часовая производительность оборудования главного корпуса определяется делением годовой производительности фабрики на



Таблица 3

## Коэффициент использования оборудования для обогатительных фабрик и машинное время

Корпус, цех, фабрика	Коэффициент использования оборудования $k_B$ , доли ед.	Годовой фонд машинного времени		Рабочее время в году
		часов	суток	
Главные корпуса флотационных и магнито-обогатительных фабрик (отделения измельчения, флотации, мокрой магнитной сепарации и обезвоживания): измельчение в стержневых, шаровых и рудно-галечных мельницах: одна стадия	0,94	8235	343	358
две стадии	0,92	8060	336	358
полное мокрое само- или полусамозмельчение и комбинированное в мельницах самоизмельчения и шаровых: одна стадия	0,90	7885	328	358
две стадии	0,88	7710	321	358
Углеобогатительные фабрики (центральные и групповые) [46] и рудные гравитационные	0,685	6000	250	300
Промывочные и промывочно-гравитационные при сезонной работе	0,67	5900	245	—
Дробильно-обогатительные (для сухого обогащения)	0,72	6300	262	300
Дробильно-сортировочные [42]	0,69	5160	216	355

годовой фонд машинного времени. Суточную расчетную производительность главного корпуса можно получить умножением часовой на 24 ч. Эта цифра характеризует возможную производственную мощность цеха и не совпадает со средней (плановой) суточной производительностью, которую при непрерывной круглогодичной работе можно получить делением годовой производительности на число дней работы фабрики в году (358 дней).

Для учета неравномерности свойств поступающего на фабрику сырья иногда вводится к часовой производительности коэффициент неравномерности. Окончательно часовая производительность (в т/ч) главного корпуса

$$Q_{\phi.ч} = \frac{Q_{\phi.г}}{365 \cdot 24 k_B} k_n, \quad (6)$$

где  $Q_{\phi.ч}$  — часовая производительность оборудования главного корпуса и фабрики, т/ч;  $Q_{\phi.г}$  — годовая производительность фабрики (главного корпуса), т/год;  $k_B$  — коэффициент использования оборудования главного корпуса;  $k_n$  — поправочный коэффициент, учитывающий неравномерность тех свойств сырья, ко-

торые влияют на производительность оборудования данного цеха ( $k_n \geq 1$ ). Например, кусковатость и крепость руды влияют на производительность дробилок; неравномерность гранулометрического состава руды создает колебания в выходах отдельных классов, направляемых в отсадку и т. д. Для углеобогатительных фабрик принимают  $k_n = 1,15$ , для фабрик других полезных ископаемых  $k_n = 1,0-1,1$ .

**Цехи дробления.** Работа цеха (отделения) крупного дробления принимается, как правило, по режиму подачи руды на фабрику. Исключения могут быть для руд с кусками крупностью меньше 400 мм, которые могут приниматься с рудника в бункера достаточной емкости.

Для горно-добывающих предприятий цветной металлургии при открытом способе добычи рекомендуется режим работы по табл. 4.

При подземном способе добычи для любой производительности и района расположения предлагается:

число рабочих дней в году . . . . .	305
число смен в сутки . . . . .	2
продолжительность смены . . . . .	7

Для фабрики большой производительности при открытой добыче производительность цеха крупного дробления составит: суточная (т/сут)

$$Q_{ц.д.с} = \frac{Q_{\phi.г}}{340},$$

сменная (т/смену)

$$Q_{ц.д.см} = \frac{Q_{ц.д.с}}{3 \cdot 7} = \frac{Q_{\phi.г}}{340 \cdot 3} = \frac{Q_{\phi.г}}{340 \cdot 3}$$

Таблица 4

## Режим подачи руды на фабрику с рудников с открытым способом разработки

Производительность по руде	Режим работы в году	Число рабочих дней в неделю	Число смен в сутки	Расчетное число рабочих дней в году в различных районах	
				северные	средние и южные
Весьма большая и большая (свыше 3 млн. т в год)	Непрерывный (без выходных дней)	7	3	340	340
Средняя и малая (до 3 млн. т в год)	Два выходных дня в неделю	5	2 или 3	247	255

**Примечание.** К северным относятся районы, расположенные севернее линии Кемь—Сыктывкар—Свердловск—Омск—Новосибирск—Минусинск—Черемхово—Благовещенск—Петропавловск-на-Камчатке; к южным — расположенные южнее линии Клайпеда—Вильнюс—Брянск—Орел—Харьков—Волгоград—Гурьев—Аральск—Балхаш.

часовая расчетная (т/ч) для оборудования

$$Q_{ц. д. ч} = \frac{Q_{ф. г}}{340 \cdot 3 \cdot 7} k_n = \frac{Q_{ф. г. с. в.}}{7} k_n \quad (7)$$

где  $Q_{ц. д. с.}$ ,  $Q_{ц. д. см}$  и  $Q_{ц. д. ч}$  — соответственно суточная, сменная и часовая производительности цеха крупного дробления;  $Q_{ф. г}$  — годовая производительность фабрики;  $k_n$  — коэффициент неравномерности.

Если выбранное оборудование будет как раз соответствовать часовой производительности, то время его работы с полной нагрузкой составит по отношению к календарному

$$\frac{340 \cdot 3 \cdot 7}{365 \cdot 24} = 0,81,$$

при таком коэффициенте использования можно не предусматривать запасного оборудования.

Отделение крупного дробления стремятся расположить возможно ближе к руднику с тем, чтобы на фабрику подавать крупнодробленую руду ленточными конвейерами. На фабрике предусматривается склад крупнодробленой руды, позволяющий для цеха (отделения) среднего и мелкого дробления выбрать режим работы независимо от графика подачи руды.\*

Коэффициент использования оборудования цеха среднего и мелкого дробления при шестидневной неделе принимается 0,73 (годовой фонд машинного времени 6405 ч), при семидневной неделе — 0,83 (годовой фонд машинного времени 7266 ч). График работы цеха — три смены в сутки по 7 ч в смену (по нормативам Механообра).

Цех обезвоживания работает, как правило, синхронно с цехом обогащения, расчетное время работы принимается таким же, как для главного корпуса. При малых выходах концентратов, например на рудах редких металлов, возможно накапливание концентратов в сгустителях, и работа фильтровального оборудования может проектироваться в одну смену.

Производительность и число секций для обогащения однотипного сырья определяются в каждом конкретном случае технико-экономическим сравнением отдельных вариантов секционирования обогатительной фабрики. Для удобства эксплуатации фабрики желательно иметь только одну секцию при возможности

обеспечения полной взаимозаменяемости аппаратов, выполняющих одинаковые технологические операции. Например, если на обогатительной фабрике устанавливают для основной флотации 10 флотационных машин, то при выходе из строя одной из них должна быть обеспечена возможность равномерного распределения нагрузки между остальными 9 машинами.

Преимущества варианта односекционной обогатительной фабрики следующие: все машины одинакового технологического назначения работают в одинаковых условиях, т. е. для всей фабрики обеспечивается единый технологический процесс; выход из строя отдельных машин меньше отражается на показателях работы фабрики, так как имеется возможность равномерного распределения избыточной нагрузки между значительным числом параллельно работающих машин при относительно небольшой их перегрузке; упрощается организация ремонтных работ; на флотационных фабриках облегчается централизованная загрузка в машины реагентов; упрощаются автоматический контроль и автоматическое регулирование процесса обогащения.

Основным недостатком варианта односекционной обогатительной фабрики являются затруднения в транспорте и распределении продуктов обогащения. На такой фабрике в цехе флотации необходимо объединить сливы всех гидроциклонов (классификаторов) цеха измельчения, подать их в центральный пульпораспределитель, который мог бы делить пульпу на любое требуемое число равных частей, а затем осуществить подводку их к отдельным флотационным машинам. Другим недостатком односекционного варианта является сложность организации испытаний в промышленных масштабах новых схем или новых режимов процессов обогащения. Для проведения таких испытаний следует при проектировании предусматривать возможность выделения из моносекций изолированной цепи аппаратов для опытной секции.

На фабриках большой производительности число секций может определяться очередностью строительства или необходимостью переработки нескольких типов руд.

\* При открытом способе добычи в настоящее время внедряется прогрессивная циклично-поточная технология. Ее отличительный признак — дробление руды в забое или на погрузочном пункте внутри карьера (до 300—400 мм) и выдача из карьера ленточными конвейерами под относительно крутым углом. Таким образом, при циклично-поточной технологии первая стадия дробления переносится в карьер и крупнодробленая руда будет подаваться на склад фабрики конвейерами.



§ 1. ВЫБОР СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ

Схема рудоподготовки, включающая операции дробления, грохочения и измельчения, намечается исходя из свойств руды на основе результатов исследований обогатимости, технологических характеристик оборудования, которое возможно применить, и опыта переработки аналогичных по свойствам и составу руд. Крупность материала подаваемого на фабрику, определяется проектом горной части, крупность материала, поступающего в первый прием обогащения, и сам способ обогащения устанавливаются в зависимости от испытаний на обогатимость. Физические свойства руды: крепость, гранулометрический состав, влажность, содержание глины, дробимость, грохотимость, измельчаемость определяют способ дробления, грохочения и измельчения и тип аппаратов для выполнения этих операций. На выбор схемы оказывают влияние и общие условия проектирования: климатические условия района, производительность предприятия, способ разработки месторождения, способ подачи руды на фабрику и многие другие, например, при глинистой, влажной руде, липкой и нетранспортабельной, возможно, потребуется промывка руды, а иногда, по условиям смерзаемости и подсушка руды. Иногда требуются выделение мелочи и отдельное складирование кусковой руды. Для проектировщика очень важно знать данные эксплуатации обогатительных фабрик, работающих на рудах, подобных исследуемым. Применение в проекте проверенных решений позволит избежать ошибок, которые трудно исправить на построенной фабрике, а перестройка некоторых технологических узлов потребует больших затрат и вызывает потерю времени на освоение производственной мощности предприятия.

Приводимые ниже обоснование и разбор схем относятся в основном к рудам крепким и средней крепости, для дробления которых можно применить щековые и конусные дробилки, а для измельчения — барабанные мельницы.

Операции дробления применяются для подготовки полезного ископаемого к измельчению в мельницах или подготовки его непосредственно к операциям обогащения, в случае, если руда с крупной вкрапленностью полезных минералов. На дробильно-сортировочных фабриках операции дробления имеют самостоятельное значение.

В схемы дробления обычно включают операции предварительного и поверочного грохочения. Их принято относить к той опе-

рации дробления, в которую поступает верхний продукт грохота.

Операция дробления вместе с относящимися к ней операциями грохочения составляет стадию дробления, а совокупность стадий дробления — схему дробления (рис. 4).

Стадии дробления (рис. 5) имеют четыре разновидности:

А' — операции предварительного грохочения, дробления и поверочного грохочения;

Б — операции предварительного грохочения и дробления;

В — операции дробления и поверочного грохочения;

Г — операции дробления.

Разновидность стадии дробления А' имеет вариант с совмещенными операциями предварительного и поверочного грохочения, обозначаемый А (рис. 6). Крупность получаемых при дроблении продуктов и нагрузка на аппараты в обоих вариантах остаются одинаковыми, но транспортные потоки — разные.



Рис. 4. Схема дробления

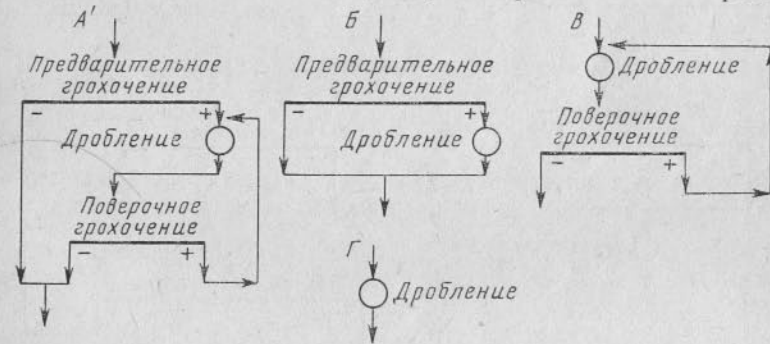


Рис. 5. Разновидности стадий дробления

Схемы дробления включают одну, две, три и более стадий дробления.

Число одностадиальных схем равно числу разновидностей стадии дробления, т. е. равно четырем. Число возможных вариантов двухстадиальных схем дробления значительно больше. Каждый вариант одностадиальной схемы дробления может быть развит

в двухстадиальную схему путем дополнения его любой из четырех разновидностей стадии дробления. Например, одностадиальную схему разновидности *Б* можно дополнить любой из разновидностей *А, В, Г* и, таким образом, получить четыре возможных варианта двухстадиальной схемы дробления *БА, ББ, БВ* и *БГ* (рис. 7).



Рис. 6. Вариант разновидности *А'* стадии дробления, обозначенный *А*

Число возможных вариантов трехстадиальных схем дробления  $4^3 = 64$ . Число же возможных вариантов схем, включающих *n* стадий дробления,  $N_n = 4^n$ .

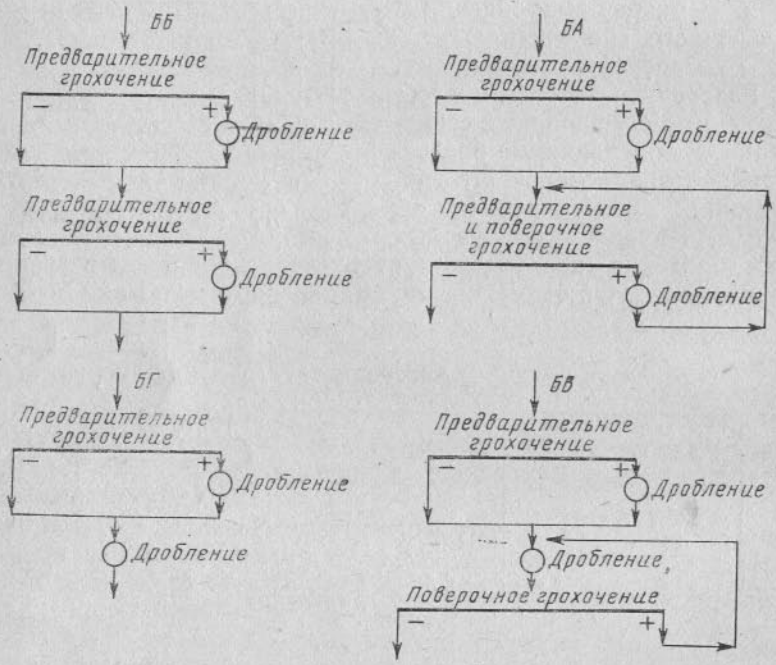


Рис. 7. Варианты развития одностадиальной схемы в двухстадиальную

Для выбора рациональной схемы дробления из большого числа возможных схем необходимо решить следующие вопросы: о числе стадий дробления; о необходимости операций предварительного и поверочного грохочения в отдельных стадиях дробления.

Таблица 5

Максимальная крупность кусков руды для рудообогатительных фабрик (по данным Механобра)

Производительность фабрики по руде, тыс. т/год	Максимальная крупность кусков, мм	
	Открытые работы	Подземные работы
Малая до 500	500—600	250—350
Средняя 500—3000	700—1000	400—500
Большая 3000—9000	900—1000	600—700
Очень большая >9000	1200	—

Число стадий дробления определяется начальной и конечной крупностью дробимого материала.

Наиболее крупная руда получается при открытых работах и большой производительности, а наименее крупная — при подземных работах и малой производительности рудника.

Размер максимального куска руды устанавливается проектом горной части. Ориентировочная зависимость крупности куска от производительности рудника и способа добычи приведена в табл. 5. Крупность максимального куска руды, поступающей на измельчение, определяется возможностями применяемых в последней стадии дробления конусных дробилок мелкого дробления (КМД или «Гидрокон»).

В настоящее время принята оптимальная крупность максимального куска руды, поступающей в отделение измельчения:

- для стержневых мельниц . . . . . 15—20 мм
- для шаровых мельниц . . . . . 10—15 мм

При рудах, легко разрушаемых в начальной стадии измельчения, а также при глинистых и влажных рудах, крупность материала, поступающего в стержневые мельницы, можно увеличить до 20—25 мм.

При заданных размерах максимальных кусков в руде и в дробленом продукте пределы общей степени дробления будут:

$$S_{\max} = \frac{D_{\max}}{d_{\min}} = \frac{1200}{10} = 120;$$

$$S_{\min} = \frac{D_{\min}}{d_{\max}} = \frac{250}{20} = 12,5,$$

где *S* — общая степень дробления; *D* и *d* — размеры кусков соответственно в исходной руде и в дробленном продукте, мм.

Общая степень дробления равна произведению степеней дробления в отдельных стадиях. Дробилки крупного, среднего и мелкого дробления позволяют получить за один прием следующие степени дробления:



- ✓ дробилки крупного дробления — до 5;
- ✓ конусные дробилки для среднего приема дробления при работе без поперочного грохочения — до 6;

те же, дробилки при работе в замкнутом цикле с поперочным грохотом — до 8;

конусные дробилки мелкого дробления при работе без поперочного грохота — до 3—5;

- ✓ те же дробилки при работе в замкнутом цикле — до 8.

Минимальная степень дробления  $S_{\min} = 12,5$  не может быть достигнута в одну стадию в дробилке первого приема, поэтому число стадий сухого дробления перед измельчением должно быть не менее двух.

Максимальная степень дробления  $S_{\max} = 120$  может быть получена при трех стадиях дробления, например,

$$S_{\max} = 120 = 4 \cdot 5 \cdot 6$$

или

$$S_{\max} = 120 \approx 4,5 \cdot 4,5 \cdot 6.$$

Отсюда следует первое правило выбора схемы дробления: *число стадий дробления при подготовке руд к измельчению должно равняться двум или трем\**.

Исключения из этого правила могут быть сделаны для обогащенных фабрик очень большой (свыше 40—60 тыс. т/сут) производительности, при поступлении на фабрику крепких руд, при дроблении которых получают куски плитняковой формы (например, типа магнетитовых кварцитов Кривого Рога). В этом случае применяются четырехстадиальные схемы дробления.

Операции предварительного грохочения применяются для сокращения количества материала, поступающего в дробление, (за счет отсева мелочи) и увеличения подвижности материала в рабочей зоне дробилки. Последнее особенно необходимо при дроблении в конусных дробилках среднего и мелкого дробления, подверженных забиванию рудной мелочью.

Введение в схему дробления операций предварительного грохочения вызывает увеличение капитальных затрат и усложняет цех дробления. Поэтому предварительное грохочение следует применять при достаточно высоком содержании отсеваемого класса в исходном материале, а также при высокой влажности этого класса, когда значительно понижается производительность дробилки. В первой стадии при больших размерах выпускной щели (>100 мм) мелкая руда свободно проходит через дробилку и предварительное грохочение имеет значение только для повышения пропускной способности всего узла грохот — дробилка. Поэтому, если дробилка, выбранная по размеру поступающего

\* Это правило относится к установке стандартных щековых и конусных дробилок. Опытные инерционные дробилки института Механобр, молотковые и роторные дробилки дают высокие степени дробления.

куска, обеспечивает заданную производительность без установки грохота, то предварительное грохочение не предусматривается. Если же отказ от грохочения предопределяет установку двух дробилок крупного дробления, то следует остановиться на варианте установки одной дробилки с предварительным грохочением, поскольку установка второй дробилки почти удваивает капитальные затраты на строительство отделения крупного дробления.

Во второй стадии дробления предварительное грохочение предусматривается в большинстве случаев. Но, если дробилки среднего дробления, связанные с дробилками мелкого дробления, имеют больший запас производительности по сравнению с последними и обеспечивают производительность без отсева мелочи, то предварительное грохочение не предусматривается. При решении этого вопроса следует учесть и свойства руды в отношении влажности и возможной подпрессовки дробилки мелкой рудой.

В третьей стадии дробления при малых выходных щелях (6—7 мм) предварительное грохочение должно применяться во всех случаях. Вышесказанное подтверждается анализом схем дробления фабрик, построенных после 1965 г. Из 17 фабрик для полиметаллических руд предварительное грохочение перед крупным дроблением применяется только на двух [7]. На фабриках для железных руд большой производительности нет предварительного грохочения перед первой стадией дробления. То же можно сказать и относительно фабрик для медных руд.

Из тех же 17 фабрик для полиметаллических руд предварительное грохочение перед дробилками второй стадии применяется на 10 фабриках. На большинстве фабрик для железных руд предусмотрено предварительное грохочение перед дробилками второй стадии. При этом часто устанавливаются двухситные грохоты и в подрешетный продукт выводится готовый по крупности продукт (минус 15—20 мм).

Дробилки третьей стадии на современных фабриках работают с предварительным и поперочным грохочением. Эти операции включаются в схемах или отдельно или в совмещенном варианте.

Второе правило выбора схемы:

- а) *предварительное грохочение перед первой стадией применяется редко и в случае применения требует специального обоснования;*
- б) *предварительное грохочение перед второй стадией, как правило, предусматривается; отказ от него должен обосновываться;*
- в) *предварительное грохочение перед третьей стадией предусматривается всегда.*

Типовые характеристики крупности продуктов дробления необходимы для расчета схем дробления и выбора дробилок и грохотов. Графики типовых характеристик крупности дробленых продуктов щековых и конусных дробилок крупного дробления приведены на рис. 8 и 9.

Здесь по оси абсцисс отложена относительная, т. е. безразмерная крупность зерен  $z$ , равная отношению размера зерен к ширине выходной щели дробилки:  $z = d : i$ , а по оси ординат — содержание классов крупнее  $z$  — слева и мельче  $z$  — справа.

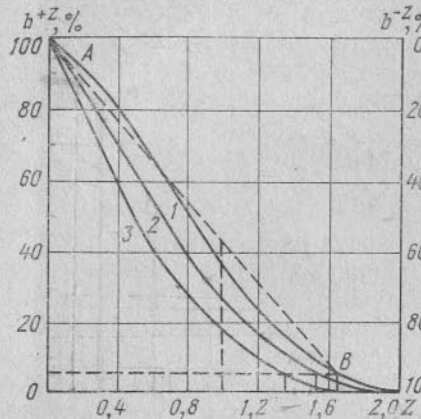


Рис. 8. Типовые характеристики крупности дробленых продуктов щековых дробилок: 1 — твердые руды; 2 — руды средней твердости; 3 — мягкие руды

При режимах, в которых работают дробилки на обогатительных фабриках ( $a \approx i$ ;  $E < 100\%$ ), характеристика крупности дробленого продукта зависит не только от эффективности работы самой дробилки, но и от эффективности работы грохота. Для обозначения содержания классов в продукте, разгружаемом из дробилки, работающей в режиме  $a = i$  и  $E = 100\%$ , принят символ  $b$ , а для всех прочих режимов та же величина обозначается символом  $\beta$ .

Условной максимальной крупностью  $d_n$  кусков в дробленом продукте принято считать размер отверстий сита, через которое проходит 95% материала. Соответственно условная относительная максимальная крупность кусков в дробленом продукте  $z_n = d_n : i$ .

Горизонталы на рис. 8 и 9 соответствуют содержанию отсеваемого класса 95%. Точки пересечения горизонталей с кривыми определяют условную относительную максимальную крупность дробленого продукта  $z_n$ .

Пунктирные прямые  $AB$  лежат в большинстве случаев выше

Графики составлены для условий, когда в дробление поступает материал, не содержащий зерен размером менее ширины выходной щели дробилки, т. е. когда размер отверстий сита предварительного грохота соответствует ширине выходной щели дробилки  $a = i$ , а эффективность грохочения  $E = 100\%$ . Такой режим может быть осуществлен при испытаниях дробилок, при этом характеристика крупности дробленых продуктов будет определяться только свойствами руды и эффективностью работы самой дробилки.

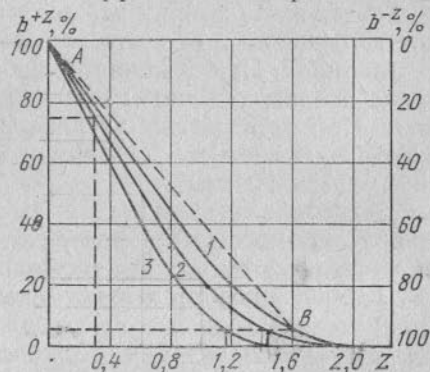


Рис. 9. Типовые характеристики крупности дробленых продуктов конусных дробилок крупного дробления: 1 — твердые руды; 2 — руды средней твердости; 3 — мягкие руды

кривых. Это означает, что в дробленых продуктах содержание мелких классов будет больше, чем в материале, имеющем прямолинейную характеристику крупности и максимальную крупность, равную  $z$ . По сравнению с конусными и щековыми дробилками крупного дробления, конусные дробилки среднего и мелкого дробления имеют другое отношение размера выходной щели к эксцентриситету качаний конуса. В конусных дробилках среднего и мелкого дробления эксцентриситет превышает размер выходной щели и в большой степени влияет на крупность максимального куска, выходящего из дробилки\*.

Поэтому характеристики крупности меняются не только в зависимости от ширины выходной щели, но также и от размера дробилки. Специальные исследования показали, что характеристики крупности, в которых на оси абсцисс отложены относительные размеры зерен (по отношению к максимальному куску), получаются одинаковыми для одной руды при разных размерах дробилок и разных щелях\*. Для построения конкретной типовой характеристики (т. е. полученной при дроблении материала, не содержащего зерен меньше размера щели, для дробилки данного размера, при заданном размере выходной щели) нужно по табл. 6

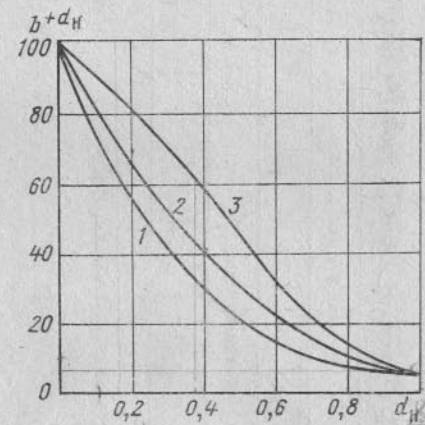


Рис. 10. Типовые характеристики крупности дробленых продуктов конусных дробилок среднего и мелкого дробления

и 7 найти размер максимального куска для руды заданной прочности и, пользуясь рис. 10, по нескольким размерам зерен определить выход классов (пример построения см. ниже).

Операции поверочного грохочения имеют целью вернуть в дробилку избыточный продукт\*\*.

При возвращении без поверочного грохочения руд средней твердости в конусных дробилках мелкого дробления выход избыточного продукта достигает 65%, а максимальная условная крупность дробленого продукта превышает в 4,5—5 раз ширину выходной щели. При твердых рудах выход избыточного продукта увеличивается до 85%, а максимальная условная относительная

\* Обогащение руд, 1973, № 2, с. 17—18.

Обогащение руд, 1974, № 3, с. 26—30.

Труды Механобра, вып. 145, Л., 1977, с. 3—23.

\*\* Избыточным продуктом называются крупные куски, содержащиеся в дробленом продукте, размер которых больше ширины выходной щели дробилки.



Расчетный размер максимального куска руды  $d_H$  в продукте конусных дробилок среднего дробления

Тип дробилки	Ширина разгрузочной щели $i$ , мм																	
	15		20		30		40		50		60							
	Т	С	М	Т	С	М	Т	С	М	Т	С	М						
КСД 1750	32	29	25	39	35	31	55	50	44	74	66	59	96	86	77	108	100	87
	2,1	1,9	1,7	1,9	1,7	1,6	1,8	1,7	1,5	1,8	1,6	1,5	1,9	1,7	1,5	1,8	1,7	1,5
КСД 2200	45	40	36	53	48	42	71	64	57	93	84	74	117	106	94	130	117	105
	3,0	2,7	2,4	2,6	2,4	2,1	2,4	2,1	1,9	2,3	2,1	1,8	1,9	1,7	1,5	2,2	1,9	1,8

Крупность максимальных кусков  $d_H$ , мм

$$\text{Закрупнение, } z_H = \frac{d_H}{i}$$

Крупность максимальных кусков  $d_H$ , мм

$$\text{Закрупнение, } z_H = \frac{d_H}{i}$$

Расчетный размер максимального куска руды  $d_H$  в продукте конусных дробилок мелкого дробления

Тип дробилки	Ширина разгрузочной щели $i$ , мм														
	5		7		10		15		20						
	Т	С	М	Т	С	М	Т	С	М	Т	С	М			
КМД 1750	18	16	14	20	18	16	24	22	19	30	27	24	36	32	29
	3,6	3,2	2,8	2,8	2,6	2,3	2,4	2,2	1,9	2,0	1,8	1,6	1,8	1,6	1,5
КМД 2200	28	25	23	30	27	24	34	31	27	41	37	33	49	44	40
	5,6	5,0	4,6	4,3	3,8	3,4	3,4	3,1	2,7	2,7	2,5	2,2	2,5	2,2	2,0

Крупность максимальных кусков  $d_H$ , мм

$$\text{Закрупнение, } z_H = \frac{d_H}{i}$$

Крупность максимальных кусков  $d_H$ , мм

$$\text{Закрупнение, } z_H = \frac{d_H}{i}$$

крупность составляет 5,5 (см. рис. 10 и табл. 7 для щели 5 мм и дробилки КМД-2200).

При поперочном грохочении в последней стадии дробления крупность конечного дробленого продукта может быть уменьшена в 3 раза для руд средней твердости и в 3,5 раза для твердых руд (при щели 10 мм по табл. 7).

*Крупность дробленого продукта 10—20 мм, оптимальная для измельчения в шаровых и стержневых мельницах, может быть получена на конусных дробилках мелкого дробления только в замкнутом цикле с грохотами.* Поэтому при подготовке руд к измельчению в стержневых и шаровых мельницах в последней стадии дробления необходимо включать операцию поперочного грохочения.

Замкнутый цикл дробления с грохочением, конечно, сложнее открытого с предварительным грохочением. Включение поперочного грохочения вызывает необходимость установки большего числа грохотов, конвейеров и питателей. В цехе появляются дополнительные перегрузки, в которых происходит пылеобразование. Все это приводит к увеличению затрат, вызывает осложнения в конструктивном решении цеха дробления и в его эксплуатации. Но отказаться от замкнутого цикла возможно лишь при условии увеличения крупности питания мельниц. А при этом общая себестоимость дробления и измельчения на фабрике возрастает.

Из изложенного следует третье правило выбора схем дробления: *для получения дробленого продукта оптимальной крупности, обеспечивающего экономичную работу стержневых и шаровых мельниц и всего комплекса дробления и измельчения в последней стадии дробления, должна быть операция поперочного грохочения.*

В соответствии со сформулированными правилами выбора схем рациональными следует признать две группы схем — одну для получения продукта крупностью не более 25 мм и другую — для продуктов мельче 10—20 мм. Схемы изображены на рис. 11.

Двухстадиальная схема *ББ* применима для кусков малой крупности исходной руды и трехстадиальная *БББ* — для крупных кусков. Обе схемы обеспечат продукт крупностью мельче 25 мм. Грохочение перед первой стадией показано пунктиром, как необязательное и применяемое по специальному обоснованию.

Схемы с замкнутым циклом в последней стадии с получением продукта крупностью 10—20 мм. Двухстадиальная *БА* — для мелкого исходного и *БАА* — для крупного (до 1200 мм) исходного материала.

Схема *БАА'* представляет собой вариант схемы *БАА*, отличающийся тем, что в третьей стадии разделены операции предварительного и поперочного грохочения. Кроме того, перед второй

и третьей стадией выводится материал по крупности, соответствующий готовому продукту. Для этой цели должен быть применен двухситный грохот перед второй стадией дробления.

Выделение мелкого готового продукта, наиболее влажного, или, наоборот, пылящего, нормализует работу дробилок второй и третьей стадий и улучшает эксплуатацию дробилок и всего транспортного оборудования в цехе среднего и мелкого дробления.

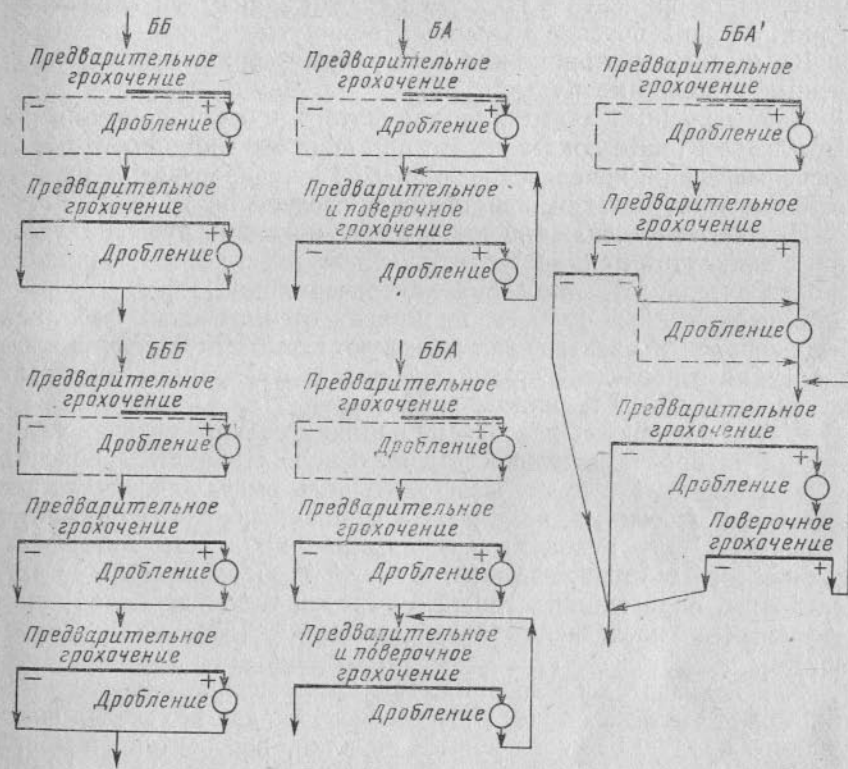


Рис. 11. Рациональные схемы дробления

Если в мелких классах концентрируются первичные рудные шламы и растворимые соли, то может оказаться целесообразной обработка мелочи, выделенной после первой стадии дробления, в отдельном цикле.

Наиболее компактное проектное решение этой схемы в части среднего и мелкого дробления получается при размещении грохотов под дробилками. Но при этом по конструктивным условиям желательно иметь на каждую дробилку один грохот. Поэтому при получении мелкого продукта (—10, —12 мм) и плохой грохотимости руды, когда требуется повышенная площадь грохочения, следует отдать предпочтение схеме *БАА*, в которой можно принять любое количество грохотов на дробилку.



Схема с раздельными операциями грохочения в третьей стадии может быть осуществлена с минимальным числом конвейеров и при рассредоточенной нагрузке на них.

Эти пять схем наиболее часто применяются на обогатительных фабриках для подготовки руд к измельчению в стержневых и шаровых мельницах.

Из 17 фабрик для полиметаллических руд, уже упомянутых выше, на 13 применен в последней стадии замкнутый цикл дробления. Мелкое питание мельниц и замкнутые циклы дробления до 10—20 мм характерны для всех новых фабрик, обогащающих медные и железные руды \* [7].

Промышленные испытания замкнутого цикла дробления на Ингулецком ГОКе показали, что при снижении крупности руды, поступающей на измельчение с 25 до 15 мм производительность мельниц первой стадии повышается в среднем на 12 % [54].

На Джеккаганской фабрике подача в мельницы руды, полученной в замкнутом цикле крупностью 15 мм вместо 30 мм, повысила производительность отделения измельчения на 11 %.

В период 1950—1960 гг. на многих отечественных фабриках были запроектированы и ныне действуют схемы с открытым циклом дробления в последней стадии при подаче в мельницы материала крупностью 4—10 % класса +25 мм.

В этом проявилась недооценка влияния мелкого питания мельниц на их производительность и на общую стоимость дробления и измельчения 1 т руды. Известную роль сыграло и отсутствие в то время освоенных, надежных и простых грохотов с большими площадями сит. Рекомендованные выше крупности материала, подаваемого в стержневые (15—20 мм) и шаровые (10—15 мм) мельницы, определились главным образом типом дробилок, применяемых в последней стадии дробления (КМД или Гидрокон).

Как показали исследования, еще более мелкое питание мельниц может оказаться более экономичным. Но для получения более мелкого продукта нужны новые дробилки, перспективной может быть инерционная дробилка Механобра и Уралмаша (КИД), или первую стадию измельчения нужно проводить в стержневых мельницах, позволяющих получать продукт для питания шаровых мельниц крупностью 3—5 мм. Схемы измельчения со стержневыми мельницами широко применяются в практике обогащения полиметаллических и железных магнетитовых руд. В последнем случае продукт стержневой мельницы поступает на мокрую магнитную сепарацию, при которой выделяются крупные хвосты.

**Особые схемы дробления.** На обогатительных фабриках очень большой производительности, перерабатывающих крепкие руды (типа магнетитовых кварцитов), дающие при дроблении куски плоской формы, может применяться четырехста-

диальная схема дробления ГГББ (рис. 12) без предварительного грохочения в первых стадиях крупного дробления.

Если нижний продукт А операции предварительного грохочения второй стадии дробления близок по своей крупности к дробленому продукту Б дробилки третьей стадии дробления, то эти два продукта могут объединяться. Тогда получается трехстадиальная схема дробления БББ', несколько отличная от схемы БББ, которую можно применять для дробления влажных руд.

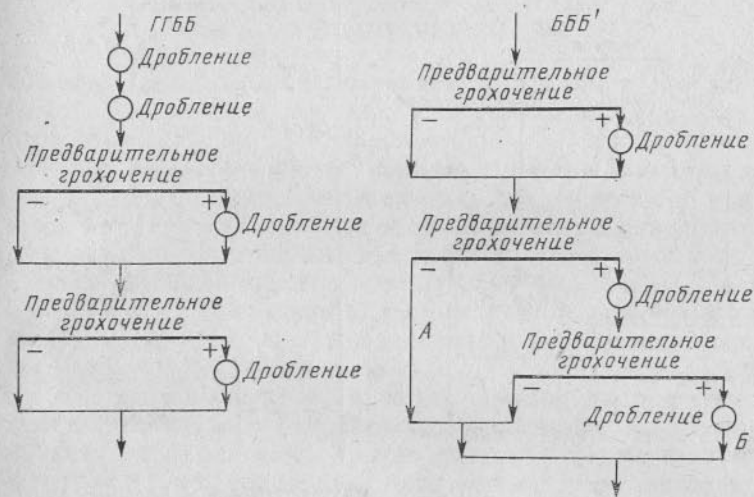


Рис. 12. Особые схемы дробления

При дроблении влажных и глинистых руд дробилки среднего и мелкого дробления и грохоты забиваются и промывка руды позволит нормализовать работу дробильного отделения. Если характеристика глины в руде такова, что достаточно промывки на грохотах, то можно применить схему, проверенную в эксплуатации на Зырянской обогатительной фабрике (рис. 13).

Отмытая на грохотах мелочь обезвоживается в механическом спиральном классификаторе и присоединяется к мелкой дробленой руде, а слив классификатора сгущается с получением оборотной воды и сгущенного продукта, подаваемого в цикл измельчения.

В практике известно несколько примеров, когда при дроблении влажной и заснеженной глинистой руды открытой добычи дробилки и в качестве меры против смерзания мелкодробленого материала в бункерах применяется подсушка части рудного потока [7].

При дроблении глинистых, влажных руд с заснеженной мелочью в суровых климатических условиях можно выделить мелочь на

\* Обогащение руд, 1973, № 4, с. 46—50.

грохотах после первой стадии дробления. Эта мелочь может подаваться, минуя корпуса дробления, непосредственно в главный корпус фабрики на измельчение или в отдельный цикл обработки. Верхний продукт грохотов

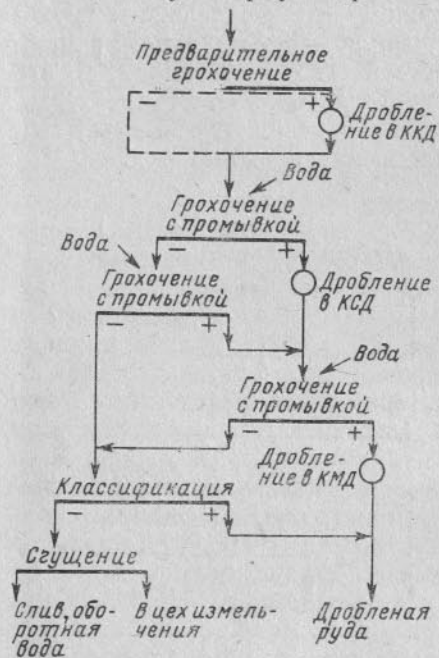


Рис. 13. Схема дробления в три стадии с промывкой:

ККД — дробилка конусная крупного дробления; КСД — дробилка конусная среднего дробления; КМД — дробилка конусная мелкого дробления

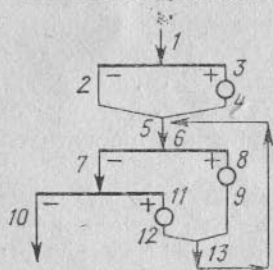


Рис. 15. Трехстадиальная схема дробления БАА с совместным транспортированием продуктов дробления и грохочения:

1—13 — продукты схемы; а — грохот первой стадии дробления; б, в и г — дробилки первой, второй и третьей стадий дробления; д и е — конвейеры; ж — двухситный грохот для предварительного и поверочного грохочения во второй и третьей стадиях дробления; з — конвейер для конечного дробленого продукта

может складироваться без опасения смерзания и дробиться без забивания аппаратуры влажной мелочью (рис. 14).

На фабриках небольшой и средней производительности применяют трехстадиальную схему дробления

БАА (рис. 15), в которой поверочное грохочение включается в две последние стадии дробления для более компактного размещения дробилок. В последнем случае все дробилки устанавливают рядом, применяя совместное транспортирование продуктов дробления и грохочения первой стадии и дробленых продуктов второй и третьей стадий дробления. Недостатком этой схемы является повторный возврат на поверочный грохот продукта 9.



Рис. 14. Схема дробления руды при выделении мелочи в отдельный продукт и складирование грохоченой крупнодробленой руды

### СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ ПРИ ПОДГОТОВКЕ РУДЫ К САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЮ [25]

Процесс измельчения в барабанных мельницах, в которых дробящей средой являются куски измельчаемого ископаемого, принято называть самоизмельчением.

Самоизмельчение, применяемое на обогатительных фабриках, может быть четырех разновидностей: рудное самоизмельчение, когда в мельницы самоизмельчения подается руда с кусками максимальной крупностью 200—350 мм (крупность кусков может достигать 500 мм); полусамоизмельчение, когда в мельницу рудного самоизмельчения добавляются крупные стальные шары в количествах, соответствующих 5—10 % объема мельницы; грубое рудногалечное измельчение, когда в мельницы подается руда крупностью 15—25 мм и одновременно дробящая среда, состоящая из кусков руды большей крупности; рудногалечное измельчение, когда мельницы устанавливаются во второй стадии измельчения. Первая стадия измельчения при последнем варианте может производиться в стержневых или шаровых мельницах, или же в мельницах рудного самоизмельчения или грубого рудногалечного измельчения. Максимальная крупность измельчаемой руды при рудногалечном измельчении обычно не превышает 3—5 мм. В мельницы тонкого рудногалечного измельчения также подается дробящая среда, состоящая из кусков руды, однако размер кусков меньше, чем при грубом рудногалечном измельчении.

Рудное самоизмельчение производится или в мельницах сухого измельчения типа «Аэрофол», или в мельницах мокрого измельчения типа «Каскад», или в некоторых случаях в барабанных мельницах мокрого самоизмельчения, длины которых превышают диаметр.

Сухое измельчение требует сложных устройств для пневматической классификации измельчаемого материала, регулирования влажности измельчаемой руды и для очистки от пыли части воздуха, отсасываемого из рабочей системы и выбрасываемого в атмосферу. Поэтому для фабрик, применяющих мокрые процессы обогащения, сухое самоизмельчение менее выгодно, чем мокрое.

Выбор схемы дробления зависит от применяемого варианта самоизмельчения. При рудном самоизмельчении руда подвер-



гается лишь крупному дроблению, а в отдельных случаях может подаваться непосредственно в мельницы. При грубом и просто рудногалечном измельчении применяются в основном такие же схемы дробления, как при подготовке руды к измельчению в стержневых и шаровых мельницах. Отличие состоит только в том, что из продуктов дробления необходимо выделять грохочением определенные классы крупности, используемые в качестве дробящей среды в мельницах рудногалечного измельчения.

Главные преимущества рудоподготовки по схемам с самоизмельчением по сравнению с дроблением и измельчением в мельницах со стальной средой следующие:

значительно уменьшаются капитальные затраты за счет исключения корпусов среднего и мелкого дробления, склада или бункеров мелкодробленой руды, галерей, а также вследствие установки меньшего числа больших мельниц рудного самоизмельчения. (В настоящее время мельницы самоизмельчения достигают объема 450 м<sup>3</sup> при приводах мощностью до 9000 кВт, тогда как шаровые мельницы имеют максимальную мощность привода до 4000 кВт); снижаются эксплуатационные расходы вследствие уменьшения расхода стержней, шаров;

повышается производительность труда на одного рабочего в связи с исключением штатов по корпусам среднего и мелкого дробления;

в некоторых случаях улучшаются общие технологические показатели переработки руды по следующим причинам: более полное раскрытие зерен минералов при большей общей крупности помола; меньшее ошламование, меньшее загрязнение продукта измельчения железом;

при глинистых и влажных рудах, требующих промывки при обычном дроблении, можно совместить самоизмельчение с промывкой и тем радикально упростить схему рудоподготовки, так как руду крупностью до 300 мм можно прямо подать в мельницу самоизмельчения.

Однако схемы с самоизмельчением имеют следующие недостатки: процесс самоизмельчения не применяют для тонкого измельчения рыхлых руд, образующих при разрушении небольшое количество крупных кусков, которые могли бы служить дробящей средой; нельзя применять самоизмельчение для слишком вязких руд; в сливе мельниц даже при рудно-галечном измельчении содержатся сравнительно крупные зерна, образующиеся вследствие раскалывания отдельных кусков дробящей среды, при использовании для поверочной классификации гидроциклонов эти зерна должны удаляться; при рудном самоизмельчении необходима регулировка гранулометрического состава руды, находящейся в мельнице; при грубом рудногалечном измельчении необходимо выделять класс определенной крупности, используемый в качестве дробящей среды, что усложняет схему дробления и транспортно-складское хозяйство цеха дробле-

ния; суммарный расход энергии при самоизмельчении выше в 1,2—1,5 раза по сравнению с дроблением и измельчением стальной средой и объем мельниц больше [25].

При неблагоприятном гранулометрическом составе руды, поступающей в мельницу рудного самоизмельчения, в ней накапливаются куски критической крупности, которые имеют недостаточные размеры, чтобы быть дробящими телами, и в то же время слишком велики и прочны, чтобы хорошо измельчаться более крупными кусками. При большом количестве кусков критической крупности производительность мельницы понижается. Для регулирования гранулометрического состава находящейся в мельнице руды применяется несколько способов.

При первом способе в мельницу рудного самоизмельчения добавляются стальные шары диаметром 125—150 мм в количестве до 5—10 % от объема мельницы. Шары изготавливаются из качественной стали, чтобы они не раскалывались при работе мельницы и чтобы износ их был малым. Этот способ по существу переводит рудное самоизмельчение в полусамоизмельчение.

При втором способе дробления до 200—350 мм руда разделяется на два класса крупности, каждый класс направляется в отдельный склад (бункер). Перед самоизмельчением классы шихтуются в соотношении, в котором они содержатся в «средней» руде. Этот способ позволяет уменьшить колебания в гранулометрическом составе руды, поступающей в мельницы, но не может изменить ее среднего гранулометрического состава. Поэтому способ применяется редко и лишь при переработке руды, имеющей в среднем благоприятную характеристику крупности для самоизмельчения.

При третьем способе для удаления из мельницы кусков критической крупности в решетке мельницы делают несколько окон размером, равным максимальному диаметру подлежащих удалению кусков. Слив мельницы поступает на грохот с отверстиями, равными минимальному диаметру удаляемых кусков. Избыточное количество верхнего класса грохота выводится из процесса, а остаток возвращается в мельницу. Удаляемый из мельницы класс критической крупности может быть использован как дробящая среда при рудногалечном измельчении или после додробливания возвращен в мельницу.

При четвертом способе выведенная из цикла самоизмельчения крупная фракция после додробливания может измельчаться в отдельной шаровой мельнице.

Способы первый, третий и четвертый более эффективны, так как позволяют изменять гранулометрический состав материала в мель-

нице, в то время как второй позволяет лишь усреднять этот состав. Схема дробления получается более простой при первом способе полусамонизмельчения. Если при третьем способе удаляемый из мельницы класс критической крупности может быть полностью использован как дробящая среда, то схема дробления также получается простой. Способы с додрабливанием части фракции критической крупности несколько усложняют схему самоизмельчения.

Выбор одного из перечисленных способов может быть сделан только на основе технологических испытаний и последующего технико-экономического сравнения.

При грубом рудногалечном измельчении дробящая среда в зависимости от требуемой ее крупности выделяется из продуктов дробления после первой или второй стадии дробления. Необходимость выделения дробящей среды при использовании самоизмельчения усложняет схему дробления по сравнению с вариантом, когда измельчение руды производится в стержневых и шаровых мельницах а удельная производительность мельниц понижается вследствие меньшей плотности руды по сравнению с плотностью стали. По этим причинам капитальные затраты на строительство фабрики при схемах с рудногалечным самоизмельчением получаются больше, чем при обычных схемах. Поэтому схемы с грубым рудногалечным измельчением применяются крайне редко. Делая заключения о самоизмельчении и относя задачи регулирования измельчающей среды к собственно самоизмельчению, устанавливаем, что схема дробления при подготовке руды к рудному самоизмельчению и полусамонизмельчению включает одну стадию крупного дробления до 250—300 мм.

Если руда добывается подземным способом и максимальный кусок не превышает 400—500 мм, то можно руду прямо подавать в мельницу самонизмельчения без дробления.

#### ВЫБОР ОКОНЧАТЕЛЬНОГО ВАРИАНТА СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ ПРИ ПОДГОТОВКЕ РУДЫ К ИЗМЕЛЬЧЕНИЮ

Схема дробления тесно связана со способом и схемой измельчения. Для выбора наиболее выгодной схемы дробления необходимо для каждого из сравниваемых вариантов определять суммарные капитальные и эксплуатационные затраты по цехам дробления и измельчения. Поэтому схемы дробления при подготовке руд к измельчению выбираются в следующем порядке. Подробно рассматриваются все доступные материалы о физических свойствах руды. Кроме испытаний обогатимости обязательно нужно ознакомиться с горно-геологической частью проекта и выяснить типы перерабатываемых руд по годам и климатическую характеристику района. В результате следует установить предприятия-аналоги, перерабатывающие подобные руды, и особен-

ности руд, которые нужно учесть в проекте рудоподготовки (крепость, кусковатость, слеживаемость, смерзаемость, грохотимость и пр.). Если руда крепкая или средней крепости, относительно сухая, то выясняется возможность дробления ее по рациональным схемам до 10, 20 мм и применимость к ней процесса самоизмельчения (должны быть результаты испытаний многотоннажных проб).

Для подобных руд намечаются к проработке варианты схем:

Дробление до 300 мм	Схема ГРси или БРси
» » 10—15 мм	» ГБАШ
» » 20 мм	» ГБАСШ

Для фабрик малой производительности вариант самоизмельчения можно не рассматривать, а рассмотреть двухстадийное дробление по схемам ГАШ и ГАСШ. Здесь Рси — рудное самоизмельчение, С — стержневые мельницы и Ш — шаровые.

В процессе проработки вариантов уточняется схема третьей стадии — раздельное или совмещенное грохочение, выделение мелочи из продукта дробления первой стадии и др.

Варианты сравниваются по основным показателям — числу машин, суммарной их массе, общей установочной мощности электродвигателей, общей стоимости основного оборудования, стоимости зданий цехов дробления и измельчения, суммарным эксплуатационным расходам на дробление и измельчение. Необходимо также учитывать технологическую надежность сравниваемых вариантов, возможность и степень надежности автоматического регулирования операций дробления и измельчения, санитарные условия труда.

*Схемы дробления влажных и глинистых руд.* Влажные и глинистые руды слеживаются в бункерах и на складах, а в зимнее время смерзаются. В схемы дробления таких руд перед подачей их на склад или в бункера включают операции грохочения для выделения мелкого (наиболее влажного) класса, направляемого в мельницы непосредственно с конвейеров или через бункера малой емкости, в которых мелкая руда не успевает слеживаться и смерзаться. В зависимости от свойств руды и конкретных условий проекта мелочь выделяется из руды после крупного или среднего дробления и соответственно предусматривают хранение крупнодробленой или среднедробленой руды. Подобные схемы дробления с отсевом влажной и содержащей снег мелочи и складированием и бункерованием кусковой части руды осуществлены на апатитовой фабрике в Кировске и на Норильской фабрике для медно-никелевых руд. Все эти фабрики расположены в суровых условиях Заполярья.

При высоком содержании глины и влаги руда не только слеживается и смерзается, но и часто замазывает дробилки, что снижает их производительность и вызывает простои оборудования всего цеха дробления. В таких случаях применяют промывку



руды и ведут мокрое дробление с подачей воды в рабочую зону дробилок. Промывке подвергают исходную руду, если крупность максимальных кусков руды не превышает 300 мм, или руду после крупного дробления. Для промывки крупной руды устанавливают скрубберы (глухие бочки) или бутары (барабанные грохоты).

Если руда легко промывается, то достаточно промывки на грохотах перед дробилками и мокрого дробления. Слив скруббера или нижний продукт бутары направляют в механические (спиральные) классификаторы, устанавливаемые в дробильном цехе. Пески классификаторов направляют на конвейеры дробленой руды, а слив подается в гидроциклоны. Слив гидроциклонов обычно используют как оборотную воду для промывки, а пески подают в отделение измельчения. Если режимы работы дробильного цеха и отделения измельчения фабрики не совпадают, то слив механических классификаторов направляют в сгуститель, из которого сгущенный продукт можно равномерно подавать на измельчение. Расход свежей воды составляет примерно 1—2 м<sup>3</sup> на 1 т промываемой руды. Рассматривается также вариант одной стадии крупного дробления и рудного самоизмельчения (совмещение промывки руды с измельчением) \* [42].

#### ВЫБОР СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ ПРИ ПОДГОТОВКЕ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО К ОПЕРАЦИЯМ ОБОГАЩЕНИЯ

При обогащении отсадкой или в тяжелых суспензиях крупновкрапленных руд дробление их обычно производится до 6—30 мм. В этом случае схема крупного и среднего дробления выбирается аналогично описанному выше порядку. Для получения постоянной крупности дробленого продукта желательно применять операции поверочного грохочения в последней стадии дробления. Если дробление производится до крупности, меньшей 15—20 мм, то применение поверочного грохочения является обязательным. Особенно оно необходимо при отсадке классифицированной руды.

При обогащении валунчатых железных и крупновкрапленных разновидностей коренных магнетитовых руд, а также углей операции обогащения начинаются при крупности 50—100 мм. В зависимости от крупности максимальных кусков в исходном сырье схемы дробления этих полезных ископаемых включают одну или две стадии дробления с предварительным грохочением перед второй стадией. Поверочное грохочение обычно не производится.

При обогащении мелковкрапленных руд редких металлов они подвергаются дроблению до 60—20 мм. Дробленый продукт направляется в измельчение, обычно осуществляемое в стержневых мельницах до 2—0,3 мм.

#### ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ

Для расчета схемы дробления необходимо иметь следующие данные: производительность обогатительной фабрики по сырью; характеристику крупности сырья; максимальную крупность дробленого продукта; характеристики крупности дробленых продуктов дробилок, устанавливаемых в отдельных стадиях дробления; показатели эффективности грохочения в отдельных стадиях дробления.

Характеристики крупности сырья и дробленых продуктов берутся из отчетов по исследовательским работам и по практическим данным обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье. Если приведенные в отчете характеристики крупности дробленых продуктов получены при разгрузочных щелях дробилок, отличающихся от запроектированных щелей дробилок, то характеристики крупности подлежат пересчетам. Последние производят на основании допущения тождественности типовых характеристик дробленых продуктов, получаемых при дроблении одного и того же сырья в дробилках одинакового типа.

Если есть графическое изображение характеристики крупности, то для приведения этого графика в соответствии с заданной шириной разгрузочной щели дробилки изменяют на графике соответственно масштаб крупности по оси абсцисс.

Если нет опытных характеристик крупности дробления продуктов, то для приближенного расчета схемы дробления можно пользоваться типовыми характеристиками крупности, приведенными на рис. 8, 9 и 10.

В этом случае необходимо знать категорию дробимости руды и тип дробилки, устанавливаемой в данной стадии дробления.

Категория дробимости	Коэффициент крепости По шкале М. М. Протодьяконова	Категория крепости
I — мягкие	1—5	VII, VI, VIa
II — средней твердости	5—10	От V до IIIa
III — твердые	10—12	III, II, I

Приближенно коэффициент крепости  $f$  связан с величиной взаимного сопротивления сжатию  $\sigma_{сж}$  эмпирической формулой [8]

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{300} + \frac{\sqrt{\sigma_{сж}}}{30}$$

Если отсутствуют практические данные, то характеристику крупности исходной руды принимают прямолинейной или получают ее пересчетом типовой характеристики продукта дробилки крупного дробления по рис. 8 или 9.

\* Обогащение руд, 1962, № 1, с. 24—28.

ПОРЯДОК РАСЧЕТА СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ  
И ВЫВОД РАСЧЕТНЫХ ФОРМУЛ

На схеме дробления (рис. 16) все продукты нумеруются арабскими, а операции — римскими цифрами. В общем случае номер продукта обозначается символом  $n$ , а номер операции — символом  $m$ .

Схема дробления рассчитывается в следующем порядке.

1. Определяется часовая производительность оборудования цеха дробления.

2. Определяется общая степень дробления:  $S_{\text{общ}} = D_1 : D_{11}$ , где  $D_1$  — максимальная крупность исходной руды;  $D_{11}$  — максимальная крупность дробленой руды для рассчитываемого варианта схемы дробления (см. рис. 16).

3. Устанавливаются степени дробления в отдельных стадиях дробления  $s_1 s_2 s_3 = S_{\text{общ}}$ .

4. Подсчитывается условная максимальная крупность дробленых продуктов после отдельных стадий дробления:



Рис. 16. К расчету схемы дробления ББА

5. Подсчитывается для каждой стадии дробления ширина выходной щели дробилки

$$i_T = \frac{D_n}{z_H}$$

Значения  $z_H$  принимают по данным испытаний дробимости руды, а при их отсутствии — по типовым характеристикам (см. рис. 8, 9, 10).

6. Устанавливаются размеры отверстий сит грохотов и эффективность грохочения для каждой стадии дробления.

В операциях предварительного грохочения размеры отверстий сита грохотов  $a$  принимают в пределах  $z_H i \geq a \geq i$  в операциях поверочного грохочения и совмещенных операциях предваритель-

ного и поверочного грохочения размеры отверстий сита принимают по условной максимальной крупности дробленого продукта.

Значения эффективности грохочения принимают в зависимости от типа грохота — для колосниковых грохотов  $E^{-a} = 60 \div 70 \%$ , для вибрационных  $F^{-a} = 80-85 \%$ .

7. Выполняется ориентировочный расчет схемы дробления и выбор дробилок для проверки возможности осуществления запроектированной схемы на стандартном дробильном оборудовании.

При ориентировочном расчете схемы характеристики крупности руды, поступающей во вторую и третью стадии дробления, принимают прямолинейными. Характеристику крупности исходной руды берут из горной части проекта, а при ее отсутствии — принимают прямолинейной или пересчитывают по типовой для дробилок крупного дробления.

Выбранные дробилки и принятые степени дробления должны удовлетворять следующим требованиям: ширина приемного отверстия дробилки должна быть на 10—20 % больше размера поступающих в нее кусков руды; дробилка должна обеспечить требуемую производительность; запроектированная ширина выходной щели должна находиться в пределах, допустимых для данного типа дробилки; коэффициенты загрузки дробилок должны быть по возможности близкими \*.

Если обнаружится, что перечисленные требования к дробилкам при запроектированной схеме дробления невыполнимы, то следует изменить назначенные степени дробления в отдельных стадиях дробления. Например, если окажется, что дробилки третьей стадии перегружены, а дробилки второй стадии недогружены, то следует увеличить степень дробления во второй стадии и соответственно уменьшить в третьей стадии. В отдельных случаях может выявиться необходимость замены двухстадиальной схемы дробления на трехстадиальную.

8. Выполняется окончательный расчет схемы дробления и проверка правильности выбора оборудования.

Выбирается оборудование для измельчения и проводится технико-экономическое сравнение вариантов схемы дробления и измельчения с целью выбора оптимального.

ВЫВОД РАСЧЕТНЫХ ФОРМУЛ

Целью расчета схемы дробления является получение исходных данных для выбора оборудования: дробилок, грохотов, конвейеров и мельниц. Для выбора дробилок необходимо рассчитать

\* Коэффициент загрузки — отношение требуемой производительности дробилки к возможной производительности ее при запроектированной ширине разгрузочной щели.



их требуемую производительность, а для выбора грохотов необходимо знать их производительность и характеристику крупности поступающего на них материала.

Вывод расчетных формул приведен для наиболее сложной трехстадиальной схемы дробления с поперочным грохочением в последней стадии (см. рис. 16). Рассмотрен также вариант с отдельными операциями предварительного и поперочного грохочения в третьей стадии дробления. Расчеты более простых схем являются частными случаями расчета данной схемы.

При расчете схемы определяются масса и выход продуктов, получаемых по схеме, и характеристики крупности продуктов 5, 9 и 10.

Для расчета характеристик крупности необходимо знать приращение расчетного класса в операциях дробления, подсчитываемое на основе следующих допущений. Зерна, размер которых меньше ширины выходной щели дробилки, проходят дробилку без изменений своей крупности и не влияют на гранулометрический состав продукта, получаемого при дроблении класса  $> i$ . Если  $d > i$ , то при дроблении классов  $-D + d$  и  $-D + i$  получаются приблизительно одинаковые характеристики крупности дробленых продуктов ( $D$  — наибольшая крупность кусков в питании дробилки).

Из этих допущений следует, что при определении приращения расчетного класса необходимо различать два случая: первый, когда наибольшая крупность зерен в классе, приращение которого необходимо определить, меньше ширины выходной щели дробилки или равна ей ( $d \leq i$ ); второй, когда наибольшая крупность зерен в классе больше или равна ширине разгрузочной щели дробилки ( $d \geq i$ ),

В первом случае приращение класса  $-d$  будет происходить за счет дробления зерен крупнее  $i$ , а во втором — за счет дробления зерен  $+d$ .

Для любой операции дробления  $n$  приращение расчетного класса в рассматриваемых случаях будет

$$\Delta P_m^{-d} = P_n^{+i} b_m^{-d} \quad (\text{при } d \leq i); \quad (8)$$

$$\Delta P_m^{-d} = P_n^{+d} b_m^{-d} \quad (\text{при } d \geq i), \quad (9)$$

где  $b^{-d}$  — содержание расчетного класса в разгрузке дробилки при питании ее классом крупнее  $i$ ;  $n$  — номер продукта, поступающего в дробилку;  $m$  — номер операции дробления.

Численные значения  $b_m^{-d}$  берутся из отчетов по испытаниям дробимости руды, а при отсутствии данных испытаний — по типовым характеристикам (см. рис. 8, 9, 10).

## РАСЧЕТ ПЕРВОЙ СТАДИИ ДРОБЛЕНИЯ

А. Определение массы продуктов 2 и 3. Эффективность грохочения для любого класса крупности по определению равна

$$E_1^d = \frac{P_2^d}{P_1^d} = \frac{Q_2 \beta_2^d}{Q_1 \beta_1^d}.$$

Для класса  $-a$  формула эффективности имеет вид

$$E_1^{-a} = \frac{P_2^{-a}}{P_1^{-a}} = \frac{Q_2 \beta_2^{-a}}{Q_1 \beta_1^{-a}} = \frac{Q_2 \cdot 1}{Q_1 \beta_1^{-a}} = \frac{Q_2}{Q_1 \beta_1^{-a}}.$$

Отсюда:

масса нижнего продукта

$$Q_2 = Q_1 \beta_1^{-a} E_1^{-a}; \quad (10)$$

масса верхнего продукта

$$Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2.$$

Б. Определение характеристики крупности продукта 5. Масса класса  $-d$  в продукте 5 равна сумме масс этого класса в продукте 1 и приращения его в операции дробления II:

$$P_5^{-d} = P_1^{-d} + \Delta P_{II}^{-d} = Q_1 \beta_1^{-d} + \Delta P_{II}^{-d};$$

$$\beta_5^{-d} = \frac{P_5^{-d}}{Q_5} = \frac{Q_1 \beta_1^{-d} + \Delta P_{II}^{-d}}{Q_5} = \beta_1^{-d} + \frac{\Delta P_{II}^{-d}}{Q_1}, \quad (11)$$

так как  $Q_1 = Q_5$ .

При определении характеристики крупности продукта 5 следует различать три случая: 1)  $d \leq i$ ; 2)  $a \geq d \geq i$  и 3)  $d > a$ .

Первый случай. Приращение мелкого класса в первой стадии дробления при  $d \leq i$  по формуле (8) будет

$$\Delta P_{II}^{-d} = P_3^{+i} b_{II}^{-d}.$$

Поэтому формула (11) примет вид

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \frac{P_3^{+i} b_{II}^{-d}}{Q_1}. \quad (11a)$$

В схемах дробления обычно  $a \geq i$ . Поэтому масса класса, поступающего на грохот, равна сумме масс двух классов: класса  $+a$  и класса  $-a + i$

$$P_1^{+i} = P_1^{+a} + P_1^{-a+i}.$$

Класс  $+a$  из продукта 1 полностью переходит в продукт 3, поэтому  $P_1^{+a} = P_3^{+a}$ . Класс  $-a + i$  переходит в нижний и верхний продукты грохота.

Масса класса  $-a + i$  в верхнем продукте грохота

$$P_3^{-a+i} = P_1^{-a+i} - P_1^{-a+i} E_1^{-a+i}.$$

Общая масса класса  $+i$  в верхнем продукте грохота

$$P_3^{+i} = P_3^{-a+i} + P_3^{-a+i} = P_1^{+a} + P_1^{-a+i} - P_1^{-a+i} E_1^{-a+i} = P_1^{+i} - P_1^{-a+i} E^{-a+i};$$

$$P_3^{+i} = Q_1 \beta_1^{+i} - Q_1 \beta_1^{-a+i} E_1^{-a+i} = Q_1 (\beta_1^{+i} - \beta_1^{-a+i}) E_1^{-a+i}. \quad (12)$$

После подстановки значения  $P_3^{+i}$  в формулу (11, а) и сокращения  $Q_1$  получим

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + (\beta_1^{+i} - \beta_1^{-a+i} E_1^{-a+i}) b_{II}^{-d}. \quad (13)$$

Размер отверстий сита грохота обычно близок к ширине разгрузочной щели дробилки, поэтому класс  $-a + i$  является узким и в то же время трудным классом для грохочения. Величины  $\beta_1^{-a+i}$  и  $E_1^{-a+i}$  малы по сравнению с величиной  $\beta_1^{+i}$ , а их произведение является малой величиной второго порядка, которой можно пренебречь. Тогда значение  $\beta_5^{-d}$  для рассматриваемого случая можно с достаточной степенью точности подсчитать по формуле

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+i} b_{II}^{-d}. \quad (14)$$

Второй случай. Приращение мелкого класса в первой стадии дробления при  $d \geq i$  по формуле (9) будет

$$\Delta P_{II}^{-d} = P_3^{+d} b_{II}^{-d}.$$

Поэтому формула (11) примет вид

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \frac{P_3^{+d} b_{II}^{-d}}{Q_1}. \quad (11б)$$

Аналогично первому случаю масса класса  $+d$  в верхнем продукте грохота

$$P_3^{+d} = Q_1 (\beta_1^{+d} - \beta_1^{-a+d} E_1^{-a+d})$$

и

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + (\beta_1^{+d} - \beta_1^{-a+d} E_1^{-a+d}) b_{II}^{-d}. \quad (15)$$

Приближенно для второго случая

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+d} b_{II}^{-d}. \quad (16)$$

Третий случай. Формула (11) для третьего случая при  $d > a$  имеет такой же вид, что и для второго случая.

Масса класса  $+d$  в верхнем продукте грохота равна массе этого класса в питании, поэтому

$$P_3^{+d} = P_1^{+d} = Q_1 \beta_1^{+d} \quad \checkmark$$

и

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+d} b_{II}^{-d}.$$

Точная формула для третьего случая совпадает с приближенной формулой для второго случая. Поэтому при расчетах по приближенным формулам следует различать только два случая:

первый, когда  $d \leq i$  содержание  $\beta_5^{-d}$  подсчитывается по формуле (14);

второй, когда  $d \geq i$  содержание  $\beta_5^{-d}$  подсчитывается по формуле (16).

#### РАСЧЕТ ВТОРОЙ СТАДИИ ДРОБЛЕНИЯ

Вторая стадия дробления аналогична первой, поэтому расчетные формулы для второй стадии будут отличаться от формул, выведенных для первой стадии, только значениями индексов, обозначающих номера продуктов и операций.

А. Определение массы продуктов 6, 7 и 8

$$Q_6 = Q_5 \beta_5^{-a} E_{III}^{-a} = Q_1 \beta_5^{-a} E_{III}^{-a};$$

$$Q_7 = Q_8 = Q_5 - Q_6 = Q_1 - Q_6. \quad (10,а)$$

Б. Определение характеристики крупности продукта 9

$$\beta_9^{-d} = \beta_5^{-d} + \beta_5^{+i} b_{IV}^{-d} \quad (\text{для случая } d \leq i_{IV}); \quad (17)$$

$$\beta_9^{-d} = \beta_5^{-d} + \beta_5^{+d} b_{IV}^{-d} \quad (\text{для случая } d \geq i_{IV}). \quad (18)$$

#### РАСЧЕТ ТРЕТЬЕЙ СТАДИИ ДРОБЛЕНИЯ

А. Определение массы продуктов 10 и 12. При установившемся процессе имеем:

$$Q_{11} = Q_9 = Q_1 \quad \text{и} \quad Q_{12} = Q_{13},$$

$$Q_{10} = P_{10}^{-a} + P_{10}^{+a}; \quad P_{10}^{-a} E_V^{-a} = Q_{11} = Q_1; \quad P_{10}^{-a} = \frac{Q_1}{E_V^{-a}}.$$

Содержащийся в продукте 10 класс  $+a$  полностью переходит в верхний продукт грохота, поэтому

$$P_{10}^{+a} = P_{12}^{+a}.$$



С другой стороны

$$P_{12}^{+a} b_{V1}^{-a} = \Delta P_{V1}^{-a} = Q_{11} \beta_{11}^{-a} - Q_9 \beta_9^{-a} = Q_1 (1 - \beta_9^{-a}) = Q_1 \beta_9^{+a},$$

$$\beta_{11}^{-a} = 1 \text{ и } \beta_9^{-a} + \beta_9^{+a} = 1.$$

$$P_{10}^{+a} = P_{12}^{+a} = \frac{Q_1 \beta_9^{+a}}{b_{V1}^{-a}}.$$

Подставляя значения  $P_{10}^{-a}$  и  $P_{10}^{+a}$  в формулу для  $Q_{10}$ , получим

$$Q_{10} = Q_1 \left( \frac{1}{E_V^{-a}} + \frac{\beta_9^{+a}}{b_{V1}^{-a}} \right); \quad (19)$$

$$Q_{12} = Q_{13} = Q_{10} - Q_{11} = Q_{10} - Q_1.$$

Б. Определение характеристики крупности продукта 10. Для выбора грохота в операции V. достаточно знать содержание в продукте 10 классов  $-a$  и  $-0,5a$ .

Содержание класса  $-a$  определяется из соотношения

$$Q_{10} \beta_{10}^{-a} E_V^{-a} = Q_{11} \beta_{11}^{-a} = Q_1 \cdot 1 \text{ (так как } Q_{11} = Q_1 \text{ и } \beta_{11}^{-a} = 1),$$

откуда

$$\beta_{10}^{-a} = \frac{Q_1}{Q_{10} E_V^{-a}} = \frac{1}{\gamma_{10} E_V^{-a}}. \quad (20)$$

Содержание класса  $-0,5a$  будет примерно в два раза меньше, чем класса  $-a$

$$\beta_{10}^{-0,5a} \approx 0,5 \beta_{10}^{-a}. \quad (21)$$

Ориентировочные выходы продуктов, поступающих в операции дробления, подсчитанные по изложенной методике с использованием типовых характеристик крупности, показанных на рис. 8, 9, 10 приведены в табл. 8. Подсчеты выходов сделаны для эффективностей грохочения перед крупным дроблением — 60 %,

Таблица 8

Ориентировочные выходы продуктов, поступающих в операции дробления в зависимости от твердости дробимых руд (для предварительного выбора дробилок)

Дробление	Разновидность стадии дробления по рис. 5 и 6	Выход продукта, поступающего в дробление, % от массы исходной руды		
		мягкие руды	руды средней твердости	твердые руды
Крупное	Б	65—75	70—80	80—90
Среднее	Б	65—75	70—80	80—85
Мелкое	Б	50—65	65—75	75—80
Мелкое	А	90—120	120—150	150—190

\* Так как

перед средним — 85 %, перед мелким при открытой схеме дробления — 85 %, для замкнутой схемы мелкого дробления  $a_V = D_{11}$ ,  $E = 85\%$ . При других режимах работы дробилок и грохотов выходы могут иметь отклонения по сравнению с указанными в табл. 8.

РАСЧЕТ СХЕМЫ ББА (РИС. 17)

Определение массы продукта 6. В операции III верхнее сито грохота защитное имеет размер отверстий  $a_{III}$  как и в схеме ББА (рис. 16). Размер отверстий нижнего сита  $a_{III'}$  назначается таким же как в операции V, т. е.  $a_{III'} = a_V$ .

Поскольку  $a_{III'}$  значительно меньше  $a_{III}$ , то можно принять, что класс  $-a_{III'}$  через сито  $a_{III}$  проходит с эффективностью  $E_{III'III}^{-a} = 1$ .

Тогда

$$Q_6 = Q_5 \beta_5^{-a_{III}} E_{III}^{-a_{III}},$$

и

$$Q_6 = Q_6 \beta_6^{-a_{III'}} E_{III'}^{-a_{III'}} = Q_5 \beta_5^{-a_{III'}} E_{III'}^{-a_{III'}}; \quad (22)$$

$$Q_7 = Q_9 = Q_5 - Q_6.$$

Для расчета грохотов для операции IIIa нужно знать содержание класса меньше  $a_{III'}$  и меньше  $0,5a_{III'}$  в продукте 6',

$$\beta_6^{-a_{III'}} = \frac{Q_5 \beta_5^{-a_{III'}} E_{III'}^{-a_{III'}}}{Q_5 \beta_5^{-a_{III}} E_{III}^{-a_{III}}} = \frac{\beta_5^{-a_{III'}}}{\beta_5^{-a_{III}} E_{III}^{-a_{III}}}; \quad (23)$$

$$\beta_6^{-0,5a_{III'}} = 0,5 \beta_6^{-a_{III'}}. \quad (24)$$

Из продукта 7 мелкие классы удалены, поэтому приближенно можно характеристику крупности продукта 9 принять по типовой характеристике операции IV

$$\beta_9^{+d} = b_{IV}^{+d}; \quad (25)$$

тогда

$$Q_{11'} = Q_9 b_{IV}^{-a_V} E_V^{-a_V} \quad (26)$$

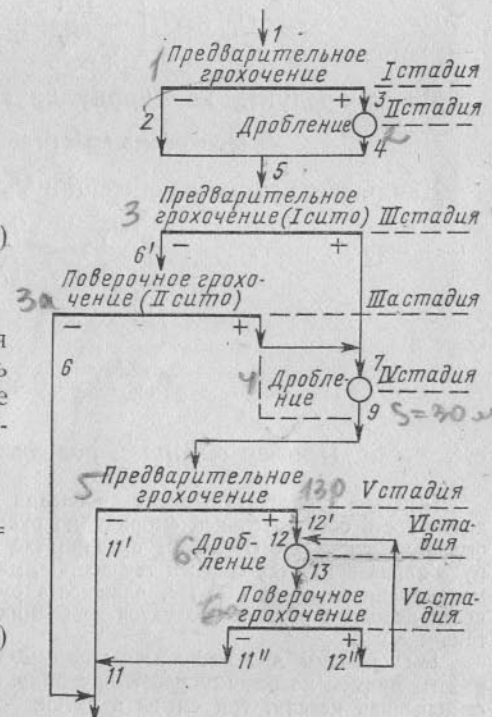


Рис. 17. К расчету схемы дробления ББА. Номера продуктов 8 и 10 пропущены для упрощения использования формул, выведенных для схемы по рис. 16 (вместо стадии читай операция).

$$Q_{12'} = Q_{11'} = Q_9 - Q_{11'}$$

Схема третьей стадии по рис. 17 представляет собой развернутую схему цикла типа А и для ее расчета можно воспользоваться формулой (19) с соответствующей заменой индексов. Применительно к схеме рис. 17 эта формула преобразуется

$$Q_9 + Q_{13} = Q_9 \left( \frac{1}{E_V^{-aV}} + \frac{\beta_9^{+aV}}{b_{VI}^{-aV}} \right)$$

или

$$Q_{13} = Q_9 \left( \frac{1}{E_V^{-aV}} + \frac{\beta_9^{+aV}}{b_{VI}^{-aV}} - 1 \right) \quad (27)$$

Масса продукта 12'' (циркулирующая нагрузка)

$$Q_{12''} = Q_{13} - Q_{11''} = Q_{13} - Q_{12'}$$

Для расчета грохотов операции  $V_a$  нужно знать  $\beta_{13}^{-aV}$  и  $\beta_{13}^{-0,5aV}$ ;

$$\beta_{13}^{-aV} = \frac{Q_{11''}}{E_{Va}^{-aV} Q_{13}} \quad (28)$$

и

$$\beta_{13}^{-0,5aV} = 0,5 \beta_{13}^{-aV} \quad (29)$$

### Пример выбора и расчета схемы дробления

Выбрать и рассчитать схему дробления для следующих условий: производительность обогатительной фабрики по руде  $Q_{ф.г} = 4$  млн. т в год; руда добывается открытым способом, предприятие расположено в северном районе; руда характеризуется средней твердостью, насыпная масса  $1,75 \text{ т/м}^3$ , крупность максимального куска 900 мм, влажность руды до 4%, характеристики крупности исходной руды и продуктов дробления принять по типовым характеристикам.

1. *Определим производительность отделения крупного дробления.* Режим работы примем по режиму работы рудника. По табл. 4 — рабочая непрерывная семидневная неделя, три смены в сутки. Чистое время работы оборудования 340 дней в году, 3 смены по 7 ч. Часовая производительность оборудования отделения крупного дробления

$$Q_{к. д. ч} = \frac{Q_{ф.г}}{340 \cdot 3 \cdot 7} = \frac{4 \cdot 10^6}{340 \cdot 3 \cdot 7} = 560 \text{ т/ч.}$$

2. *Определим производительность отделения среднего и мелкого дробления.* По общим условиям проектирования обогатительной фабрики предусматриваем склад крупнодробленой руды. Режим работы отделения среднего и мелкого дробления примем с выходным днем, т. е. 305 дней в году в три смены по 7 ч. Годовой фонд машинного времени

$$305 \cdot 3 \cdot 7 = 6405 \text{ ч.}$$

Часовая производительность оборудования отделения среднего и мелкого дробления

$$Q_{с. м. д. ч} = \frac{Q_{ф.г}}{6405} = \frac{4 \cdot 10^6}{6405} = 625 \text{ т/ч.}$$

3. *Выбираем варианты схем дробления для технико-экономического сравнения.* Принимаем к рассмотрению вариант измельчения руды в шаровых мельницах, поскольку физические свойства руды таковы, что возможно мелкое дробление руды. Назначаем крупность руды для питания мельниц 13 мм (в пределах оптимальной крупности для питания шаровых мельниц 10—15 мм).

Эта крупность может быть достигнута при конусных дробилках мелкого дробления, работающих в замкнутом цикле с грохотами. Поэтому принимаем к расчету два варианта схем дробления ББА по рис. 16 и ББА' по рис. 17.

#### а. Расчет схемы ББА

4. *Определяем общую степень дробления*

$$S = \frac{D_1}{D_{11}} = \frac{900}{13} = 69,3.$$

5. *Выбираем степень дробления в отдельных стадиях*

$$S = s_1 s_2 s_3,$$

если

$$s_1 = s_2 = s_3, \text{ то } S = s^3 \text{ и}$$

$$s_{ср} = \sqrt[3]{S} = \sqrt[3]{69,3} \approx 4,1,$$

где  $s_{ср}$  — средняя степень дробления для одной стадии.

При замкнутом цикле в третьей стадии степени дробления в первой и во второй стадиях должны быть несколько меньше  $s_{ср}$ , а степень дробления в третьей стадии — больше  $s_{ср}$ . Поэтому для первой и второй стадий дробления ориентировочно принимаем

$$s_1 = s_2 = 3,8.$$

Тогда

$$s_3 = \frac{S}{s_1 s_2} = \frac{69,3}{3,8 \cdot 3,8} = 4,8.$$

6. *Определяем условную максимальную крупность продуктов после отдельных стадий дробления:*

$$D_5 = \frac{D_1}{s_1} = \frac{900}{3,8} = 236 \text{ мм;}$$

$$D_9 = \frac{D_1}{s_1 s_2} = \frac{900}{3,8 \cdot 3,8} = 62 \text{ мм;}$$

$$D_{11} = \frac{D_1}{s_1 s_2 s_3} = \frac{900}{3,8 \cdot 3,8 \cdot 4,8} = 13 \text{ мм.}$$

7. *Определяем ширину разгрузочных щелей дробилок в первой и второй стадиях дробления*

$$i_{11} = \frac{D_5}{z_{11}} = \frac{236}{1,5} = 157 \text{ мм} \approx 150 \text{ мм,}$$



$$i_{11} = 150 \text{ мм}, D_5 = i_{11}z_{11} = 150 \cdot 1,5 = 225 \text{ мм};$$

$$i_{1V} = \frac{D_9}{z_{1V}} = \frac{62}{2,1} \approx 30 \text{ мм},$$

значения  $z$  находим по типовым характеристикам конусных дробилок крупного дробления и для дробилок КСД-2200 по табл. 6.

8. Выбираем размеры отверстий сита грохотов и эффективность грохочения для первой и второй стадий дробления.

Для предварительного грохочения размер отверстий сита принимают в пределах от  $i$  до  $zi$ . Если дробилка недогружена, то размер отверстий берут равным или немного большим  $i$ , а если дробилка перегружена — то равным или немного меньшим  $zi$ . По практическим данным соотношение между размерами отверстий грохотов и шириной выходных щелей дробилок примерно равно: при крупном дроблении 1, при среднем дроблении — 1,5—1,8 и мелком — 2—3 [56].

Для крупного грохочения на колосниковых грохотах значение эффективности грохочения  $E^{-a}$  принимают в пределах 60—70 %, а для среднего и мелкого предварительного грохочения — в пределах 80—85 % (при установке вибрационных грохотов).

Для рассчитываемой нами схемы принимаем:  $a_1 = i_{11} = 150 \text{ мм}$ ,  $E_1^{-a} = 60 \%$ ;  $a_{111} = 1,8i_{1V} = 1,8 \cdot 30 = 54 \text{ мм}$ , принимаем, округляя,  $a_{111} = 60 \text{ мм}$ ,  $E_{111}^{-a} = 85 \%$ .

9. Выбираем режим работы грохотов и дробилок третьей стадии дробления.

В зависимости от численных значений величин  $i$ ,  $a$  и  $E^{-a}$ , определяющих режим работы грохотов и дробилок, изменяются характеристика крупности дробленого продукта, необходимое число грохотов и дробилок.

Для снижения циркулирующей нагрузки в третьей стадии желательно поддерживать выходную щель дробилки минимальной для данного типоразмера. Однако поддерживать такую выходную щель в эксплуатационных условиях при большой производительности затруднительно.

В нашем случае, размер щели, по практическим данным, должен быть  $13 : 2 = 6,5 \text{ мм}$  или даже  $13 : 3 = 5 \text{ мм}$ . Минимальный размер щели дробилки КМД-2200 равен 5 мм, принимаем  $i_{V1} = 7 \text{ мм}$ ,  $a_V = 13 \text{ мм}$ ,  $E_V^{-a} = 85 \%$  \*.

10. Проверяем соответствие выбранной схемы дробления и степеней дробления выпускаемому оборудованию.

а) Определяем приближенные значения масс продуктов 3, 7 и 12, поступающих в операцию дробления. По табл. 8 находим ориентировочные выходы продуктов (для руды средней твердости):  $\gamma_3 = 75 \%$ ;  $\gamma_7 = 75 \%$ ;  $\gamma_{12} = 135 \%$ . По формуле  $Q_n = Q_1 \gamma_n$  определяем массы продуктов (не забудьте, что часовая производительность отделения крупного, дробления, среднего и мелкого дробления — разные):  $Q_3 = 560 \cdot 0,75 = 420 \text{ т/ч}$ ;  $Q_7 = 625 \cdot 0,75 = 468 \approx 470 \text{ т/ч}$ ;  $Q_{12} = 626 \cdot 1,35 = 843 \approx 845 \text{ т/ч}$ .

б) Выбираем дробилки. Требования, которым должны удовлетворять дробилки, согласно результатам предварительного расчета схемы дробления указаны в табл. 9.

Этим требованиям удовлетворяют: для первой стадии дробления — конусная дробилка крупного дробления размером 1200 мм; для второй стадии — конусная дробилка среднего дробления размером 2200 мм; для третьей стадии — конусная дробилка мелкого дробления размером 2200 мм.

\* Возможны и другие варианты соотношений размера отверстий сита и выходной щели, однако, учитывая приближенность самого расчета всей схемы (условно приняты характеристики крупности и другие условия), считаем достаточными приведенные соображения для выбора размеров  $a_V$  и  $i_{V1}$ . Подробнее см. работу [56].

Требования, которым должны удовлетворять дробилки (к примеру выбора и расчета схемы дробления)

Показатели	Стадии дробления		
	первая	вторая	третья
Крупность наибольших кусков в питании, мм	900	225	60
Ширина разгрузочной щели, мм	150	30	7
Требуемая производительность, т/ч	420	470	845
м <sup>3</sup> /ч	240	260	485

Таблица 10

Технологическая характеристика выбранных дробилок (к примеру выбора и расчета схемы дробления)

Стадия дробления	Тип и размер дробилок	Ширина приемного отверстия, мм	Пределы регулирования разгрузочной щели, мм	Производительность при запроектированных щелях, м <sup>3</sup> /ч
Первая	Конусная крупного дробления, 1200 мм	1200	130, 150, 180	680
Вторая	Конусная среднего дробления, 2200 мм	350	30—60	360
Третья	Конусная мелкого дробления, 2200 мм	130	5—16	223

Технологическая характеристика дробилок приведена в табл. 10.

Производительность дробилки крупного дробления при щели 150 мм принята 680 т/ч; дробилки среднего дробления КСД-2200 при щели 30 мм — 360 т/ч; производительность дробилки КМД-2200 при работе в замкнутом цикле рассчитана по формуле (107)

$$Q_{зац} = k_{ц} Q = 1,3 \cdot 172,7 = 223 \text{ м}^3/\text{ч},$$

где  $k_{ц}$  — коэффициент на замкнутый цикл, равный 1,3;  $Q$  — производительность дробилки в открытом цикле, м<sup>3</sup>/ч, определяется по табл. 28.

Коэффициенты загрузки дробилок

$$k_1 = \frac{240}{680} = 0,35; \quad k_2 = \frac{260}{360} = 0,73; \quad k_3 = \frac{485}{3223} = 0,73.$$

Здесь в числителе — требуемая производительность дробилок (см. табл. 9), в знаменателе — производительность по технологической характеристике (см. табл. 10).

Расчет показал, что дробилка первой стадии КСД-1200/150 имеет очень большой запас производительности. Посмотрим, нельзя ли заменить ее на щелевую дробилку ШДП-12×15.

Производительность этой дробилки при щели 150 мм равна 315 м<sup>3</sup>/ч, т. е. достаточно одной дробилки  $k_1 = \frac{240}{315} = 0,76$ . Предварительный расчет схемы

показал, что в первой стадии следует поставить щековую дробилку, а не конусную. Масса щековой дробилки 141 т, электродвигатель мощностью 160 кВт, соответствующие показатели по ККД-1200/240 т и 320 кВт, т. е. щековая дробилка значительно дешевле. Для третьей стадии нужно установить три дробилки КМД-2200.

Запроектированную схему дробления можно осуществить на стандартных дробилках при близких значениях коэффициентов их загрузки. Несколько более загружены дробилки третьей стадии, но следует посмотреть, что получится при окончательном расчете схемы. Поэтому пока нет необходимости в изменении назначенных для отдельных стадий степеней дробления. Если бы оказалось, что различия в коэффициентах загрузки дробилок очень велики, то пришлось бы изменить ориентировочные степени дробления в таком направлении, чтобы коэффициенты загрузки дробилок получились близкими по величине, или даже изменить схему.

Таблица 11

Пересчет типовой характеристики в характеристики исходной руды и продукта щековой дробилки (к примеру расчета и выбора схемы дробления)

По типовой характеристике		Исходная руда	Продукт щековой дробилки
Крупность классов в долях максимальной ширины щели дробилки	Суммарный выход класса по плюсу, %	Крупность класса, мм	Крупность класса, мм
+0,2	87	+120	+30
+0,4	72	+240	+60
+0,8	40	+480	+120
+1,0	27	+600	+150
+1,2	16	+720	+180
+1,5	5	+900	+225

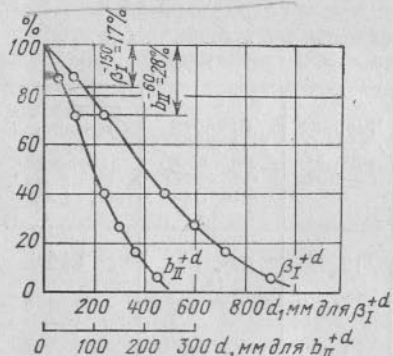


Рис. 18. Характеристики крупности (к примеру выбора и расчета схемы дробления):

$b_{II}^{+d}$  — исходной руды;  $b_{IV}^{+d}$  — разгрузки щековой дробилки

11. Уточненный расчет схемы. Предварительно нужно построить характеристики крупности для  $\beta_1^{+d}$ ,  $b_{II}^{+d}$ ,  $b_{IV}^{+d}$  и  $b_{VI}^{+d}$ .

Характеристику исходной руды построим для средней по крупности руды по рис. 9 при заданном размере максимального куска 900 мм. По графику установим, что максимальный кусок соответствует 1,5 единицам, отложенным по оси абсцисс, следовательно, единице будет соответствовать абсолютный размер  $900 : 1,5 = 600$  мм. Аналогично пересчитана шкала крупностей и для продукта дробилки при щели 150 мм. Результаты пересчета записаны в табл. 11 и характеристики изображены на рис. 18.

Построим типовые характеристики средних по крепости руд для дробилок КСД-2200 при щели 30 мм и КМД-2200 при щели 7 мм.

Примем для построения следующие суммарные классы: 0,1; 0,2; 0,4; 0,6; 0,8 и 1 от максимального куска, а размер этого куска возьмем по табл. 6 и 7, выхода снимем с рис. 10. Результаты пересчета приведены в табл. 12, а графики — на рис. 19.

а) Расчет первой стадии дробления. Определяем  $Q_2$  и  $Q_3$  по формуле (10):

$$Q_2 = Q_1 \beta_1^{-a} E_1^{-a} = Q_1 \beta_1^{-150} E_1^{-150} = 560 \cdot 0,17 \cdot 0,6 = 57 \text{ т/ч};$$

$$Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2 = 560 - 57 = 503 \text{ т/ч, или } 503 : 1,75 = 288 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Значение  $\beta_1^{-150}$  находим по рис. 18.

б) Расчет второй и третьей стадий дробления. В операции грохочения III отсеивается класс 60—0 мм, а в операции V — класс 13—0 мм, размер выходной щели дробилки второй стадии дробления  $i_{IV} = 30$  мм. Поэтому для расчета второй стадии дробления необходимо определить содержание в продукте 5 класса — 60 мм, а для расчета третьей стадии дробления необходимо знать содержание в этом же продукте классов — 30 мм и — 13 мм. Кроме того, для выбора грохотов необходимо знать содержания в питании грохота классов с зернами размером, меньшим размера отверстий сит и меньшим половины размера отверстий сит, т. е. необходимо определить значения  $\beta_5^{-30}$ ,  $\beta_{10}^{-13}$  и  $\beta_{10}^{-6,5}$ . Таким образом, для продукта 5 необходимо определить значения  $\beta_5^{-60}$ ,  $\beta_5^{-30}$  и  $\beta_5^{-13}$ , для продукта 9 —  $\beta_9^{-13}$  и для продукта 10 —  $\beta_{10}^{-13}$  и  $\beta_{10}^{-6,5}$ .

Таблица 12

Пересчет типовых характеристик для дробилок КСД-2200 и КМД-2200 к заданным размерам выходных щелей (к примеру расчета и выбора схемы дробления)

По типовой характеристике		Продукт КСД 2200 при $i = 30$ мм	Продукт КМД 2200 при $i = 7$ мм
крупность класса в долях максимальной ширины щели дробилки	суммарный выход класса по плюсу, %	Крупность класса, мм ( $d_{95} = 63$ мм)	Крупность класса, мм ( $d_{95} = 27$ мм)
+0,1	80	6,3	2,7
+0,2	66	12,6	5,4
+0,4	40	25,2	10,8
+0,6	22	37,8	16,2
+0,8	11	50,4	21,6
+1,0	5	63,0	27,0

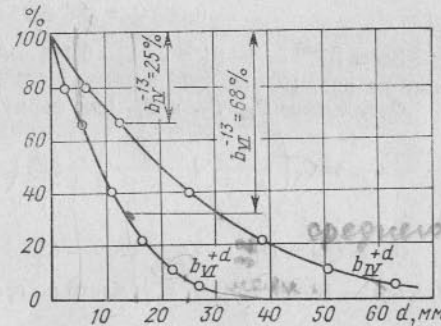


Рис. 19. Характеристики крупности (к примеру выбора и расчета схемы дробления):

$b_{IV}^{+d}$  — разгрузки дробилки среднего дробления;  $b_{VI}^{+d}$  — разгрузки дробилки мелкого дробления

Определение  $\beta_5^{-60}$ . Так как максимальная крупность зерен в классе 60—0 мм меньше  $i_{IV}$ , то расчет производим по формуле (14).

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{-i} b_{II}^{-d};$$

$$\beta_5^{-60} = \beta_1^{-60} + \beta_1^{-150} b_{II}^{-60} = 0,06 + 0,83 \cdot 0,28 = 0,29 = 29\%.$$

Определение  $\beta_5^{-30}$  и  $\beta_5^{-13}$  производится по формуле (14) аналогично определению  $\beta_5^{-60}$ . Но более просто эти значения можно определить, исходя из предположения, что для узкого отрезка кривой содержание мелкого класса —  $d$  пропорционально  $d$ , тогда

$$\beta_5^{-30} = \frac{30}{60} \beta_5^{-60} = \frac{30}{60} 29 = 14,5\%;$$

$$\beta_5^{-13} = \frac{13}{60} \beta_5^{-60} = \frac{13}{60} 29 = 6,3\%.$$

Этот приближенный метод определения содержания мелких классов в дробленой руде дает достаточно точные результаты, но только в том случае, если



исходная руда не содержит большого количества первичных шлам. При рудах, сильно разрушенных процессами окисления и выветривания, определение содержания мелких классов нужно производить по формулам (14) и (16).

При проектировании дробильно-сортировочных фабрик необходимо знать полную характеристику крупности продуктов дробления. В этом случае определение содержания классов в зависимости от их крупности ведется по формулам (14) и (16).

Определение  $Q_6$ ,  $Q_7$  и  $Q_8$  [см. формулу (10)]:

$$Q_6 = Q_1 \beta_5^{-a} E_{111}^{-a} = Q_1 \beta_5^{-60} E_{111}^{-60} = 625 \cdot 0,29 \cdot 0,85 = 154 \text{ т/ч};$$

$$Q_7 = Q_8 = Q_1 - Q_6 = 625 - 154 = 461 \text{ т/ч или}$$

$$461 : 1,75 = 264 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определение  $\beta_9^{-13}$  [см. формулу (17)]

$$\beta_9^{-d} = \beta_5^{-d} + \beta_5^{+i} b_{IV}^{-d}; \quad \beta_9^{-13} = \beta_5^{-13} + \beta_5^{+30} b_{IV}^{-13} = \\ = 0,063 + 0,855 \cdot 0,25 = 0,277 = 27,7\%.$$

Здесь  $\beta_5^{+30} = 1 - \beta_5^{-30} = 1 - 0,145 = 0,855$ ;  $b_{IV}^{-13}$  взято по графику, приведенному на рис. 19.

Определение  $Q_{10}$ ,  $Q_{12}$  и  $Q_{13}$  [см. формулу (19)]

$$Q_{10} = Q_9 \left( \frac{1}{E_V^{-a}} + \frac{\beta_9^{+a}}{b_{VI}^{-a}} \right) = 625 \left( \frac{1}{0,85} + \frac{0,723}{0,68} \right) = 1400 \text{ т/ч};$$

$$Q_{12} = Q_{13} = Q_{10} - Q_9 = 1400 - 625 = 775 \text{ т/ч или } 775 : 1,75 = 443 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Здесь  $a = 13 \text{ мм}$ ,  $b_{VI}^{-a} = b_{VI}^{-13}$  взято по графику, приведенному на рис. 19

$$\beta_9^{+a} = \beta_9^{+13} = 1 - \beta_9^{-13} = 1 - 0,277 = 0,723.$$

Определение  $\beta_{10}^{-13}$  и  $\beta_{10}^{-6,5}$  [см. формулы (20) и (21)]

$$\beta_{10}^{-a} = \frac{1}{\gamma_{10} E_V^{-a}};$$

$$\beta_{10}^{-13} = \frac{1}{2,24 \cdot 0,85} = 0,523 = 52,3\%;$$

$$\beta_{10}^{-6,5} \approx 0,5 \cdot 0,523 = 0,262 = 26,2\%.$$

Здесь  $\gamma_{10} = Q_{10} : Q_1 = 1400 : 625 = 2,24$ .

Определение коэффициентов загрузки дробилок по результатам расчета:

$$k_1 = \frac{Q_9}{Q_{ДР}} = \frac{288}{315} = 0,91; \quad k_2 = \frac{Q_7}{Q_{ДР}} = \frac{264}{360} = 0,73;$$

$$k_3 = \frac{Q_{12}}{Q_{ДР}} = \frac{443}{3223} = 0,66.$$

Приближенно, в соответствии с табл. 9, коэффициенты загрузки дробилок были найдены:  $k_1 = 0,76$ ;  $k_2 = 0,77$ ;  $k_3 = 0,73$ .

#### б. Расчет схемы БАА' (рис. 17)

Первую стадию оставим по расчету схемы БАА. Начнем расчет после склада крупнодробленой руды на производительность 625 т/ч. Выходные щели дробилки,

отверстия сит грохотов и эффективность грохотов оставим по предыдущему расчету.

Определим  $Q_6$ ,  $Q_7$  и  $Q_8$  по формуле (22)

$$Q_6 = Q_5 \beta_5^{-a_{III'}} E_{111a}^{-a_{III'}} = 625 \cdot 0,063 \cdot 0,85 = 34 \text{ т/ч};$$

$$Q_7 = Q_8 = Q_5 - Q_6 = 625 - 34 = 591 \text{ т/ч} = 591 : 1,75 = 338 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Определим содержания  $\beta_{6'}^{-a_{III'}}$ ,  $\beta_{6'}^{-0,5a_{III'}}$  для расчета нижнего сита грохота по формулам (23) и (24)

$$\beta_{6'}^{-a_{III'}} = \frac{\beta_5^{-a_{III'}}}{\beta_5^{-a_{III'}} E_{111}^{-a_{III'}}} = \frac{\beta_5^{-13}}{\beta_5^{-60} E_{111}^{-60}} = \frac{0,063}{0,29 \cdot 0,85} = 0,253 = 25,3\%.$$

$$\beta_{6'}^{-0,5a_{III'}} = 0,5 \beta_{6'}^{-a_{III'}} = 0,5 \cdot 25,3 = 12,7\%.$$

Определим массы продуктов  $Q_{11'}$  и  $Q_{12'}$  по формулам (25), (26):

$$Q_{11'} = Q_9 b_{IV}^{-a_V} E_V^{-a_V} = Q_9 b_{IV}^{-13} E_V^{-13} = 591 \cdot 0,25 \cdot 0,85 = 126 \text{ т/ч};$$

$$Q_{12'} = Q_{11'} = Q_9 - Q_{11'} = 591 - 126 = 465 \text{ т/ч}.$$

Определим  $Q_{13}$  и  $Q_{12''}$  по формуле (27)

$$Q_{13} = Q_9 \left( \frac{1}{E_V^{-a_V}} + \frac{\beta_9^{+a_V}}{b_{VI}^{-a_V}} - 1 \right) = Q_9 \left( \frac{1}{E_V^{-13}} + \frac{\beta_9^{+13}}{b_{VI}^{-13}} - 1 \right) =$$

$$= 591 \left( \frac{1}{0,85} + \frac{0,75}{0,68} - 1 \right) = 756 \text{ т/ч} = 756 : 1,75 = 432 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Характеристика продукта 9 принята по типовой  $b_{IV}^{+d}$ ,

$$Q_{12''} = Q_{13} - Q_{11''} = 756 - 465 = 291 \text{ т/ч}.$$

Для расчета грохотов в операции  $V_a$  найдем  $\beta_{13}^{-a_V}$  и  $\beta_{13}^{-0,5a_V}$

$$\beta_{13}^{-13} = \beta_{13}^{-a_V} = \frac{Q_{11''}}{E_{Va}^{-a_V} Q_{13}} = \frac{Q_{11''}}{E_{Va}^{-13} Q_{13}} = \frac{465}{0,85 \cdot 756} = 0,724 = 72,4\%.$$

$$\beta_{13}^{-6,5} = \beta_{13}^{-0,5a_V} = 0,5 \beta_{13}^{-a_V} = 0,5 \beta_{13}^{-13} = 0,5 \cdot 72,4 = 36,2\%.$$

Выберем дробилки:

для второй стадии достаточно одной дробилки КСД-2200, при щели  $i_{IV} = 30 \text{ мм}$  она имеет производительность 360 м<sup>3</sup>/ч, коэффициент загрузки

$$k_2 = \frac{338}{360} = 0,94,$$

а коэффициент использования по отношению к календарному году составит

$$\frac{6405 \cdot 0,94}{8760} = 0,69,$$

т. е. имеется достаточный запас.

Для третьей стадии число дробилок КМД-2200 остается три, коэффициент загрузки

$$k_3 = \frac{Q_{13}}{3Q_{др}} = \frac{432}{3 \cdot 223} = 0,65.$$

Коэффициент загрузки дробилок третьей стадии меньше, чем дробилок второй стадии. Выровнять коэффициенты загрузки можно некоторым увеличением ширины выходной щели дробилки КСД-2200.

Сравнивая рассчитанные варианты схем ББА и ББА', видим, что по дробилкам разницы нет. Этого и следовало ожидать, так как схема А' в технологи-

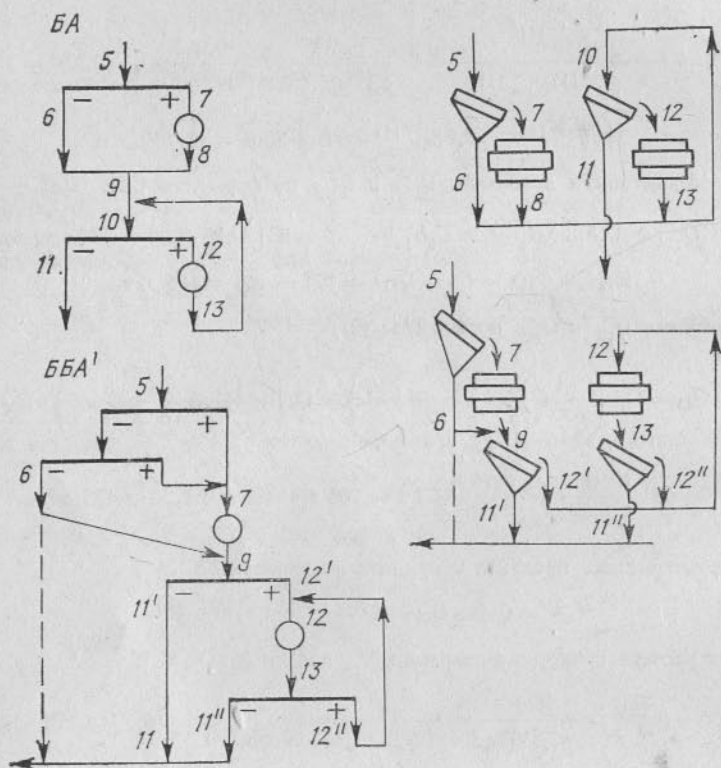


Рис. 20. Транспортные потоки по схемам с совмещенным и раздельным грохочением

ческом отношении представляет схему А только с раздельными операциями грохочения, а по суммарной требуемой производительности и грохотов, и дробилок варианты не отличаются один от другого, разница может быть только за счет вывода мелочи перед второй стадией.

Вариант можно выбрать на основе сравнения компоновочных решений и транспортных схем.

Схема ББА комплектуется с установкой грохотов перед дробилками (или в отдельном корпусе ситовых бункеров) и на грохоты конвейерами подается продукт  $Q_{10} = Q_1 + Q_{13}$ .

Схема ББА' комплектуется с установкой грохотов операций V и Va, под дробилками и в дробилки мелкого дробления подается только продукт  $Q_{12} = Q_{13}$ , т. е. меньше на массу исходного материала (см. рис. 20).

Таким образом, транспортный поток оказывается рассредоточенным, что заметно облегчает конвейеры замкнутого цикла. Существенно также то, что из питания дробилок мелкого дробления удалена мелкая фракция руды — это улучшает условия питания дробилок.

Недостаток варианта ББА' заключается в том, что грохоты размещены внутри фундамента (опорных конструкций) под дробилками. Фундаменты получаются сложными и высокими. Число грохотов должно соответствовать числу дробилок. Поэтому, если требуется повышенная площадь грохотов (влажная руда, мелкий конечный продукт) и одного грохота на дробилку мало, то конструктивное решение усложняется и вариант теряет часть своих достоинств.

### § 3. ОПЕРАЦИИ КЛАССИФИКАЦИИ В СХЕМАХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Схемы измельчения могут включать следующие операции классификации: предварительную классификацию (рис. 21, а); поверочную классификацию в полностью замкнутом цикле из-

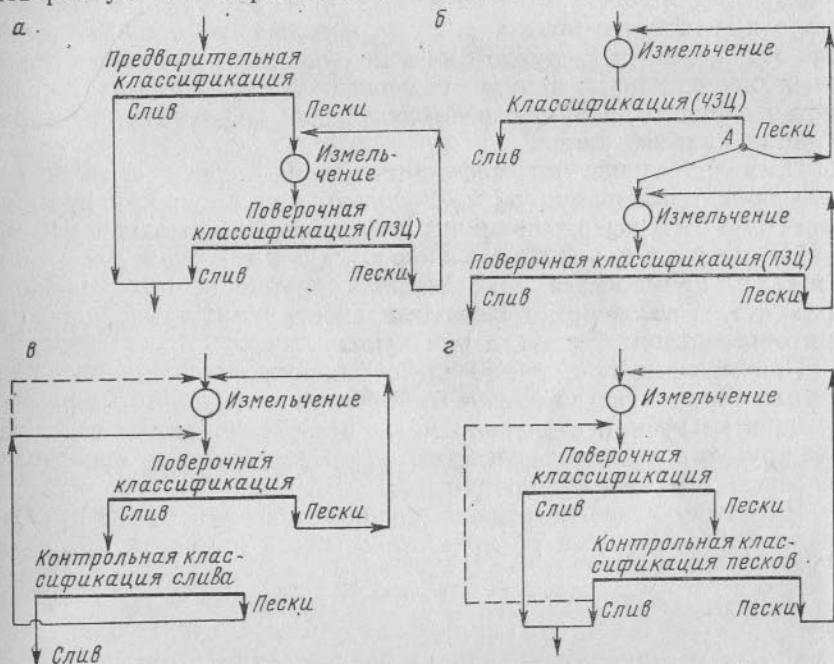


Рис. 21. Операции классификации в схемах измельчения:

ПЗЦ — полностью замкнутый цикл; ЧЗЦ — частично замкнутый цикл; А — точка деления песков

мельчения (см. рис. 21, а); классификацию в частично замкнутом цикле измельчения (рис. 21, б); контрольную классификацию слива (рис. 21, в); контрольную классификацию песков (рис. 21, г).

Предварительная классификация применяется для увеличения производительности мельницы, уменьшения ошламования, выделения в отдельный продукт первичных шламов и легко измельчаемых компонентов руды (если их необходимо обогащать в отдельном цикле).



Производительность мельницы по вновь образуемому готовому продукту  $\Delta P$  приблизительно прямо пропорциональна среднему содержанию в мельнице класса  $R_{ср}$ , превышающего по своей крупности готовый продукт,

$$\Delta P = kR_{ср}, \quad (30)$$

где  $k$  — коэффициент пропорциональности.

Выделение в операции предварительной классификации готового продукта повышает содержание  $R_{ср}$  и вследствие этого увеличивает  $\Delta P$ , а также уменьшает ошламование продукта, вредно влияющее на все процессы обогащения\*.

Возможность и целесообразность включения в схему измельчения операции предварительной классификации зависят в основном от максимальной крупности зерен руды в питании и содержания в нем готового продукта. Руду, содержащую слишком крупные зерна, нельзя загружать ни в механические классификаторы, ни в гидроциклоны, а руду, содержащую слишком малое количество готового продукта, нецелесообразно подвергать предварительной классификации.

Предварительная классификация перед первой стадией измельчения применяется редко и только при крупности руды не более 6—8 мм и содержания в ней готового продукта не менее 15%.

Поверочная классификация в замкнутом цикле применяется для контроля крупности измельченного продукта, повышения производительности мельницы, уменьшения ошламования продукта при измельчении.

При наличии поверочной классификации некондиционный по крупности продукт возвращается обратно в мельницу (циркулирующая нагрузка), в питании мельницы увеличивается содержание крупного класса и вследствие этого возрастает ее производительность по готовому продукту.

Циркулирующей нагрузкой  $c$  одностадийной схемы измельчения (рис. 22, схема В) принято называть отношение:

$$c = \frac{Q_5}{Q_1} = \frac{Q_5}{Q_4} = \frac{Q_3 - Q_4}{Q_4}.$$

Между величиной циркулирующей нагрузки и относительной производительностью мельницы существует определенная зависимость.

Рассмотрим работу мельницы в замкнутом цикле в идеальных условиях, когда в питании мельницы не содержится готового продукта, классификатор (гидроциклон) работает с эффективностью, равной 100% (в сливе не содержится крупного класса,

\* Небольшое содержание шламов в пульпе при измельчении кристаллических руд в некоторых случаях полезно. Шламы, увеличивая вязкость пульпы, способствуют более равномерному и полному покрытию ею поверхности шаров, при этом уменьшается число холостых ударов шаров.

а в песках — готового продукта), и мельница независимо от величины циркулирующей нагрузки всегда имеет оптимальное заполнение пульпой.

По формуле (30)

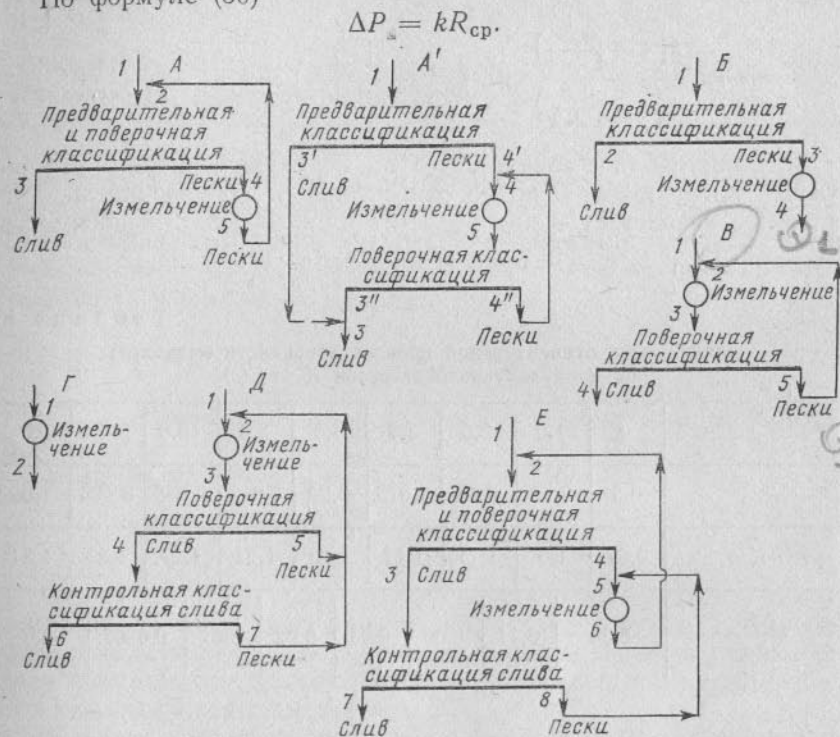


Рис. 22. Разновидности стадий измельчения и одностадийных схем измельчения:

1—8 — исходная руда и продукты схемы

Допустим, что  $R_{ср}$  приближенно равно среднему арифметическому из  $R_2$  и  $R_3$  (рис. 22, в), тогда:

$$R_{ср} = \frac{R_2 + R_3}{2};$$

$$R_2 = \frac{Q_1 R_1 + Q_5 R_5}{Q_1 + Q_5} = \frac{Q_1 \cdot 1 + c Q_1 \cdot 1}{Q_1 + c Q_1} = 1;$$

$$R_3 = \frac{Q_4 R_4 + Q_5 R_5}{Q_4 + Q_5} = \frac{Q_4 \cdot 0 + c Q_1 \cdot 1}{Q_1 + c Q_1} = \frac{c}{1 + c}; \quad (31)$$

$$R_{ср} = \frac{1 + \frac{c}{1 + c}}{2} = \frac{1 + 2c}{2(1 + c)} = \frac{2(1 + c) - 1}{2(1 + c)} = 1 - \frac{0,5}{1 + c}; \quad (32)$$

$$\Delta P = kR_{ср} = k \left( 1 - \frac{0,5}{1 + c} \right).$$

Если производительность мельницы при  $c = 1$  принять за эталон для сравнения  $\Delta P_{зм}$ , то относительная производительность  $K$  мельницы, работающей в идеальных условиях, приближенно будет

$$K = \frac{\Delta P}{\Delta P_{эт}} = \frac{k \left(1 - \frac{0,5}{1+c}\right)}{k \left(1 - \frac{0,5}{1+1}\right)} = \frac{2}{3} \left(2 - \frac{1}{1+c}\right) = 1,34 - \frac{0,67^*}{1+c}. \quad (33)$$

Из формулы (33) следует, что по мере увеличения циркулирующей нагрузки от 0 до  $\infty$  относительная производительность мельницы возрастает в два раза (от 0,67 до 1,34). Зависимость между  $c$ ,  $R_{ср}$ ,  $K$  и  $\frac{\Delta K}{\Delta c}$  приведена в табл. 13.

Таблица 13

Зависимость относительной производительности мельницы от циркулирующей нагрузки  $K = f(c)$

$c$	0	1,0	2,0	3,0	4,0	5,0	10,0	100,0	$\infty$
$R_{ср}$	0,5	0,75	0,83	0,875	0,90	0,915	0,955	0,995	1,00
$K$	0,67	1,0	1,11	1,17	1,20	1,22	1,27	1,33	1,34
$\frac{\Delta K}{\Delta c}$	0,33	0,11	0,06	0,03	0,02	0,01	0,0007	0,0	0,0

Отношение  $\frac{\Delta K}{\Delta c}$  показывает увеличение производительности мельницы при увеличении циркулирующей нагрузки для различных участков кривой [ $K = f(c)$ ]. Это отношение с увеличением циркулирующей нагрузки прогрессивно уменьшается.

Увеличение циркулирующей нагрузки от 0 до 100 % увеличивает производительность мельницы на 50 % (от 0,67 до 1,0), а увеличение циркулирующей нагрузки от 400 до 500 % повышает производительность мельницы всего лишь на 2 % (от 1,20 до 1,22). Влияние циркулирующей нагрузки на производительность замкнутого цикла можно уточнить, приняв во внимание эффективность классификации (извлечение мелкого (готового) класса в слив) и содержание крупного (остатка) в исходном материале. Если за эталон принять производительность мельницы при режиме

\* Формула (33) выведена на основе допущения, что изменение содержания крупного класса при прохождении материала через мельницу происходит по закону прямой. В действительности это изменение происходит по экспонентному закону. На практике обычно  $c > 1$ , в этом случае ошибка, вызываемая принятым допущением, незначительна.

$c = 1$ ,  $E = 1$ , и  $R_1 = 1$ , то относительная производительность будет равна

$$K = \frac{1}{0,75 + 0,25R_4} - \frac{2(1 - R_4) - E^{0,65}(R_1 - R_4)}{2E^{0,65}(1+c)(0,75 + 0,25R_4)}. \quad (34)$$

Здесь  $R_1$  и  $R_4$  — содержание остатка в исходном материале и в конечном продукте измельчения [57].

Технологическое значение циркулирующей нагрузки состоит в том, что она определяет среднее содержание крупного класса мельницы и относительную ее производительность. Если эффективность классификации равна 100 %, то циркулирующая нагрузка в точности равна отношению содержания крупного класса к содержанию готового продукта в разгрузке мельницы. Действительно, из формулы (31) следует

$$c = \frac{R_3}{1 - R_3} = \frac{R_3}{\beta_3}, \quad (35)$$

где  $\beta_3$  — содержание готового (мелкого) класса в продукте 3 (рис. 22, в).

Если эффективность классификации меньше 100 %, то

$$c \approx \frac{R_3}{\beta_3}.$$

Отношение  $R_3/\beta_3$ , равное для одностадиальной схемы измельчения циркулирующей нагрузке, является критерием при оценке эффективности работы мельницы в открытом цикле и при выборе значений циркулирующей нагрузки для отдельных стадий двухстадиальных схем измельчения.

Условия эффективной работы мельницы в открытом цикле. Если мельница работает в открытом цикле и выдает готовый по крупности продукт, то содержание крупного класса в разгрузке мельницы должно равняться нулю, а среднее содержание этого класса в мельнице будет не более 50 %. При таких условиях работа мельницы не может быть эффективной — мельница будет давать только 50 % производительности от теоретически возможной; кроме того, будет сильнее переизмельчение руды.

При двухстадиальной схеме измельчения мельница первой стадии не выдает окончательного продукта и может работать эффективно в открытом цикле, однако при условии, что объем мельниц второй стадии достаточно велик по сравнению с объемом мельницы первой стадии.

Для двухстадиальной схемы измельчения (рис. 23, схема ГА) имеют место следующие равенства:

$$\Delta P_{общ} = Q_4\beta_4 - Q_1\beta_1 = Q_1 \cdot 1 - Q_1 \cdot 0 = Q_1;$$

$$\Delta P_1 = Q_2\beta_2 - Q_1\beta_1 = Q_1\beta_2 - Q_1 \cdot 0 = Q_1\beta_2,$$



где  $\Delta P_{\text{общ}}$  и  $\Delta P_I$  — соответственно общее приращение готового продукта в двух стадиях и в первой стадии измельчения.

Принимаем, что содержание готового продукта в питании равно нулю, а в конечном продукте измельчения — 100 %.

В первом приближении можно считать, что удельная производительность (на единицу объема) мельниц первой и второй стадий измельчения одинакова, тогда

$$\frac{\Delta P_I}{\Delta P_{\text{общ}}} = \frac{V_I}{V_I + V_{II}}; \quad \frac{Q_1 \beta_2}{Q_1} = \frac{V_I}{V_I + m V_I};$$

$$\beta_2 = \frac{1}{1 + m}; \quad R_2 = 1 - \beta_2 = \frac{m}{1 + m}; \quad \frac{R_2}{\beta_2} = m, \quad (36)$$

где  $V_I$  и  $V_{II}$  — объемы мельниц первой и второй стадий;  $m = V_{II} : V_I$  — отношение объемов мельниц.

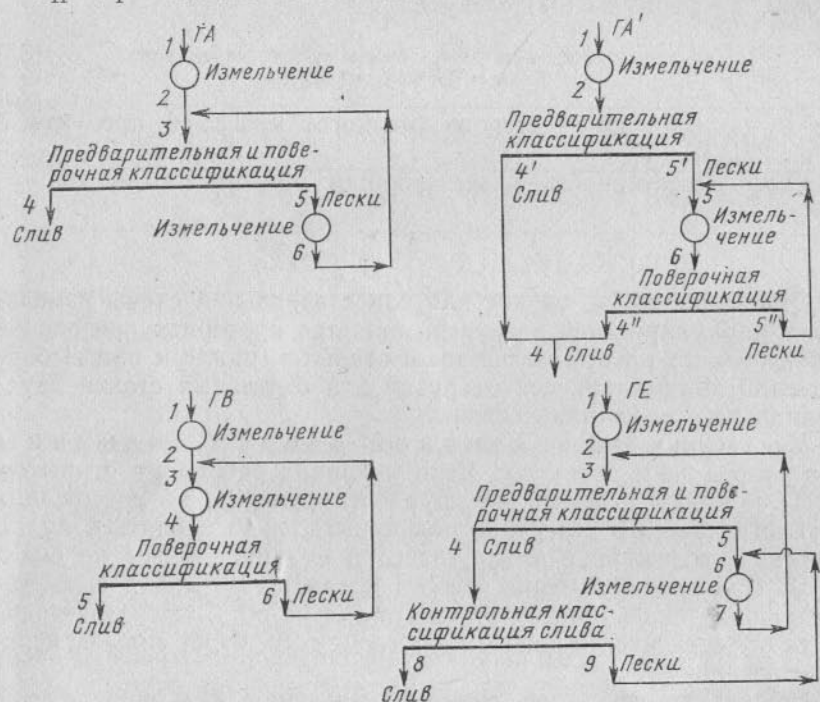


Рис. 23. Разновидности двухстадиальных схем измельчения с открытым циклом в первой стадии:

1—9, 4', 5' и 5'' — исходная руда и продукты схемы

Из формулы (36) следует, что эффективность работы мельницы первой стадии измельчения в открытом цикле при двухстадиальной схеме измельчения определяется соотношением объемов  $m$ . Если величина  $m$  достаточно велика, то в разгрузке мельницы первой стадии будет содержаться большое количество крупного

класса, а это означает, что среднее содержание этого класса в мельнице также будет достаточно высоким для эффективной работы ее в открытом цикле.

Из сопоставления формул (36) и (35) следует, что величина  $m$  при двухстадиальной схеме измельчения имеет для мельницы первой стадии, работающей в открытом цикле, то же значение, что величина  $c$  для мельницы, работающей в замкнутом цикле при одностадиальной схеме. Например, если  $m = 2$ , то мельница первой стадии (см. рис. 23, схема GA) будет работать с такой же эффективностью, с какой работает мельница в замкнутом цикле (см. рис. 22, схема B) при циркулирующей нагрузке, равной 2 или 200 %.

Для эффективной работы мельницы в замкнутом цикле циркулирующая нагрузка должна быть не менее 150—200 %. Вследствие этого для эффективной работы мельницы первой стадии в открытом цикле при двухстадиальных схемах измельчения отношение объема мельниц второй стадии к объему мельницы первой стадии должно быть не менее 1,5—2,0.

Классификация в частично замкнутом цикле (см. рис. 21, б) может встречаться только в схемах с несколькими стадиями измельчения, например, в двухстадиальной схеме с частично замкнутым циклом в первой стадии измельчения (см. рис. 21, б). Здесь операция классификации в первой стадии измельчения является одновременно поверочной по отношению к первой стадии и предварительной по отношению ко второй стадии.

Частично замкнутый цикл обладает несколькими технологическими особенностями, определяющими условия его применения.

В двухстадиальных схемах существенно важным является способ распределения работы измельчения между мельницами первой и второй стадий. В схемах с полностью замкнутым циклом в первой стадии (рис. 24) распределение работы измельчения производится изменением крупности слива классификатора первой стадии. Для полной загрузки мельницы второй стадии необходимо получать в сливе классификатора первой стадии достаточно крупный продукт, что не всегда оказывается возможным, особенно при измельчении быстро осаждающихся кристаллических руд и при крупном конечном продукте измельчения.

В частично замкнутом цикле нагрузка на мельницы второй стадии передается не через слив, а через пески, вследствие чего появляется возможность применять двухстадиальную схему измельчения даже при крупном конечном продукте.

Другой особенностью схемы с частично замкнутым циклом является постоянство массы продукта  $b$ , передаваемой во вторую стадию измельчения, независимо от того, в каком соотношении делятся пески в точке A (рис. 25, схема ЖВ).

Это объясняется тем, что масса продукта  $b$  при установившемся процессе всегда равна разности  $Q_6 = Q_1 - Q_4$ . Но масса

продукта 4, кондиционного по крупности, определяется только производительностью мельницы первой стадии измельчения и лишь в небольшой мере зависит от массы песков 7, возвращаемых в мельницу.

Указанная особенность частично замкнутого цикла дает возможность легко регулировать распределение нагрузки между

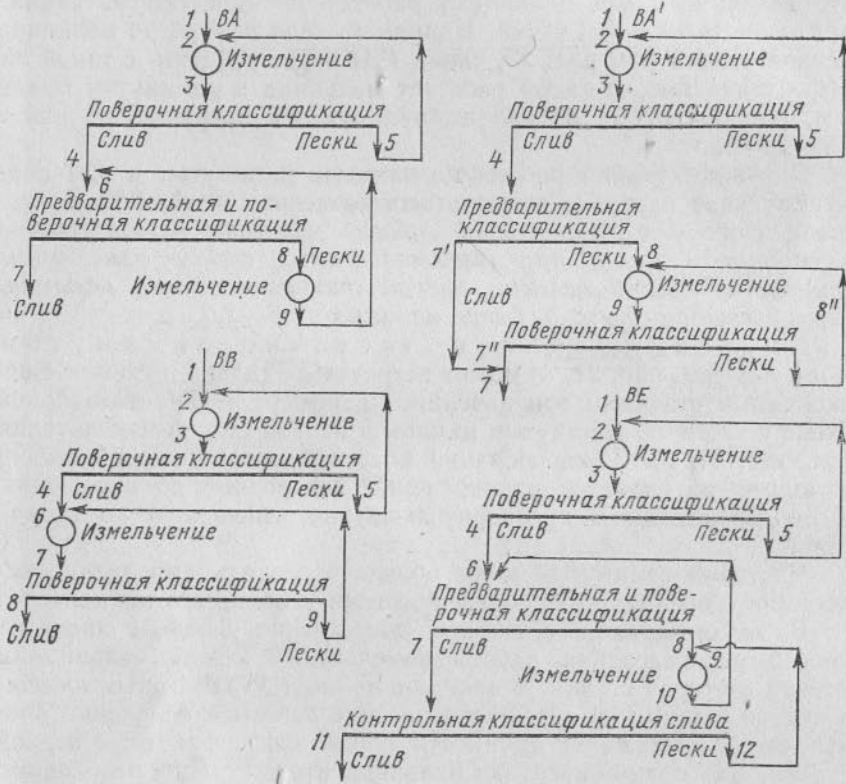


Рис. 24. Разновидности двухстадиальных схем измельчения с полностью замкнутым циклом в первой стадии:

1—12, 7', 7'', 8' и 8'' — исходная руда и продукты схемы

первой и второй стадиями измельчения. Чтобы изменить нагрузку мельницы первой стадии, достаточно изменить соотношение, в котором делятся пески в точке А. Чем меньшая часть песков будет направляться во вторую стадию измельчения, тем больше будет абсолютная масса во вторую стадию измельчения, тем больше будет абсолютная масса песков  $Q_7$ , возвращаемых в мельницу первой стадии.

Например, если в точке А пески делятся в соотношении  $Q_7 : Q_6 = n$ , то  $Q_7 = nQ_6$ . Но величина  $Q_6$  для установившегося процесса не зависит от  $n$ . Поэтому при одинаковой исходной

производительности величина  $Q_7$  будет прямо пропорциональна  $n$ . Вторую стадию измельчения схемы ЖВ можно рассматривать как одностадиальную схему с питанием  $Q_6$ , равным разности  $Q_1 - Q_4$ .

Так как  $Q_4$  — есть постоянная величина, то производительность мельницы и циркулирующая нагрузка второй стадии измельчения зависят только от массы исходного продукта  $Q_1$ .

Изменение  $Q_1$  будет резко сказываться на циркулирующей нагрузке второй стадии (так же, как при одностадиальной схеме)

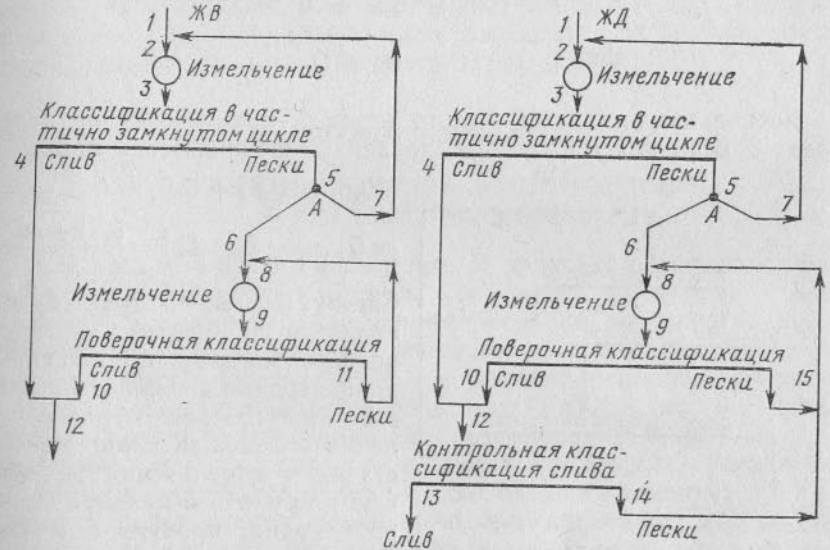


Рис. 25. Разновидности двухстадиальных схем измельчения с частично замкнутым циклом в первой стадии:

1—14 — исходная руда и продукты схемы; А — точка деления песков

и практически не повлияет на количество песков в первой стадии измельчения. Наоборот, изменение соотношения, в котором делятся пески в точке  $n$ , практически не будет отражаться на второй стадии измельчения и в то же время будет резко изменяться масса песков первой стадии. Таким образом, при частично замкнутой схеме нагрузка мельницы первой стадии измельчения регулируется изменением соотношения, в котором делятся пески в точке  $n$ , а нагрузка мельницы второй стадии регулируется только изменением  $Q_1$ , т. е. изменением производительности питателя.

В рассматриваемой схеме измельчения во вторую стадию автоматически передается весь продукт, который не может измельчить мельница первой стадии. Поэтому увеличение производительности питателя может вызвать перегрузку только мельницы второй стадии измельчения.

Частично замкнутый цикл позволяет предотвратить накопление в мельнице и ошламование самородных металлов.



Если металлические включения в руде очень ковки и имеют высокую плотность, то они накапливаются в песках классификатора.

Пусть общий объем мельниц распределен между первой и второй стадиями измельчения в отношении  $1 : m$ . В первом приближении отношение производительности мельниц первой и второй стадий будет равно отношению их объемов (см. рис. 25, схема ЖВ).

$$\frac{Q_1}{Q_{10}} = \frac{1}{m}; \quad Q_4 = \frac{Q_{10}}{m} = \frac{Q_6}{m}; \quad Q_4 + Q_6 = Q_1;$$

$$\frac{Q_6}{m} + Q_6 = Q_1; \quad Q_6 = Q_1 \frac{m}{1+m}.$$

Поскольку частицы тяжелого металла практически не переходят в слив классификатора, то для установившегося процесса

$$Q_1\beta_1 = Q_6\beta_6 + Q_4\beta_4 \approx Q_6\beta_6 = Q_1 \frac{m}{1+m} \beta_6; \quad \beta_6 = \frac{\beta_1(1+m)}{m}.$$

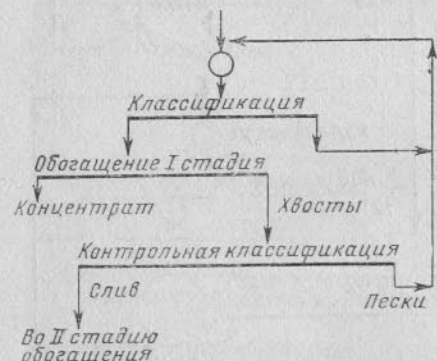


Рис. 26. Стадийное обогащение руды при одной стадии измельчения

Следовательно, продукт 6 будет являться концентратом самородного металла со степенной концентрации, равной  $(1+m):m$ , зависящей только от распределения объемов мельниц между стадиями измельчения. Прежде чем поступить в мельницу второй стадии, продукт 6 может быть направлен в операцию обогащения для извлечения металла\*.

При частично замкнутом цикле измельчения первичные шламы и наиболее легко измельчаемые компоненты руды удаляются в слив классификатора первой стадии. Содержание (до известных пределов) тонких шламов в питании механических классификаторов полезно, так как шламы, увеличивая вязкость пульпы, способствуют более спокойной и стабильной работе классификатора и повышают эффективность классификации.

Контрольная классификация слива применяется в тех случаях, когда при измельчении в одну стадию необходимо получить тонкий конечный продукт или осуществить стадийное обогащение руды (рис. 26), а также когда при уста-

\* Аналогично при работе мельницы в полном замкнутом цикле для извлечения накапливающегося в цикле измельчения металла можно направлять в обогащение только часть слива мельницы (или песков классификатора). Если направляемая в обогащение часть будет составлять  $1/n$  исходного питания мельницы, то степень концентрации накапливающегося металла в случае достаточного полного извлечения его в операции обогащения будет приблизительно равна  $n$ .

новке для классификации гидроциклона наиболее крупные пески предварительно выделяются в механическом классификаторе.

Недостатком схемы измельчения с контрольной классификацией слива является увеличенный фронт классификации и неустойчивая работа первого классификатора.

Контрольная классификация песков имеет целью понижение содержания в них готового по крупности продукта. Включение этой операции при том же разжижении слива незначительно повышает извлечение готового продукта в слив при классификации и мало сказывается на производительности замкнутого цикла (повышение до 1,5 %) [57].

#### § 4. СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

##### СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В СТЕРЖНЕВЫХ И ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦАХ

Стадии измельчения. В практике встречаются разновидности стадии измельчения, показанные на рис. 22. Разновидность А включает совмещенные операции предварительной и поверочной классификации и операцию измельчения. Эта разновидность имеет подвариант А', в котором названные операции классификации производятся раздельно. Разновидность В включает операцию предварительной классификации и операцию измельчения. Эта разновидность в схемах обогащения руд цветных и черных металлов встречается редко, но она применяется в операциях доизмельчения некондиционных концентратов при обогащении графитовых руд. Разновидность В включает операции измельчения и поверочной классификации. Эта разновидность почти всегда применяется при одностадийных схемах измельчения и часто применяется в первой стадии измельчения двух- и многостадийных схем. Разновидность Г включает только одну операцию измельчения. Она часто применяется в первой стадии измельчения двух- и трехстадийных схем при установке в первой стадии стержневых мельниц. Разновидности Д и Е включают операции контрольной классификации слива. В практике измельчения эти разновидности встречаются сравнительно редко. Разновидность Ж включает операции классификации в частично замкнутом цикле (см. первую стадию измельчения на рис. 21, б и 25), применяется редко. Разновидности стадии А, А', Б, В и Г аналогичны одноименным разновидностям стадий дробления. Разновидности Д, Е и Ж аналогов в схемах дробления не имеют.

Условные наименования схем измельчения складываются из условных наименований входящих в них стадий измельчения. Например, если первая стадия двухстадийной схемы представляет разновидность Г, а вторая А, то условное наименование схемы будет ГА (см. рис. 23). Число букв в условном наименовании равно числу стадий в схеме. Условные наименования одностадийных

схем одинаковы с условными наименованиями разновидностей стадии измельчения.

Классификация схем измельчения производится по следующим признакам:

числу стадий измельчения в схеме:

виду цикла измельчения в первой стадии (открытый, полностью замкнутый, частично замкнутый);

месту загрузки исходной руды (в мельницу, в классификатор);

наличию или отсутствию совмещенных операций предварительной и поверочной классификаций;

наличию или отсутствию в схеме операций контрольной классификации.

В зависимости от числа стадий схемы измельчения подразделяются на три класса: одностадиальные, двухстадиальные, многостадиальные.

Двухстадиальные схемы в зависимости от вида цикла измельчения в первой стадии подразделяются на три группы: I — двухстадиальные с открытым циклом измельчения в первой стадии (см. рис. 23), II — двухстадиальные с полностью замкнутым циклом в первой стадии (см. рис. 24), III — двухстадиальные с частично замкнутым циклом в первой стадии (см. рис. 25).

Эти группы двухстадиальных схем измельчения отличаются не только по виду цикла измельчения в первой стадии, но и по способу передачи нагрузки из первой стадии во вторую: в схемах I нагрузка передается через слив мельницы, в схемах II — через слив классификатора, в схемах III — через пески классификатора.

В зависимости от последних трех признаков классификации схемы измельчения внутри классов и групп подразделяются на отдельные разновидности.

Многостадиальные схемы применяются редко, число встречающихся на практике разновидностей этих схем мало, поэтому нет необходимости в подразделении их на отдельные группы.

Одностадиальные схемы измельчения (см. рис. 22) имеют по сравнению с двухстадиальными следующие достоинства: требуют меньшего количества классифицирующего оборудования и поэтому меньших капитальных затрат на оборудование; просты для регулировки и обслуживания оборудования и компоновки оборудования, так как не требуется транспортирования продуктов из одной стадии измельчения в другую, и все мельницы располагаются на одной отметке по высоте; простой оборудования меньше, так как остановка одной мельницы или классификатора (гидроциклонов) не отражается на работе других агрегатов; дают возможность установки более крупных мельниц в цехе измельчения на обогатительных фабриках малой производительности.

Недостатки одностадиальных схем: менее эффективная работа мельниц вследствие трудности рационарирования шаровой нагрузки при поступлении в мельницу материала с широким диапазоном

крупности; трудность получения очень тонкого материала в сливе классификатора: при схемах А, А', Б, В и Г нельзя осуществить стадияльное обогащение руды.

Одностадиальные схемы обычно применяются при измельчении до 55—60 % —0,074 мм. На обогатительных фабриках малой производительности, чтобы не увеличивать число мельниц, одностадиальную схему применяют и при более тонком измельчении.

Разновидности одностадиальных схем с загрузкой руды в мельницу (В и Д) применяются при крупности исходной руды, превышающей 6—10 мм, и небольшом содержании в ней шламов. Одностадиальные схемы с загрузкой руды в классификацию (А, А', Е) могут применяться только при мелкой руде, содержащей значительное количество готового по крупности продукта (15 % и более).

Из одностадиальных схем наиболее часто применяется схема В. Схема А' применяется при необходимости выделения содержащихся в руде первичных шламов и растворимых солей в самостоятельный продукт для последующей его раздельной обработки или присоединения к хвостам.

Схема Д с контрольной классификацией слива применяется при необходимости получить тонкий конечный продукт или осуществить стадияльное обогащение руды при одностадиальном измельчении.

Одностадиальные схемы Б и Г не применяются, так как работа мельниц в открытом цикле при одностадиальном измельчении не эффективна. Эти разновидности стадии встречаются только в двух- и многостадиальных схемах.

### Двухстадиальные схемы с открытым циклом в первой стадии измельчения, группа I (см. рис. 23)

Первая стадия измельчения при этих схемах, как правило, производится в стержневых мельницах. Основные достоинства схем: небольшой фронт классификации (за исключением ГЕ); простая регулировка схемы, так как нагрузка на мельницы второй стадии измельчения передается через слив мельницы; при установке в первой стадии измельчения стержневых мельниц появляется возможность увеличения крупности питания цеха измельчения до 20—25 мм, что упрощает схему дробления и удешевляет стоимость цеха дробления; возможность хорошего рационарирования шаровой нагрузки; возможность получения как мелкого, так и крупного конечных продуктов измельчения.

Недостатки схем измельчения группы I: для эффективной работы мельницы первой стадии в открытом цикле необходимо, чтобы мощность (объем) мельниц второй стадии была в 1,5—2 раза больше мощности (объема) мельниц первой стадии, что несколько ограничивает применение данной группы схем; компоновка оборудования менее удобна для эксплуатации, чем при применении одно-



стадиальных схем или схем группы II\*. При схемах *ГА*, *ГА'* и *ГВ* стадияльное обогащение флотацией применять нельзя, а получение очень тонкого продукта измельчения по этим схемам затруднено, так как повторная классификация здесь отсутствует.

Схемы *ГА* и *ГА'* часто применяют на обогатительных фабриках большой производительности при крупности конечного продукта измельчения 55—80% —0,074 мм и одностадиальной схеме обогащения руды. Разновидность схемы *ГА'* удобно применять при необходимости обработки в отдельном цикле первичных шламов и легкоизмельчающихся компонентов руды.

Схема *ГВ* применяется на магнитообогажительных фабриках, перерабатывающих тонковкрапленные руды, и иногда — на флотационных фабриках. Так как при этой схеме руда, прежде чем поступить в классификацию, проходит последовательно две мельницы, то поступающий в классификацию продукт не содержит слишком крупных зерен, которые могли бы препятствовать применению гидроциклонов. Поэтому при схеме *ГВ* можно избежать установки в цехе измельчения механических классификаторов и принять только гидроциклоны, что уменьшает капитальные затраты.

Недостатком рассматриваемой схемы является высокое содержание кондиционного по крупности класса в питании мельницы второй стадии, вызывающее излишнее ошламование измельчаемой руды и понижение эффективности работы мельницы. Схему *ГВ* нельзя применять в тех случаях, когда ошламование руды оказывает вредное влияние при ее обогащении.

Схема *ГЕ* применяется при тонком измельчении руды: до 80—95% —0,074 мм, а также при необходимости осуществить двухстадиальное ее обогащение флотационным процессом при работе мельницы первой стадии в открытом цикле.

#### Двухстадиальные схемы с полностью замкнутым циклом измельчения в первой стадии, группа II (см. рис. 24)

Эти схемы применяют на крупных и средних по производительности обогатительных фабриках при измельчении до 0,15 мм и более тонком — при двухстадиальной схеме обогащения.

Важнейшим условием достижения высокой производительности мельниц при измельчении по схемам группы II является правильное распределение работы измельчения между мельницами первой и второй стадий. Если на мельницы первой стадии измельчения будет выдвигаться слишком мелкий материал, то мельница второй

\* В схемах группы I при установке нескольких мельниц в секции слив мельницы первой стадии измельчения приходится распределять по двум измельчительным агрегатам второй стадии. Для самотечного транспорта относительно крупного и плотного слива мельницы первой стадии требуются желоба с крутыми уклонами, что вызывает необходимость расположения мельниц первой и второй стадий на разных отметках.

стадии окажется незагруженной и общая производительность мельниц понизится. Выдача из первой стадии измельчения слишком крупного материала тоже вызывает необходимость снижения общей производительности мельниц вследствие перегрузки мельницы второй и недогрузки мельницы первой стадии измельчения.

Максимальная производительность мельниц при этой схеме достигается только при определенной крупности слива классификатора (гидроциклона) первой стадии измельчения, которая на практике регулируется изменением его плотности. Работа классификатора при очень плотных сливах неустойчива, так как небольшое изменение в количестве подаваемой воды значительно отражается на крупности материала, уходящего в слив, и нарушает правильное распределение работы измельчения между стадиями.

Применение схем группы II при конечном продукте крупнее 0,2 мм вызывает затруднения вследствие неустойчивой и неэффективной работы классификатора (гидроциклона) первой стадии измельчения при получении крупного слива.

Достоинствами схем группы II являются: возможность получения мелкого конечного продукта измельчения; возможность осуществления стадияльного обогащения руды; хорошее рационарование шаровой загрузки.

Недостатки схем группы II: трудное регулирование процесса измельчения; невозможность получения крупного конечного продукта измельчения; большое количество классифицирующих аппаратов — вся масса руды дважды проходит через операции классификации.

В схеме *ВА* (см. рис. 24) операции предварительной и повсечной классификации второй стадии измельчения совмещены, а в схеме *ВА'* они производятся раздельно. При схеме *ВА* число операций классификации меньше и можно получить более высокую плотность пульпы продукта 7, чем при схеме *ВА'*, однако последняя схема позволяет выделить первичные шламы, растворимые соли и легкоизмельчаемые компоненты руды в отдельный продукт 7' (если его нужно обогащать в особом цикле).

Крупные флотационные фабрики Чукикамата и Эль-Сальвадоре (Чили), перерабатывающие медные руды, применяют схему измельчения *ВВ*, при которой сливы механических классификаторов первой стадии поступают в мельницы второй стадии, работающие в замкнутом цикле с гидроциклонами. Роль механических классификаторов при этой схеме заключается в удалении крупных зерен из питания мельниц второй стадии, что предохраняет гидроциклоны от загромождения крупным материалом и несколько облегчает транспортирование руды из первой стадии измельчения во вторую. В технологическом отношении схема *ВВ* аналогична схеме *ГВ*. Отмеченные ранее достоинства, недостатки и условия применения последней схемы целиком относятся и к схеме *ВВ*.

## Двухстадиальные схемы с частично замкнутым циклом в первой стадии, группа III (см. рис. 25)

Достоинствами этих схем являются: простота регулировки; возможность хорошего рационарирования шаровой нагрузки; возможность применения двухстадиального измельчения при крупном конечном продукте измельчения; отсутствие аккумуляции самородных металлов в цикле измельчения.

Недостатки схем группы III: транспортирование песков из первой во вторую стадию измельчения требует желобов с крутым уклоном или применения транспортных механизмов; поверочная

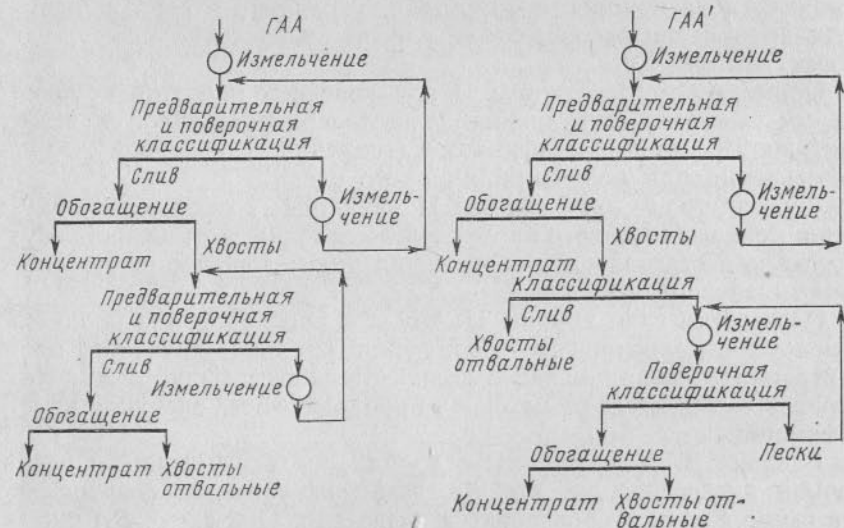


Рис. 27. Разновидности трехстадиальных схем измельчения

классификация второй стадии измельчения работает на обесшламленном материале, что может вызвать затруднения в ее работе при кристаллических рудах, дающих малое количество вторичных шламов.

При схеме ЖВ требуется небольшой фронт классификации, так как руда проходит через классификацию только один раз, но по этой схеме трудно получить тонкий конечный продукт и нельзя осуществить стадийное обогащение.

В схеме ЖД слив подвергается контрольной классификации, поэтому эта схема обеспечивает получение тонкого конечного продукта, дает возможность применять стадийное обогащение, но требует установки большего количества классифицирующих аппаратов.

Многостадийные схемы измельчения. При большой производительности обогатительной фабрики в цех измельчения обычно подается руда крупностью 10—25 мм, и пер-

вая стадия измельчения наиболее часто осуществляется в стержневых мельницах. Если руда требует стадийного обогащения, то применяется один из показанных на рис. 27 вариантов трехстадиальной схемы измельчения. На магнитообогатительных фабриках при таких схемах возможно трехстадийное обогащение руды: в первую стадию обогащения поступает слив стержневой мельницы, а во вторую и третью — сливы классификаторов (гидроциклонов). Если магнитные сепараторы установить еще на сливах мельниц второй и третьей стадий измельчения, то схема обогащения получается пятистадийной. При переработке тонковкрапленных магнетитовых руд в первых стадиях обогащения в отличие от схемы ГАА выделяются отвальные хвосты и промежуточные продукты, поступающие в последующие стадии обработки.

## СХЕМЫ РУДНОГО САМО- И ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Рудное самоизмельчение и полусамоизмельчение широко применяются в современной практике обогащения многих руд: железных, медных, медно-молибденовых, алмазных, золотых и др. Вместе с тем, процесс рудного самоизмельчения не может применяться с экономическим эффектом к любым рудам. Для самоизмельчения руды должны обладать определенными свойствами и решение выбрать в проекте процесс самоизмельчения должно основываться на обстоятельном изучении рудной базы и свойств руды на специальных крупномасштабных установках, включающих полный цикл обогащения и позволяющих сравнить процесс рудного самоизмельчения с измельчением в стержневых и шаровых мельницах.

Считается, что многотоннажная представительная проба руды должна быть пропущена через опытную мельницу мокрого самоизмельчения диаметром не менее 1,8 м. Для одностадийного и грубого (50—60 % класса —75 мкм) самоизмельчения без добавки шаров необходимо, чтобы в руде было достаточно крупнокускового (+100 мм) твердого материала для образования измельчающей среды в мельнице и в то же время не было более крепких, чем основная масса руды, разновидностей, обуславливающих образование и накопление в мельнице кусков критической крупности.

Свойства руды определяют схему самоизмельчения и мероприятия, которые должны быть предусмотрены в ней для борьбы с накоплением кусков критического размера и для интенсификации процесса.

Одностадийные схемы. На некоторых рудах добавление в мельницу крупных шаров (до 8 % объема мельницы) позволяет получить при самоизмельчении нужный по крупности продукт в одну стадию (рис. 28, а). В других случаях большие возможности борьбы с накоплением кусков критического размера и, следовательно, поддержания в мельнице эффективной измельчающей среды дают выделение крупного материала из разгрузки мельницы и додрабывание его в конусной дробилке с по-



следующим возвращением в мельницу, а также выделение части крупных кусков в качестве рудной гальки для последующих приемов измельчения (рис. 28, б). Схема на рис. 28, в отличается от предыдущей тем, что в ней используются все три мероприятия:

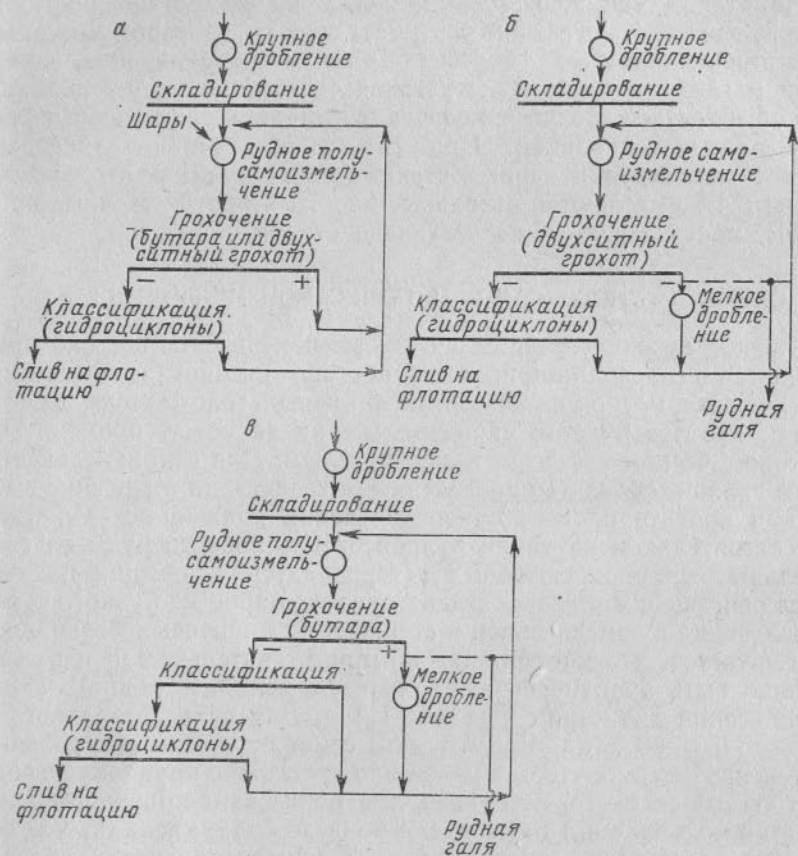


Рис. 28. Разновидности одностадиальных схем рудного само- и полусамозмельчения:

а — схема с добавкой шаров; б — схема с додроблением критических кусков и выводом рудной гальки; в — схема с добавкой шаров, додроблением критических кусков и выводом рудной гальки

перевод мельницы на полусамозмельчение добавкой шаров, додробление критических кусков и выведение крупных кусков, как рудной гальки. Кроме того, для облегчения и нормализации работы гидроциклонов при получении окончательного слива устанавливается механический классификатор. Подобная схема была осуществлена на медно-молибденовой фабрике «Симилкамин» (Британская Колумбия, Канада) производительностью 13 600 т/сут [25].

Двухстадиальные схемы. Для более тонкого измельчения (более 60—65 % класса — 74 мкм), как правило, рекомендуются двухстадиальные схемы самоизмельчения.

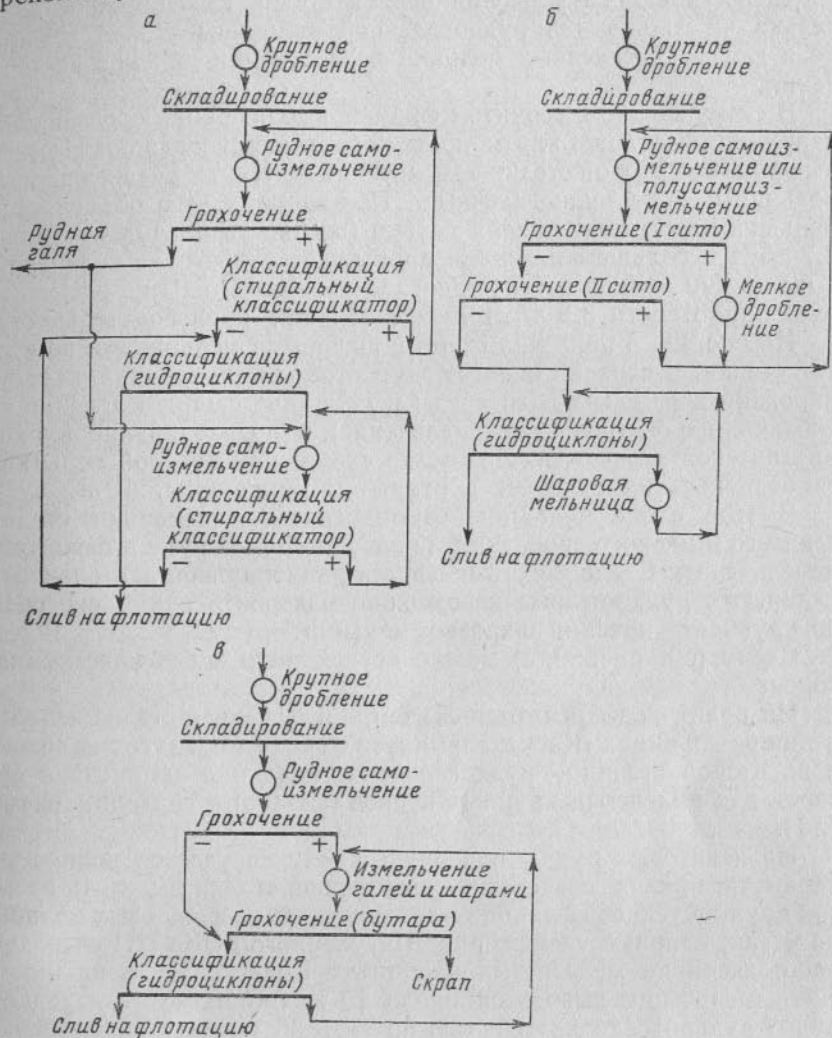


Рис. 29. Разновидности двухстадиальных схем рудного само- и полусамозмельчения:

а — схема полного рудного самоизмельчения с рудногалечными мельницами во второй стадии; б — рудное само- и полусамозмельчение, с шаровыми мельницами во второй стадии и додроблением кусков критической крупности; в — рудное самоизмельчение в открытом цикле в первой стадии и с шаровыми мельницами во второй

Для железных руд используют схемы полного рудного самоизмельчения с рудногалечными мельницами во второй стадии (рис. 29, а). По этой схеме для классификации продуктов из мель-

ниц применяют механические классификаторы, в пески которых выделяется крупнозернистый материал, возвращаемый в мельницу, а слив поступает на контрольную классификацию в гидроциклоны. Из мельниц самоизмельчения первой стадии выделяется рудная галька не только для рудногалечной мельницы второй стадии, но и для рудногалечных мельниц последующих приемов измельчения.

В схему можно включить межцикловые операции обогащения, например, флотацию или мокрую магнитную сепарацию. На медных рудах во второй стадии измельчения применяют чаще шаровые мельницы, а не рудногалечные. По-видимому, это объясняется меньшей плотностью рудной гальки (плотность медных руд 2,6—2,7 т/м<sup>3</sup>) и большим падением производительности по сравнению с шаровыми мельницами. Рудногалечные мельницы на железных рудах (плотность 3,5 т/м<sup>3</sup>) имеют большие производительности.

На рис. 29, б показана схема с шаровыми мельницами во второй стадии. В первой стадии предусмотрены мероприятия по регулированию измельчающей среды в мельнице самоизмельчения — добавка шаров (полусамоизмельчение) и додрабливание кусков критической крупности. Возможна схема, при которой мельница самоизмельчения работает в открытом цикле (рис. 29, в).

В этой схеме мельницы самоизмельчения заменяют стадии среднего и мелкого дробления и подготавливают руду к шаровому измельчению. Схема может оказаться рациональной для влажных глинистых руд, которые невозможно издробрить сухим способом до крупности питания шаровых мельниц.

Схему (см. рис. 29, а) можно осуществить и без классификаторов.

На практике встречаются случаи, когда первая стадия измельчения в мельницах «Каскад» замкнута с грохотом и дуговым ситом, а во второй стадии — рудногалечная мельница замкнута с бумерангом для выделения крупных кусков (скрапа) и гидроциклонами [56].

На некоторых рудах подобную схему не удастся полностью замкнуть, приходится из мельницы первой стадии выделять избыток крупнокусковой фракции и доизмельчать ее в шаровых мельницах. Так, например, на фабрике Ингулецкого ГОКа (III очередь), работающей на железистых кварцитах Кривого Рога, из цикла самоизмельчения выводится около 10 % (по массе от исходной руды) рудной гали крупностью 55 % + 30 мм. Эту гальку дробят в дробилках КМДТ-2200 при щели 5—7 мм (продукт 5 % + 15 мм) и измельчают в шаровых мельницах 45×60, работающих в замкнутом цикле со спиральным классификатором. При выводе части рудной гали в отдельный цикл производительность секции самоизмельчения возросла на 30 % [54].

Современный этап (70-е годы) в развитии рудного самоизмельчения характеризуется разнообразными схемами и компоновочными решениями. В практике все еще происходит поиск и отра-

батывание наилучших схем по самоизмельчению. Наиболее эффективно самоизмельчение для измельчения продуктов от 300 мм до грубого помола 5—0,8 мм, т. е. приблизительно до крупности продукта стержневых мельниц. При измельчении продуктов до крупности до 60—65 % класса —74 мкм возможно применение одностадиального рудного самоизмельчения, но двухстадиальные схемы также рациональны.

Во второй стадии измельчения применяют рудногалечные мельницы, позволяющие использовать крупные куски, выделяемые из мельниц самоизмельчения первой стадии. На многих фабриках (особенно для медных и медно-молибденовых руд) применяют схемы первой стадии без вывода рудной гали (т. е. делают I стадию автономной) и во второй стадии устанавливают шаровые мельницы. Применение шаровых мельниц позволяет существенно сократить объем мельниц второй стадии, поскольку рудногалечные мельницы имеют низкую удельную производительность. Например, на Ингулецком ГОКе удельная производительность рудногалечных мельниц при тонком измельчении до 90 % класса —74 мкм составила около 0,3 т/(м<sup>3</sup>·ч) по тому же классу.

#### ВЫБОР СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Схемы измельчения выбираются путем проверки вариантов схем на опытной обогатительной фабрике или опытной секции фабрики. При отсутствии такой проверки выбирают наиболее рациональные варианты схемы измельчения в зависимости от главных условий, влияющих на их выбор, т. е. от крупности начального и конечного продуктов измельчения, производительности обогатительной фабрики, необходимости отдельной обработки песков и шламов, необходимости стадийного обогащения, физических свойств руды.

Без опытной проверки при проектировании чаще всего приходится наметить для технико-экономической проработки несколько вариантов.

При рудах, которые по физическим свойствам возможно дробить в сухом виде до крупности 10—20 мм, и при измельчении всей руды до 60—65 % класса —74 мкм конкурирующие варианты схем следующие:

а) дробление до 10—15 мм и одностадиальное измельчение в больших шаровых мельницах (с решеткой или без решетки) в замкнутом цикле с гидроциклонами;

б) дробление до 20 мм и двухстадиальное измельчение по схеме типа ГА, т. е. стержневая мельница в открытом цикле в первой стадии и шаровая мельница (приблизительно двойного объема), работающая в замкнутом цикле с гидроциклонами во второй стадии;

в) дробление до 300 мм и рудное самоизмельчение или полусамоизмельчение по одной из схем на рис. 28 и 29. Двухстадиаль-



ые схемы с шаровыми мельницами с замкнутым циклом в первой стадии применяются при тонком измельчении руды, при двух-стадиальной схеме обогащения. Схемы с частично замкнутым циклом в первой стадии целесообразно рассмотреть и применять при необходимости избежать аккумуляции благородных металлов в циклах измельчения.

Многостадиальные схемы измельчения применяются при много-стадиальных схемах обогащения.

Окончательный выбор варианта схемы измельчения производится на основании технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов.

### § 5. РАСЧЕТ СХЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Крупность продуктов измельчения оценивается по данным ситовых анализов продуктов. На практике часто пользуются приближенной оценкой крупности, для чего достаточно знать условную максимальную крупность продукта и содержание в нем характерного класса.

Максимальная крупность продукта определяется размером отверстий сита, через которые проходит 95—97 % продукта.

Характерным является класс, содержанием которого оценивается крупность продукта. Поскольку расчет схем измельчения производится по характерному классу, то далее этот класс называется расчетным классом. Обычно за расчетный принимается класс —0,074 мм. При очень тонком измельчении материала рас-

Таблица 14

Зависимость между содержаниями классов различной крупности в сливе мельниц и классификаторов

$\beta$ — содержание класса —0,074 мм, %	10	20	30	40	50	60	70	80	90	95
$\beta'$ — содержание класса —0,040 мм, %	5,6	11,3	17,3	24	31,5	39,5	48	58	71,5	80,5
$\beta''$ — содержание класса —0,020 мм, %	—	—	9	13	17	22	26	35	46	55
$\beta'''$ — содержание класса —0,200 мм, %	—	46	62	75	85	92	96	—	—	—
$d$ — условная максимальная крупность, мм	—	—	—	0,43	0,32	0,24	0,18	0,14	0,094	0,074

четным является класс —0,040 мм, а при грубом измельчении — класс —0,150 мм.

Приближенные зависимости между содержанием класса —0,074 мм в сливах мельниц, механических классификаторов и гидроциклонов и содержанием в этих продуктах классов —0,2, —0,04 и —0,020 мм для руд средней измельчаемости плотностью 2,7—3,0 т/см<sup>3</sup> приведены в табл. 14.

В таблице указана также условная максимальная крупность слива, равная размеру отверстий сита, через которое проходит 95 % материала. Приведенные значения  $\beta'$ ,  $\beta''$  и  $d$  подсчитаны по уравнению  $\beta^{-d} = 1 - e^{-kd}$ . Результаты подсчетов по этому уравнению хорошо совпадают с практическими [45, 48].

### Определение частного выхода продукта по содержанию расчетного компонента в исходном продукте и в продуктах разделения

Если в результате какой-либо операции разделения из продукта 1 (см. рис. 22, схема Б) получаются продукты 2 и 3, то выход их от операции будет

$$\gamma'_2 = \frac{\beta_1 - \beta_3}{\beta_2 - \beta_3}; \quad \gamma'_3 = \frac{\beta_1 - \beta_2}{\beta_3 - \beta_2} = \frac{\beta_2 - \beta_1}{\beta_2 - \beta_3}, \quad (37)$$

где  $\beta_1$ ,  $\beta_2$  и  $\beta_3$  — содержание расчетного компонента в исходном продукте и в продуктах разделения.

### РАСЧЕТ СХЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ СТАЛЬНОЙ СРЕДОЙ, РАЗНОВИДНОСТЕЙ СТАДИИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ОДНОСТАДИАЛЬНЫХ СХЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Расчет схемы В (см. рис. 22) сводится к определению массы продуктов 2 и 5 (выхода продуктов находятся по общей формуле  $Q_n = Q_n : Q_1$ ).

Массу продукта 5 следует определять исходя из оптимальной циркулирующей нагрузки, при которой расходы на измельчение получаются минимальными. Циркулирующая нагрузка устанавливается на практике изменением подачи руды в мельницу, поэтому при проектировании ее можно назначать. Высокие циркулирующие нагрузки связаны с увеличением расходов на транспортирование и классификацию. При классификации в гидроциклонах циркулирующую нагрузку назначают от 200 до 600 %. Меньшие цифры относятся к грубому, а большие к тонкому измельчению.

При замыкании мельницы с классификатором самотеком можно назначать циркулирующие нагрузки до 700 %.

Выбранное значение циркулирующей нагрузки следует проверить из условия, чтобы удельная нагрузка мельниц по общему питанию не превышала

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

где  $Q_2$  — производительность мельницы по общему питанию, т/ч;  
 $V$  — объем мельницы, м<sup>3</sup>.

Так как транспортирующая способность мельницы ограничена, то при общей нагрузке свыше 12 т/м<sup>3</sup>·ч мельница будет переполняться пульпой, что может вызвать снижение ее производительности. Если удельная нагрузка получается больше 12 т/(м<sup>3</sup>·ч), то циркулирующую нагрузку следует уменьшить.

После назначения оптимальной циркулирующей нагрузки определяются массы всех продуктов схемы В:

$$Q_5 = Q_1 c_{\text{опт}}; \quad Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_5; \quad Q_4 = Q_1. \quad (38)$$

Расчет схем А и А' (см. рис. 28). Отличие схем А и А' состоит в том, что в первой из них операции предварительной и поверочной классификации совмещены, а во второй они производятся раздельно. В этих схемах массы продуктов с одинаковыми номерами равны, поэтому достаточно рассчитать схему А'.

Исходные данные для расчета:  $Q_1$  — производительность;  $\beta_1$  и  $\beta_3 = \beta_3' = \beta_3''$  — содержание расчетного класса в исходной руде и в окончательном продукте измельчения;  $R_3 = R_3'$  и  $R_4 = R_4'$  — отношение Ж : Т в сливах и песках классификаторов.

Для установившегося процесса  $Q_1 = Q_3$  и  $Q_4' = Q_3''$ .

1. Определение значений  $\gamma_4'$ ,  $Q_4'$  и  $Q_3''$ . Выход продукта 4' можно определить по формуле (37) только в том случае, если известны значения  $\beta_1$ ,  $\beta_3'$  и  $\beta_4'$ . Содержание в песках  $\beta_4'$  зависит от многих условий классификации: содержания расчетного класса в питании и в сливе, плотности слива и песков, типа классификатора. Поэтому на практике величина  $\beta_4'$  колеблется в широких пределах, что затрудняет пользование практическими данными для расчетов.

Выхода продуктов классификации могут быть подсчитаны на основе следующей закономерности: распределение тонких классов по продуктам классификации пропорционально распределению воды [56]. Анализ работы классифицирующих установок цехов измельчения показывает, что распределение по продуктам классификации класса — 0,04 мм близко к распределению воды. Поэтому для операций классификации справедливы уравнения:

$$\epsilon'_c = \frac{\gamma'_c \beta'_c}{\beta'_n} = \epsilon_b = \frac{\gamma'_c R_c}{\gamma'_c R_c + \gamma'_n R_n},$$

$$\gamma'_c + \gamma'_n = 1,$$

где  $\epsilon'_c$  — частное извлечение класса — 0,04 мм в слив;  $\epsilon_b$  — извлечение в слив воды;  $\gamma'_c$  и  $\gamma'_n$  — частные выхода твердого в слив и пески;  $\beta'_n$  и  $\beta'_c$  — содержания класса — 0,04 мм в исходном продукте и в сливе (в твердой фазе);  $R_c$  и  $R_n$  — весовые отношения Ж : Т в сливе и песках.

Решая эти уравнения относительно  $\gamma'_c$  и  $\gamma'_n$ , получим формулы:

$$\gamma'_c = \frac{\beta'_n R_c - \beta'_c R_n}{\beta'_c (R_c - R_n)}; \quad (39)$$

$$\gamma'_n = 1 - \gamma'_c = \frac{R_c (\beta'_c - \beta'_n)}{\beta'_c (R_c - R_n)}. \quad (40)$$

Масса продукта  $Q_4'$  в соответствии с формулой (40) будет

$$Q_4' = Q_1 \gamma'_n = Q_1 \frac{R_c (\beta'_c - \beta'_n)}{\beta'_c (R_c - R_n)}; \quad (41)$$

$$Q_3'' = Q_1 - Q_4'. \quad (41)$$

При известных  $\beta_3$  и  $\beta_1$  значения  $\beta_3'$  и  $\beta_1'$  находятся по табл. 14, значение  $R_3$  определяется режимом дальнейшего технологического процесса и требуемой крупностью слива. Значение  $R_4$  для спиральных классификаторов обычно лежит в пределах 0,2—0,25 (83—80 % твердого), а для гидроциклонов в пределах 0,33—0,5 (75—67 % твердого).

2. Определение значений  $Q_4''$ ,  $Q_4$ ,  $Q_5$  и  $Q_2$ . Часть схемы А' является схемой В с исходным питанием  $Q_4'$ . Поэтому, изменяя в формуле (38) индексы при символах в соответствии с изменением номеров аналогичных продуктов, получим

$$Q_4'' = Q_4' c_{\text{опт}}.$$

Значение  $Q_4'$  неизвестно, но в соответствии с формулой (37)

$$Q_4' = Q_1 \frac{\beta_3' - \beta_1}{\beta_3' - \beta_4'} = Q_1 \frac{\beta_3 - \beta_1}{\beta_3 - \beta_4}.$$

Подставляя значение  $Q_4'$  в формулу для  $Q_4''$ , получим

$$Q_4'' = Q_1 \frac{\beta_3 - \beta_1}{\beta_3 - \beta_4} c_{\text{опт}};$$

$$Q_4 = Q_5 = Q_4' + Q_4''; \quad Q_2 = Q_1 + Q_5. \quad (42)$$

Расчет схем Б и Г (см. рис. 22). Исходные данные для расчета схемы Б:  $Q_1$ ,  $\beta_1$ ,  $\beta_2$ ,  $R_2$  и  $R_3$ . По формуле (40)

$$\gamma'_3 = \gamma_3 = \frac{R_2 (\beta_2 - \beta_1)}{\beta_2' (R_2 - R_3)};$$

$$Q_3 = Q_4 = Q_1 \gamma_3; \quad Q_2 = Q_1 - Q_3. \quad (43)$$

Значения  $\beta_1'$  и  $\beta_2'$  берутся из табл. 14 по заданным  $\beta_1$  и  $\beta_2$ . Для схемы Г при установившемся процессе  $Q_2 = Q_1$ .

Расчет схемы Д (см. рис. 22). Исходные данные:  $Q_1$ ,  $\beta_4$ ,  $\beta_6$ ,  $R_6$  и  $R_7$ . Для установившегося процесса  $Q_6 = Q_1$  и  $Q_2 = Q_3$ .



1. Определение значений  $Q_4$  и  $Q_7$ . В соответствии с формулой (39)

$$\gamma_6 = \frac{Q_6}{Q_4} = \frac{\beta'_4 (R_6 - \beta'_6 R_7)}{\beta'_6 (R_6 - R_7)}; \quad Q_4 = Q_6 \frac{\beta'_6 (R_6 - R_7)}{\beta'_4 R_6 - \beta'_6 R_7};$$

$$Q_4 = Q_1 \frac{\beta'_6 (R_6 - R_7)}{\beta'_4 R_6 - \beta'_6 R_7}; \quad Q_7 = Q_4 - Q_6 = Q_4 - Q_1. \quad (44)$$

Значения  $\beta'_4$  и  $\beta'_6$  берутся из табл. 14 по заданным значениям  $\beta_4$  и  $\beta_6$ .

2. Определение значений  $Q_8$ ,  $Q_5$  и  $Q_2$ . Суммарную циркулирующую нагрузку  $Q_8$  определяем по формуле (38) с изменением индексов при символах:

$$Q_8 = Q_1 c_{\text{онт}}; \quad Q_5 = Q_8 - Q_7; \quad Q_2 = Q_3 = Q_8 \pm Q_1. \quad (44, I)$$

Значение  $c_{\text{онт}}$  назначаем.

Если при измельчении по схеме  $D$  проектируется применение двухстадиальной схемы обогащения, то значения  $\beta_4$  и  $\beta_6$  берут по данным результатов испытаний обогатимости. При обогащении только окончательного продукта измельчения из отчетов по обогащению берут значения  $\beta_6$ .

В последнем случае можно вместо  $\beta_4$  в число исходных данных включить (назначить) величину  $Q_4$ . Рассматривая формулу (44) как уравнение, можно найти значение  $\beta'_4$ , т. е. определить режим работы поверочной классификации, соответствующей назначенной массе продукта 4. Решая это уравнение относительно  $\beta'_4$ , получим

$$\beta'_4 = \frac{\beta'_6}{R_8} \left[ R_7 + \frac{Q_1 (R_6 - R_7)}{Q_4} \right]. \quad (45)$$

Зная значение  $\beta'_4$ , находим по табл. 14 значение  $\beta_4$ .

Расчет схемы  $E$ . В схеме операции предварительной и поверочной классификации совмещены.

Исходные данные для расчета:  $Q_1$ ,  $\beta_1$ ,  $\beta_3$ ,  $\beta_7$ ,  $R_7$  и  $R_8$ . При установившемся процессе  $Q_1 = Q_7$ ;  $Q_5 = Q_6$ .

1. Определение  $Q_3$  и  $Q_8$  производим по формуле (44), но с изменением индексов при символах

$$Q_3 = Q_1 \frac{\beta'_7 (R_7 - R_8)}{\beta'_3 R_7 - \beta'_7 R_8}; \quad Q_8 = Q_3 - Q_7 = Q_3 - Q_1. \quad (46)$$

Значения  $\beta'_3$  и  $\beta'_7$  находим из табл. 14 по заданным значениям  $\beta_3$  и  $\beta_7$ .

2. Определение значений  $Q_4$  и  $Q_2$  производится так же, как при расчете схемы  $A'$ . Подробный расчет см. в работе [56].

При двухстадиальной схеме обогащения в первую стадию будет поступать продукт 3, а во вторую — продукт 7. В этом случае оптимальные значения  $\beta_3$  и  $\beta_7$  устанавливаются при испытаниях обогатимости. Если применяется одностадиальная схема, то при испытаниях устанавливается только значение  $\beta_7$ . В последнем случае в число исходных данных вместо  $\beta_3$  можно включить  $Q_3$ . Тогда значение  $\beta_3$  определяется расчетом.

Решая уравнение (46) относительно  $\beta'_3$ , получим

$$\beta'_3 = \frac{\beta'_7}{R_7} \left[ R_8 + \frac{Q_1 (R_7 - R_8)}{Q_3} \right]. \quad (47)$$

Зная значение  $\beta'_3$ , по табл. 14 находим значение  $\beta_3$ .

### Расчет двухстадиальных схем группы I с открытым циклом в первой стадии

Первая стадия в схемах этой группы (см. рис. 23) одинакова (разновидность  $\Gamma$ ). Различие состоит в схемах второй стадии. Исходные данные для расчета:  $Q_1$ ,  $\beta_1$  и  $\beta_{II}$  — содержание расчетного класса в исходном и конечном продуктах измельчения;  $R_C$  и  $R_{II}$  — отношение  $\mathcal{K} : T$  в сливе и песках классификаторов (гидроциклонов);  $m$  — отношение объема мельниц второй стадии к приведенному объему мельниц первой стадии измельчения\*;  $k$  — отношение удельной производительности по вновь образованному расчетному классу мельниц второй стадии к удельной производительности по тому же классу мельниц первой стадии измельчения при одинаковых типе и диаметрах мельниц\*\*.

Для установившегося процесса  $Q_1 = Q_2 = Q_{II}$ , где  $Q_{II}$  — масса конечного продукта измельчения.

1. Определение  $\beta_2$  — содержания расчетного класса в сливе мельницы первой стадии измельчения.

Обозначим через  $\Delta P_I$  и  $\Delta P_{II}$  массы вновь образованного расчетного класса в первой и второй стадиях измельчения;  $a_I$  и  $a_{II}$  — удельные производительности мельниц первой и второй стадий по вновь образованному расчетному классу;  $V_I$  и  $V_{II}$  — приведенные объемы мельниц в первой и второй стадиях измельчения.

Тогда

$$\beta_2 = \frac{Q_1 \beta_1 + \Delta P_I}{Q_2} = \beta_1 + \frac{\Delta P_I}{Q_1}; \quad (48)$$

$$\Delta P_I = a_I V_I; \quad \Delta P_{II} = a_{II} V_{II} = k a_I m V_I;$$

$$\frac{\Delta P_I}{\Delta P_I + \Delta P_{II}} = \frac{a_I V_I}{a_I V_I + k a_I m V_I} = \frac{1}{1 + km};$$

$$\Delta P_I = \frac{\Delta P_I + \Delta P_{II}}{1 + km}.$$

\* Приведенным называется объем, приведенный к определенному типу и диаметру мельниц.

\*\* При двухстадиальном измельчении мельницы второй стадии обычно дают меньшую удельную производительность по расчетному классу. Это объясняется неоднородностью исходного сырья, состоящего из компонентов различной измельчаемости. В первой стадии избирательно измельчаются наиболее мягкие и хрупкие компоненты, а трудноизмельчаемые компоненты поступают во вторую стадию измельчения.

При отсутствии практических данных значение коэффициента  $k$  принимается в пределах от 0,80 до 0,85.

Очевидно, что  $\Delta P_I + \Delta P_{II}$  — общее приращение вновь образованного расчетного класса равно

$$\Delta P_I + \Delta P_{II} = Q_k \beta_k - Q_1 \beta_1 = Q_1 (\beta_k - \beta_1),$$

откуда

$$\Delta P_I = \frac{Q_1 (\beta_k - \beta_1)}{1 + km}, \quad (49)$$

и в соответствии с формулой (48)

$$\beta_2 = \beta_1 + \frac{\beta_4 - \beta_1}{1 + km}. \quad (50)$$

2. Определение массы продуктов второй стадии. Вторые стадии представлены разновидностями А, А', В, Е, расчет которых был уже рассмотрен. Определение весов продуктов второй стадии приводится по формулам (41), (42), (38) и (46), (47), но с изменениями индексов при символах в соответствии с изменением нумерации аналогичных продуктов.

Схемы ГА и ГА'

$$Q_{5'} = Q_1 \frac{R_4 (\beta_4' - \beta_2')}{\beta_4' (R_4 - R_5)}; \quad (51)$$

$$Q_{4'} = Q_1 - Q_{5'}.$$

Значения  $\beta_2'$  и  $\beta_4'$  находятся по табл. 14 по известным значениям  $\beta_2$  и  $\beta_4$ , далее

$$Q_{5''} = Q_{5'} c_{\text{онт}}; \quad (52)$$

$$Q_5 = Q_6 = Q_{5'} + Q_{5''}; \quad Q_3 = Q_1 + Q_6.$$

Схема ГВ. Определение массы песков  $Q_6$  производим по формуле (38)

$$Q_6 = Q_1 c_{\text{онт}}; \quad Q_3 = Q_4 = Q_1 + Q_6; \quad Q_5 = Q_1. \quad (53)$$

Схема ГЕ. Массу продуктов второй стадии находим, как при расчете схемы Е, по формулам (51) и (46), (47), но с изменением индексов у символов.

Значение  $Q_4$  и  $Q_9$

$$Q_4 = Q_1 \frac{\beta_8' (R_8 - R_9)}{\beta_4' R_8 - \beta_8' R_9}; \quad Q_9 = Q_1 - Q_8 = Q_4 - Q_1. \quad (54)$$

Значения  $\beta_4'$  и  $\beta_8'$  находим из табл. 14 по заданным значениям  $\beta_4$  и  $\beta_8$ .

Для  $Q_6$  имеем

$$Q_6 = Q_7 = Q_5 + Q_9.$$

Если обогащение ведется по одностадиальной схеме, то в число исходных данных вместо  $\beta_4$  можно включить  $Q_4$ , тогда  $\beta_4$  определится расчетом. Подробнее см. в работе [56].

## Расчет двухстадиальных схем группы II с полностью замкнутым циклом в первой стадии

Первая стадия в схемах этой группы (см. рис. 24) одинакова — она представлена разновидностью В. Вторая стадия представлена одной из следующих разновидностей А, А', В, Е.

При расчете схем группы II могут быть поставлены две задачи: первая — при известных  $Q_1, \beta_1, \beta_k, R_c, R_{II}, m$  и  $k^*$ , требуется определить массы и выхода всех продуктов; вторая — при известных  $Q_1, \beta_1, \beta_k, \beta_4$  и  $k$ , требуется определить соотношение объемов мельниц второй и первой стадий измельчения, массы и выхода всех продуктов.

Если задано соотношение объемов  $m$  мельниц, то этим уже определяется крупность слива классификатора первой стадии измельчения. Наоборот, если задана крупность слива классификатора первой стадии (например, при двухстадиальных схемах обогащения), то этим обуславливается определенное соотношение объемов мельниц.

Решение первой задачи. Для всех схем группы II при установленном процессе

$$Q_1 = Q_4 = Q_k; \quad Q_2 = Q_3.$$

1. Определение значения  $\beta_4$

$$\beta_4 = \frac{Q_1 \beta_1 + \Delta P_I}{Q_4} = \beta_1 + \frac{\Delta P_I}{Q_1}.$$

По формуле (49)

$$\Delta P_I = \frac{Q_1 (\beta_k - \beta_1)}{1 + km},$$

$$\beta_4 = \beta_1 + \frac{Q_1 (\beta_k - \beta_1)}{Q_1 (1 + km)} = \beta_1 + \frac{\beta_k - \beta_1}{1 + km}. \quad (55)$$

Формула (55) относится ко всем вариантам схем рис. 24. Зная содержание в продукте 4 класса — 0,074 мм, можно по табл. 14 определить максимальную его крупность.

2. Определение значений  $Q_5, Q_2$  и  $Q_3$  производится для всех вариантов схем группы II по формуле (38).

3. Расчет вторых стадий измельчения ведется по формуле (41) и (42), но с изменениями индексов при символах в соответствии с изменением нумерации аналогичных продуктов.

Схемы ВА и ВА'

$$Q_{8'} = Q_1 \frac{R_7 (\beta_7' - \beta_4')}{\beta_7' (R_7 - R_8)}; \quad Q_7' = Q_1 - Q_{8'}. \quad (56)$$

\* Значения символов см. расчет двухстадиальных схем I.



Значения  $\beta'_4$  и  $\beta'_7$  определяются по табл. 14 по заданным  $\beta_4$  и  $\beta_7$

$$Q_{8''} = Q_1 c_{11}; \quad Q_8 = Q_9 = Q_{8'} + Q_{8''}; \quad Q_6 = Q_1 + Q_9. \quad (57)$$

Здесь и в последующих формулах  $c_{11}$  — оптимальная циркулирующая нагрузка во второй стадии измельчения, выбираемая по соображениям, изложенным в начале параграфа.

**С х е м а ВВ.** Определение массы песков  $Q_9$  производим по формуле (38)

$$Q_9 = Q_1 c_{11}; \quad Q_6 = Q_7 = Q_1 + Q_9. \quad (58)$$

**С х е м а ВЕ.** Значение  $Q_7$  определяем по формулам (39).

$$Q_7 = Q_1 \frac{\beta'_{11} (R_{11} - R_{12})}{\beta'_7 R_{11} - \beta'_{11} R_{12}}; \quad Q_{12} = Q_7 - Q_1. \quad (59)$$

Значения  $\beta'_7$  и  $\beta'_{11}$  определяются по табл. 14 по заданным  $\beta_7$  и  $\beta_{11}$ . Масса продуктов  $Q_6, Q_7, Q_8, Q_9$  и  $Q_{10}$  определяется так же как при расчете схем А и А'

$$Q_9 = Q_{10} = Q_8 + Q_{12}; \quad Q_6 = Q_1 + Q_{10}. \quad (60)$$

Если продукт 7 не поступает в обогащение, то в число исходных показателей вместо  $\beta_7$  можно включить  $Q_7$ , тогда  $\beta_7$  определяется расчетом. Подробнее см. в работе [56].

**Решение второй задачи.** Искомое значение  $m$ , характеризующее распределение приведенных объемов мельниц по отдельным стадиям измельчения, находится на основании формулы (55), которую рассматриваем как уравнение.

Решая это уравнение относительно  $m$ , получим

$$m = \frac{\beta_k - \beta_4}{k(\beta_4 - \beta_1)}. \quad (61)$$

В остальном расчет схемы производится так же, как расчет при решении первой задачи.

### Расчет двухстадиальных схем группы III с частично замкнутым циклом измельчения в первой стадии

Исходные данные для расчета схемы ЖВ (см. рис. 25):  $Q_1, \beta_1, \beta_4, \beta_{10}, m, k, R_4$  и  $R_5$ . Требуется определить: массы и выхода всех продуктов в схеме;  $n = Q_7 : Q_6$  отношение, в котором необходимо делить пески в точке А, чтобы обеспечить оптимальную циркулирующую нагрузку в первой стадии измельчения.

Из схемы очевидно:  $Q_1 = Q_{12}; Q_2 = Q_3; Q_6 = Q_{10}$  и  $Q_8 = Q_9$ . Так как в сливах обоих классификаторов получается окончательный продукт, то  $\beta_4 \approx \beta_{10} \approx \beta_{12}$ .

1. **О п р е д е л е н и е** значения  $\beta'_3$ . Для определения содержания расчетного класса в питании классификатора первой стадии сначала находим  $\beta'_3$  — содержание в продукте 3 клас-

са — 0,04 мм. Значение  $\beta'_3$  определяется на основании следующих положений: 1) рассматривается установившийся процесс, для которого справедливы уравнения баланса; 2) извлечение в слив классификатора тонкого класса — 0,04 мм равно извлечению в слив воды; 3) под термином «циркулирующая нагрузка» понимается отношение массы песков к массе готового продукта в разгрузке мельницы; 4) при делении песков (см. точку А на рис. 25) получают продукты одинакового гранулометрического состава. На основании этих положений составляем систему уравнений:

$$1) Q_3 = Q_4 + Q_5; \quad 2) Q_1 = Q_4 + Q_6;$$

$$3) Q_3 \beta'_3 = Q_4 \beta'_4 + Q_5 \beta'_5;$$

$$4) \frac{Q_4 \beta'_4}{Q_3 \beta'_3} = \frac{Q_4 R_4}{Q_4 R_4 + Q_5 R_5};$$

$$5) \beta'_5 = \beta'_6; \quad 6) \frac{Q_5}{Q_6} = c_1,$$

где  $c'_1$  — оптимальная циркулирующая нагрузка, в первой стадии измельчения назначается по соображениям ранее изложенным.

Уравнение (4) в приведенной системе уравнений является математической записью второго положения, остальные уравнения не требуют пояснений. Решая эту систему уравнений относительно  $\beta'_3$ , получим

$$\beta'_3 = \frac{\beta'_4 (R_4 + c_1 R_5)}{(1 + c_1) R_4}. \quad (62)$$

Значение  $\beta'_4$  находим по табл. 14 по заданному  $\beta_4$ , остальные величины — заданы. Зная  $\beta'_3$ , находим из табл. 14 значение  $\beta_3$ .

2. **О п р е д е л е н и е**  $Q_6$  и  $Q_4$ . Составляем систему уравнений:

$$1) Q_3 = Q_4 + Q_5; \quad 2) Q_4 + Q_6 = Q_{11}; \quad 3) Q_5 : Q_4 = c_1;$$

$$4) Q_3 \beta_3 = Q_4 \beta_4 + Q_5 \beta_5; \quad 5) \beta_6 = \beta_5; \quad 6) Q_4 \beta_4 + Q_6 \beta_6 = Q_{11} \beta_1 + \Delta P_1.$$

Последнее уравнение является уравнением баланса по расчетному классу для первой стадии измельчения. Значение  $\Delta P_1$  определяется по формуле (49)

$$\Delta P_1 = \frac{Q_1 (\beta_k - \beta_1)}{1 + km} = \frac{Q_1 (\beta_{12} - \beta_1)}{1 + km} \approx \frac{Q_1 (\beta_4 - \beta_1)}{1 + km}.$$

В написанной системе уравнений шесть неизвестных величин:  $Q_3, Q_4, Q_5, Q_6, \beta_5$  и  $\beta_6$ . Решая систему относительно  $Q_6$ , получим

$$Q_6 = \frac{Q_1 c_1 k m (\beta_4 - \beta_1)}{(1 + km) (1 + c_1) (\beta_4 - \beta_3)}; \quad Q_4 = Q_{11} - Q_6. \quad (63)$$

Если в измельчение поступает руда с небольшим содержанием мелкого класса ( $\beta_1 < 5\%$ ), то приближенно можно считать, что производительность стадий измельчения по выдаваемому го-

товому продукту пропорциональна приведенному объему мельниц и их удельной производительности по вновь образованному расчетному классу. Тогда

$$\frac{Q_{10}}{Q_1} = \frac{Q_6}{Q_1} \approx \frac{V_{II} a_{II}}{V_{I} a_I + V_{II} a_{II}} = \frac{m V_I k a_I}{V_I a_I + m V k a_I} = \frac{km}{1 + km};$$

$$Q_6 \approx \frac{Q_1 km}{1 + km}. \quad (64)$$

Значения символов см. на с. 107 «Расчет двухстадиальных систем измельчения группы I».

Из формулы (63) на первый взгляд кажется, что  $Q_6$  зависит от циркулирующей нагрузки  $c_I$ . Однако следует учесть, что  $\beta_3 = f(c_I)$ , поэтому формула (63) не дает явной зависимости между  $Q_6$  и  $c_I$ . Практически, как отмечалось выше,  $Q_6$  не зависит от  $c_I$ .

Формулу (62) можно переписать в виде

$$\alpha_3 \beta_3 = \frac{\alpha_4 \beta_4 (R_4 + c_I R_5)}{(1 + c_I) R_4};$$

$$\beta_3 = \frac{\alpha_4 \beta_4 (R_4 + c_I R_5)}{\alpha_3 (1 + c_I R_4)},$$

где  $\alpha_3 = \beta'_3/\beta_3$  и  $\alpha_4 = \beta'_4/\beta_4$  — отношения содержания класса —0,04 мм к содержанию класса —0,074 мм в продуктах 3 и 4.

После подстановки найденного значения  $\beta_3$  в формулу (63) и преобразований получим

$$Q_6 = \frac{Q_1 c_I km (1 - \beta_1/\beta_4)}{(1 + km)[1 - \alpha_4/\alpha_3 + c_I (1 - R_5/R_4)]}.$$

Практически  $\beta_4 < 0,7$ , а  $\beta_3 > 0,3$ . При таких условиях отношение  $\alpha_4/\alpha_3$  близко к единице, а величина  $1 - \alpha_4/\alpha_3$  мала по сравнению с  $c_I (1 - R_5/R_4)$ , поэтому

$$Q_6 \approx \frac{Q_1 km}{1 + km} \cdot \frac{1 - \beta_1/\beta_4}{1 - R_5/R_4}. \quad (65)$$

Так как отношения  $\beta_1/\beta_4$  и  $R_5/R_4$  также малы по сравнению с единицей, то из формулы (65) следует и приближенная формула (64). Последние две формулы показывают, что  $Q_6$  практически не зависит от  $c_I$ .

3. Определение значений  $Q_2$ ,  $Q_3$ ,  $Q_5$ ,  $Q_7$  и  $n$  (см. рис. 25).

$$Q_5 = Q_4 c_I; \quad Q_3 = Q_4 + Q_5; \quad Q_7 = Q_5 - Q_6; \quad n = Q_7 : Q_6.$$

4. Определение  $Q_8$ ,  $Q_9$ ,  $Q_{10}$  и  $Q_{11}$ . Вторая стадия измельчения представляет собой разновидность В. Поэтому в соответствии с формулой (38)

$$Q_{11} = Q_6 c_{II}; \quad Q_{10} = Q_6; \quad Q_8 = Q_9 = Q_6 + Q_{11}.$$

Расчет схемы ЖД (см. рис. 25). Исходные данные для расчета:

$$Q_1, \beta_1, \beta_4 \approx \beta_{10} \approx \beta_{12}, \beta_{13}, R_4, R_5, R_{10}, R_{14}, m, k.$$

При установившемся процессе  $Q_1 = Q_{13}$ ;  $Q_2 = Q_3$  и  $Q_8 = Q_9$ .

1. Расчет первой стадии измельчения производится по формулам (62) и (63).

2. Определение  $Q_{12}$  и  $Q_{14}$  ведется по формулам (44) с изменением индексов при символах

$$Q_{12} = Q_1 \frac{\beta'_{13} (R_{13} + R_{14})}{\beta'_{12} R_{13} - \beta'_{13} R_{14}}; \quad Q_{14} = Q_{12} - Q_1. \quad (66)$$

Значения  $\beta'_{12}$  и  $\beta'_{13}$  находим по табл. 14 по заданным  $\beta_{12}$  и  $\beta_{13}$ .

3. Определение масс остальных продуктов производится по уравнениям баланса и оптимальному значению циркулирующей нагрузки во второй стадии измельчения

$$Q_{10} = Q_{12} - Q_4; \quad Q_{15} = Q_6 c_{II}; \quad Q_8 = Q_9 = Q_6 + Q_{15};$$

$$Q_{11} = Q_{15} - Q_{14}.$$

где  $c_{II}$  — оптимальная циркулирующая нагрузка во второй стадии.

Если продукт 12 не поступает в обогащение, то в число исходных показателей вместо  $\beta_{12}$  можно включить  $Q_{12}$ , тогда  $\beta_{12}$  определится расчетом по формуле (45).

## РАСЧЕТ МНОГОСТАДИАЛЬНЫХ СХЕМ

Многостадиальные схемы представляют собой сочетания отдельных разновидностей стадии измельчения и рассчитываются аналогично расчету двухстадиальных схем.

### ПРИМЕРЫ РАСЧЕТА СХЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Пример 1. Рассчитать схему Д (см. рис. 22). Исходные данные для расчета.  $Q_1 = 200$  т/ч;  $\beta_4 = 50\%$ ;  $\beta_6 = 75\%$ \*;  $R_6 = 2,6$  (28% твердого);  $R_7 = 0,4$  (контрольная классификация производится в гидроклонах).

1. Определяем значение  $Q_4$  и  $Q_7$  по формулам (44). Предварительно по табл. 14 находим  $\beta'_4 = 31,5\%$  и  $\beta'_6 = 53\%$ .

$$Q_4 = Q_1 \frac{\beta'_6 (R_6 - R_7)}{\beta'_4 R_6 - \beta'_6 R_7} = 200 \frac{0,53 (2,6 - 0,4)}{0,315 \cdot 2,6 - 0,53 \cdot 0,4} = 384 \text{ т/ч};$$

$$Q_7 = Q_4 - Q_1 = 384 - 200 = 184 \text{ т/ч}.$$

2. Определяем значения  $Q_8$ ,  $Q_5$ ,  $Q_2$  и  $Q_3$  по формуле (44). Предварительно назначаем оптимальную циркулирующую нагрузку.

\* Здесь и далее  $\beta'_n$  и  $\beta''_n$  — содержание классов —0,074 и —0,04 мм в продукте с номером  $n$ .



Учитывая невозможность осуществления схемы  $D$  без применения насосного транспорта продуктов в цикле измельчения, принимаем циркулирующую нагрузку  $c_{\text{опт}}$  равной 300 %. Тогда

$$Q_8 = Q_1 c_{\text{опт}} = 200 \cdot 3 = 600 \text{ т/ч};$$

$$Q_5 = Q_8 - Q_7 = 600 - 184 = 416 \text{ т/ч};$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_8 + Q_1 = 600 + 200 = 800 \text{ т/ч}.$$

Из расчета схемы  $D$  следует, что если первую стадию обогащения производить при заданной крупности измельченного продукта, то масса слива первого классификатора будет в 1,9 раза больше массы исходного продукта (384 : 200). Поэтому осуществление схемы  $D$  требует более мощных классификаторов и транспортирующих устройств по сравнению с двухстадийной схемой измельчения с полностью замкнутым циклом в первой стадии, где масса слива классификатора первой стадии равна массе исходного продукта.

**Пример 2.** Определить при исходных данных примера 1 крупность продукта 4, если  $Q_4 = 250 \text{ т/ч}$ .

По формуле (45)

$$\beta'_4 = \frac{\beta'_6}{R_6} \left[ R_7 + \frac{Q_1 (R_6 - R_7)}{Q_4} \right] = \frac{0,53}{2,6} \left[ 0,4 + \frac{20 (2,6 - 0,4)}{25} \right] = 0,44 = 44\%.$$

По табл. 14 находим  $\beta_4 = 65\%$ .

**Пример 3.** Рассчитать схемы  $GA$  и  $GA'$  (см. рис. 23). Исходные данные при расчете  $Q_1 = 200 \text{ т/ч}$ ;  $\beta_1 = 7\%$ ;  $\beta_4 = \beta_{4'} = \beta_{4''} = 70\%$ ;  $m = 2$ ;  $k = 0,82$ ;  $R_4 = 2,6$ ;  $R_5 = 0,2$  (спиральные классификаторы).

1. Определяем значения  $\beta_2$  по формуле (50)

$$\beta_2 = \beta_1 + \frac{\beta_k - \beta_1}{1 + km} = 0,07 + \frac{0,7 - 0,07}{1 + 0,82 \cdot 2} = 0,308 = 30,8\%.$$

2. Определяем значения  $Q_{5'}$  и  $Q_4$  по формулам (51). Предварительно по табл. 14 находим  $\beta'_2 = 18\%$  и  $\beta'_4 = 48\%$ .

$$Q_{5'} = \frac{Q_1 R_4 (\beta'_4 - \beta'_2)}{\beta'_4 (R_4 - R_5)} = \frac{200 \cdot 2,6 (0,48 - 0,18)}{0,48 (2,6 - 0,2)} = 136 \text{ т/ч};$$

$$Q_{4'} = Q_1 - Q_{5'} = 200 - 136 = 64 \text{ т/ч}.$$

3. Определяем значения  $Q_{5''}$  и  $Q_5$  и  $Q_3$  по формулам (52). Предварительно назначаем оптимальную циркулирующую нагрузку.

При самотечном сопряжении мельниц и классификатора принимаем  $c_{\text{опт}} = 500\%$ :

$$Q_{5''} = Q_{5'} c_{\text{опт}} = 136 \cdot 5 = 680 \text{ т/ч};$$

$$Q_5 = Q_6 = Q_{5'} + Q_{5''} = 136 + 680 = 816 \text{ т/ч};$$

$$Q_3 = Q_1 + Q_6 = 200 + 816 = 1016 \text{ т/ч}.$$

**Пример 4.** Рассчитать схемы  $BA$  и  $BA'$  (см. рис. 24). Исходные данные для расчета:  $Q_1 = 200 \text{ т/ч}$ ;  $\beta_1 = 5\%$ ;  $\beta_7 = 75\%$ ;  $m = 1$ ;  $k = 0,82$ ;  $R_7 = 2,6$ ;  $R_8 = 0,4$  (во второй стадии измельчения установлены гидроциклоны, в первой — механические классификаторы).

1. Определяем значение  $\beta_4$  по формуле (55)

$$\beta_4 = \beta_1 + \frac{\beta_k - \beta_1}{1 + km} = 0,05 + \frac{0,75 - 0,05}{1 + 0,82 \cdot 1} = 0,434 = 43,4\%.$$

2. Определяем значения  $Q_5$ ,  $Q_2$  и  $Q_3$ . Учитывая, что  $\beta_1 < 10\%$ , расчеты производим по формулам (38). Предварительно назначаем циркулирующую нагрузку  $c_1 = 300\%$  (учитывая крупный слив и самотечное сопряжение):

$$Q_5 = Q_1 c_1 = 200 \cdot 3 = 600 \text{ т/ч};$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_5 = 200 + 600 = 800 \text{ т/ч}.$$

3. Определяем по формулам (56) значения  $Q_{8'}$ ,  $Q_{7'}$ ,  $Q_{7''}$ ,  $Q_8$ ,  $Q_9$  и  $Q_6$ . Предварительно по табл. 14 находим  $\beta'_4 = 26,5\%$  и  $\beta'_7 = 53\%$ .

$$Q_{8'} = Q_{7'} = Q_1 \frac{R_7 (\beta'_7 - \beta'_4)}{\beta'_7 (R_7 - R_8)} = 200 \frac{2,6 (0,53 - 0,265)}{0,53 (2,6 - 0,4)} = 118 \text{ т/ч};$$

$$Q_{7'} = Q_1 - Q_{8'} = 200 - 118 = 82 \text{ т/ч}.$$

4. Определяем по формулам (57) значения  $Q_{8''}$ ,  $Q_8$ ,  $Q_9$  и  $Q_6$ . Предварительно назначаем циркулирующую нагрузку во второй стадии измельчения  $c_{II} = 300\%$  (учитывая тонкое измельчение и транспорт насосами):

$$Q_{8''} = Q_{8'} c_{II} = 118 \cdot 3 = 354 \text{ т/ч};$$

$$Q_8 = Q_9 = Q_{8'} + Q_{8''} = 118 + 354 = 472 \text{ т/ч};$$

$$Q_6 = Q_1 + Q_9 = 200 + 472 = 672 \text{ т/ч}.$$

**Пример 5.** Определить при значениях  $Q_1$ ,  $\beta_1$ ,  $\beta_7$  и  $k$  приведенных в примере 4, значение  $m$  из условия  $\beta_4 = 55\%$ .

По формуле (61)

$$m = \frac{\beta_7 - \beta_4}{k (\beta_4 - \beta_1)} = \frac{0,75 - 0,55}{0,82 (0,55 - 0,05)} = 0,5.$$

Таким образом, для получения слива классификатора первой стадии измельчения с содержанием 55 % класса  $-0,074 \text{ мм}$  при содержании этого класса в конечном продукте измельчения 75 % необходимо, чтобы объем мельниц первой стадии был в два раза больше объема мельниц второй стадии измельчения.

**Пример 6.** Рассчитать схему  $ЖВ$  (см. рис. 25). Исходные данные для расчета:  $Q_1 = 200 \text{ т/ч}$ ;  $\beta_1 = 5\%$ ;  $\beta_4 = \beta_{10} = \beta_{12} = 65\%$ ;  $m = 1$ ;  $k = 0,82$ ;  $R_4 = 2,6$ ;  $R_5 = 0,2$  (в первой стадии измельчения установлены спиральные классификаторы).

1. Определяем  $\beta_3$ . Сначала по формуле (62) определяем  $\beta'_3$ , для чего по табл. 14 находим  $\beta'_4 = 43,8\%$  и выбираем циркулирующую нагрузку  $c_1$ . Имея в виду установку в первой стадии измельчения стержневых мельниц, работающих при меньших нагрузках, чем шаровые, выбираем  $c_1 = 150\%$ .

$$\beta'_3 = \frac{\beta'_4 (R_4 + c_1 R_5)}{(1 + c_1) R_4} = \frac{0,438 (2,6 + 1,5 \cdot 0,2)}{(1 + 1,5) 2,6} = 0,195 = 19,5\%.$$

По табл. 14 находим  $\beta_3 = 33,2\%$ .

2. Определяем  $Q_6$  и  $Q_4$  по формуле (63)

$$Q_6 = \frac{Q_1 c_1 k m (\beta_4 - \beta_1)}{(1 + k m) (1 + c_1) (\beta_4 - \beta_3)} = \frac{200 \cdot 1,5 \cdot 0,82 \cdot 1 (0,65 - 0,05)}{(1 + 0,82 \cdot 1) (1 + 1,5) (0,65 - 0,332)} = 102 \text{ т/ч};$$

$$Q_4 = Q_1 - Q_6 = 200 - 102 = 98 \text{ т/ч}.$$

По приближенным формулам (64) и (65) масса продукта 6 будет:

$$Q_6 = \frac{Q_1 k m}{1 + k m} = \frac{200 \cdot 0,82 \cdot 1}{1 + 0,82 \cdot 1} = 90 \text{ т/ч};$$

$$Q_6 \approx \frac{Q_1 k m}{1 + k m} \cdot \frac{1 - \beta_1 / \beta_4}{1 - R_5 / R_4} = \frac{200 \cdot 0,82 \cdot 1}{1 + 0,82 \cdot 1} \cdot \frac{1 - 0,05 / 0,65}{1 - 0,2 / 2,6} = 90 \text{ т/ч}.$$

3. Определяем  $Q_2, Q_3, Q_5, Q_7$  и  $n$ .

$$Q_5 = Q_4 c_I = 98 \cdot 1,5 = 147 \text{ т/ч;}$$

$$Q_3 = Q_4 + Q_5 = 98 + 147 = 245 \text{ т/ч;}$$

$$Q_7 = Q_5 - Q_6 = 147 - 102 = 45 \text{ т/ч;}$$

$$n = Q_7 / Q_6 = 45 : 102 = 0,44 = 44\%.$$

Масса продукта 7 составляет 44 % массы продукта 6, или  $45 : 147 = 0,305 = 30,5\%$  общей массы песков.

4. Определяем  $Q_8, Q_9, Q_{10}$  и  $Q_{11}$ . Расчет ведем по формуле (44) с изменением индексов при символах. Предварительно выбираем оптимальную циркулирующую нагрузку для второй стадии измельчения  $c_{II} = 300\%$ :

$$Q_{11} = Q_6 c_{II} = 102 \cdot 3 = 306 \text{ т/ч; } Q_{10} = Q_6 = 102 \text{ т/ч;}$$

$$Q_8 = Q_9 = Q_6 + Q_{11} = 102 + 306 = 408 \text{ т/ч.}$$

Пример 7. При исходных данных примера 6 определить массу продукта 6, если  $c_I = 250\%$ .

1. Определяем  $\beta_3$ . По формуле (62) предварительно находим

$$\beta_3 = \frac{\beta_4(R_4 + c_I R_5)}{(1 + c_I) R_4} = \frac{0,438(2,6 + 2,5 \cdot 0,2)}{(1 + 2,5) 2,6} = 0,149 = 14,9\%.$$

По табл. 14 находим  $\beta_3 = 25,8\%$ .

2. Определяем  $Q_6$  по формуле (63)

$$Q_6 = \frac{Q_1 c_{II} k m (\beta_4 - \beta_1)}{(1 + k m) (1 + c_I) (\beta_4 - \beta_3)} = \frac{200 \cdot 2,5 \cdot 0,82 \cdot 1 (0,65 - 0,05)}{(1 + 0,82 \cdot 1) (1 + 2,5) (0,65 - 0,258)} = 98,5 \text{ т/ч.}$$

Из сравнения с предыдущим примером видно, что при увеличении  $c_I$  на 100 % масса продукта 6 изменилась на 3,5 т/ч, или на 3,4 %, т. е. масса продукта 6 практически не зависит от циркулирующей нагрузки в первой стадии измельчения.

### СХЕМЫ РУДНОГО САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

По схемам самоизмельчения еще не накоплено достаточно материалов для того, чтобы дать конкретную методику расчета. Главное затруднение вызывают назначение циркулирующей нагрузки первой стадии в мельницах самоизмельчения, определение количества выводимой из мельницы рудной гальки и расход гальки на вторую стадию измельчения. Выхода этих продуктов определяются условиями измельчения и физическими свойствами руды и их нельзя прогнозировать без специальных испытаний.

Для ориентировки представляют интерес данные по работе мельниц рудного самоизмельчения на Ингулецком ГОКе [54]. На рис. 30 показана технологическая схема секции самоизмельчения, в первой стадии установлена мельница ММС 70×23 и во второй рудногалечная мельница МГР 40×75. На мельнице самоизмельчения установлена бутара с отверстиями 30 мм, верхний продукт — рудная галька при выходе 24,5 % подается в рудногалечную мельницу, откуда выводится 14,5 % скрапа, возвращае-

мого в мельницу самоизмельчения. Расход гальки составил приблизительно 200 кг/т материала, поступающего в цикл доизмельчения.

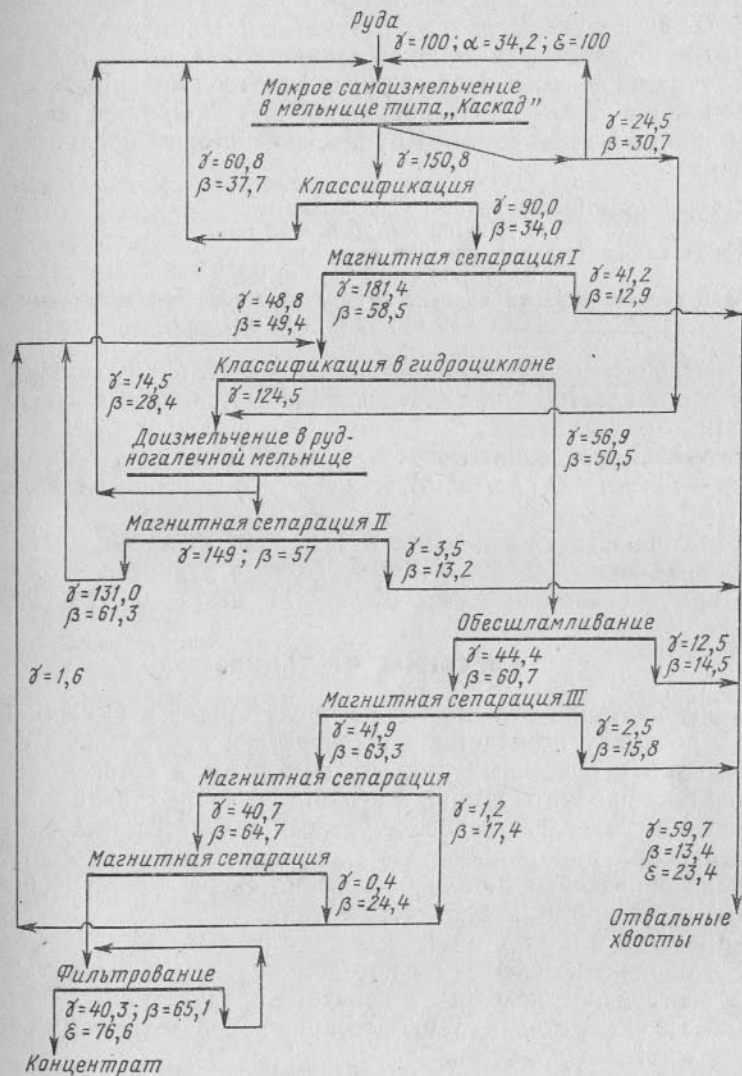


Рис. 30. Технологическая схема обогатительной фабрики Ингулецкого ГОКа—II при рудном самоизмельчении в первой стадии и рудно-галечном измельчении во второй

Нижний продукт бутары поступает в спиральный классификатор, слив которого содержит около 70 % класса —74 мкм. Циркулирующая нагрузка мельницы самоизмельчения по выходу



75 % составлена песками классификатора 60,8 % и скрапом (14,5 %), выделяемым из рудногалечной мельницы.

При опробовании подобной секции в другое время при выведении части гальки для дробления и измельчения в отдельном цикле были получены другие результаты. Циркулирующая нагрузка (пески классификатора) составила 120 %, выход гали 20 %, расход гали на доизмельчение в рудно-галечной мельнице составил так же как и в первом случае, около 200 кг/т материала, поступающего в цикл доизмельчения. Крупность некоторых продуктов следующая:

исходная руда (после крупного дробления):  
 41 % +100 мм, 20 % —30 мм;  
 рудная галька (верхний продукт бутары):  
 39 % +30 мм, 7 % —10 мм;  
 скрап гальки (верхний продукт бутары рудногалечной мельницы):  
 22 % +30 мм, 12 % —10 мм.

Производительность по исходной руде в мельницу самоизмельчения составила 105 т/ч, гали и скрапа выводилось в отдельный цикл 10 т/ч.

Удельная производительность мельницы самоизмельчения по классу —74 мкм — 0,77 т/(м<sup>3</sup>·ч), то же, рудно-галечной мельницы — 0,26 т/(м<sup>3</sup>·ч).

Эффективность измельчения в мельнице самоизмельчения по классу —74 мкм — 0,0522 т/кВт·ч. То же в рудногалечной мельнице, при конечном продукте 85 % —74 мкм — 0,0174 т/кВт·ч.

## § 6. СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ

Схемы флотации отличаются по числу стадий и циклов обогащения, по числу перечисток концентрата и контрольных флотаций хвостов в отдельных циклах, по точкам, в которые возвращаются промпродукты в цикл флотации \*. Число стадий и циклов обогащения составляет наиболее важный отличительный признак, определяющий принципиальную схему флотации. Последние два признака определяют детали построения схемы флотации внутри отдельных стадий и циклов обогащения.

Принципиальной схемой флотации называется такое изображение схемы, на котором указаны только стадии и циклы обогащения, исходные и конечные продукты каждой стадии и цикла. По числу стадий схемы флотации подразделяются на одно-, двух- и многостадийные.

Каждая стадия обогащения может включать один или несколько циклов. Например, при многостадийной схеме флотации монометаллических руд может быть один, два или несколько циклов.

\* Перечистки — операции флотации концентратной ветви схемы, проводимые для повышения качества концентрата; контрольные флотации — операции флотации хвостовой ветви схемы, проводимые для понижения содержания полезного минерала в хвостах.

В первом случае схема имеет только две ветви — ветвь перечисток концентрата и ветвь контрольных флотаций хвостов. Два цикла появляются в тех случаях, когда руда перед флотацией разделяется на два продукта — пески и шламы с последующим отдельным их обогащением или когда промпродукты обогащаются в самостоятельном цикле.

## ПРИНЦИПИАЛЬНЫЕ СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ МОНОМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Большинство применяемых на практике принципиальных схем флотации монометаллических руд может быть сведено к следующим вариантам \*.

1. Одностадийные схемы (рис. 31):

а — одноцикловая;

б — двухцикловая с разделением обогащением песков и шламов.

2. Двухстадийные схемы (рис. 32):

а — двухцикловая с выделением в первой стадии обогащения отвальных хвостов и бедного концентрата, направляемого во вторую стадию;

б — двухцикловая с выделением в первой стадии обогащения кондиционного концентрата и богатых хвостов, направляемых во вторую стадию;

в — двухцикловая с выделением в первой стадии обогащения кондиционного концентрата, отвальных хвостов и промпродукта, направляемого во вторую стадию;

г — одноцикловая с доизмельчением промпродукта в отдельном приеме и возвращением его в цикл рудной флотации;

д — трехцикловая с выделением в первой стадии обогащения бедного чернового концентрата, промпродукта и основной массы отвальных хвостов. Концентрат и промпродукт поступают в измельчение и далее во вторую стадию обогащения, причем их измельчение и флотация производятся в отдельных циклах;

е — трехцикловая с выделением в первой стадии обогащения части готового концентрата, части отвальных хвостов и промпродукта, направляемого в доизмельчение и во вторую стадию обогащения.

3. Трехстадийные схемы (рис. 33):

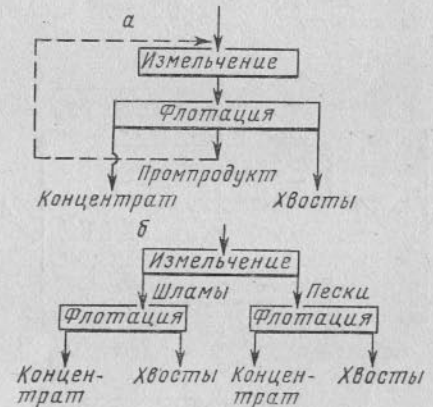


Рис. 31. Варианты принципиальных одностадийных схем флотации

\* Прямоугольниками на схемах изображены циклы операций.

а — трехцикловая с выделением в первой стадии обогащения части готового концентрата и богатых хвостов, направляемых в измельчение и вторую стадию. Во второй стадии обогащения выделяются вторая часть концентрата, основная масса хвостов и

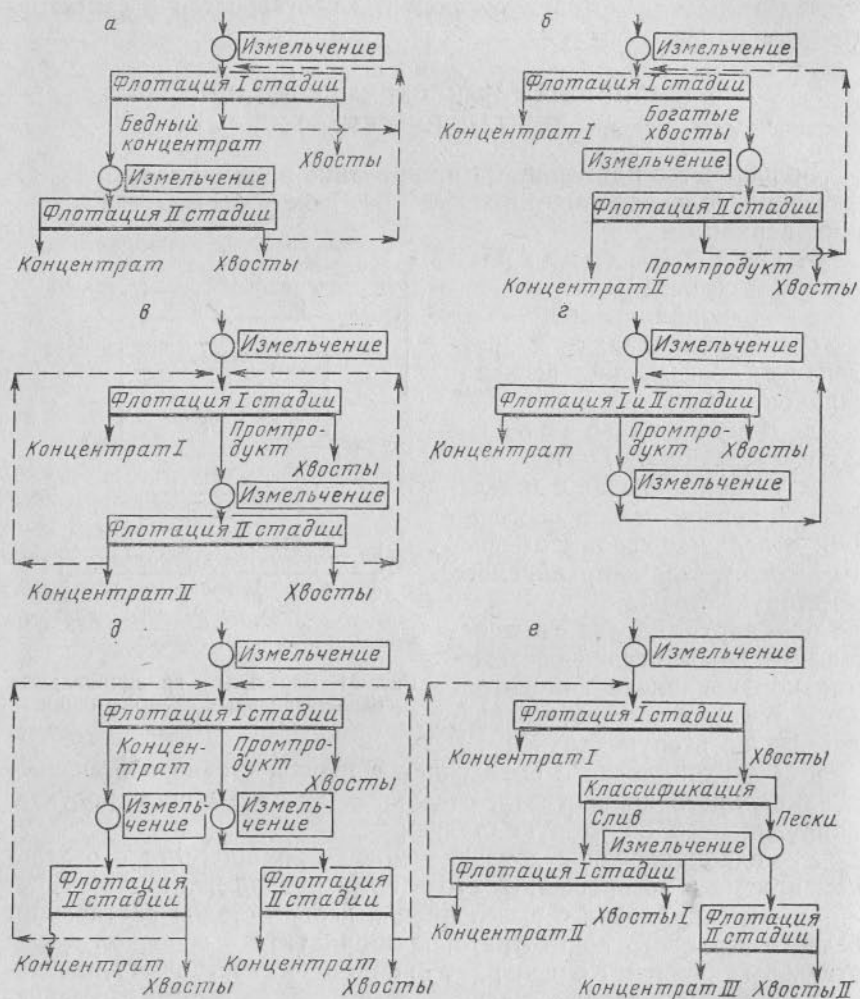


Рис. 32. Варианты принципиальных двухстадиальных схем флотации

продукт, направляемый в измельчение и третью стадию обогащения;

б — трехцикловая с последовательным доизмельчением хвостов.

Понятия стадия и цикл обогащения нуждаются в уточнении. На практике нередко встречаются схемы, когда промпродукт доизмельчается не в отдельном самостоятельном цикле, а возвращается в цикл измельчения руды (см. рис. 31,

схема а). Такая схема должна быть отнесена к одностадиальной, так как здесь нет возможности установить специальный, самостоятельный режим для измельчения промпродукта. Обратный промпродукт всегда имеет меньшую крупность,

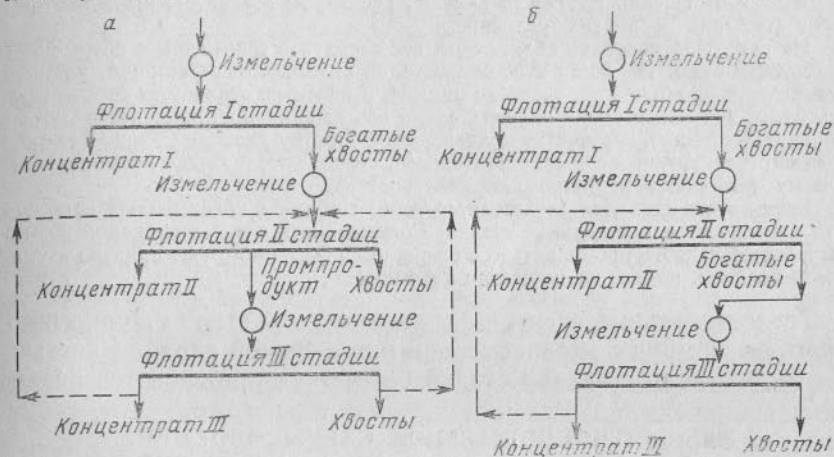


Рис. 33. Варианты принципиальных трехстадиальных схем флотации

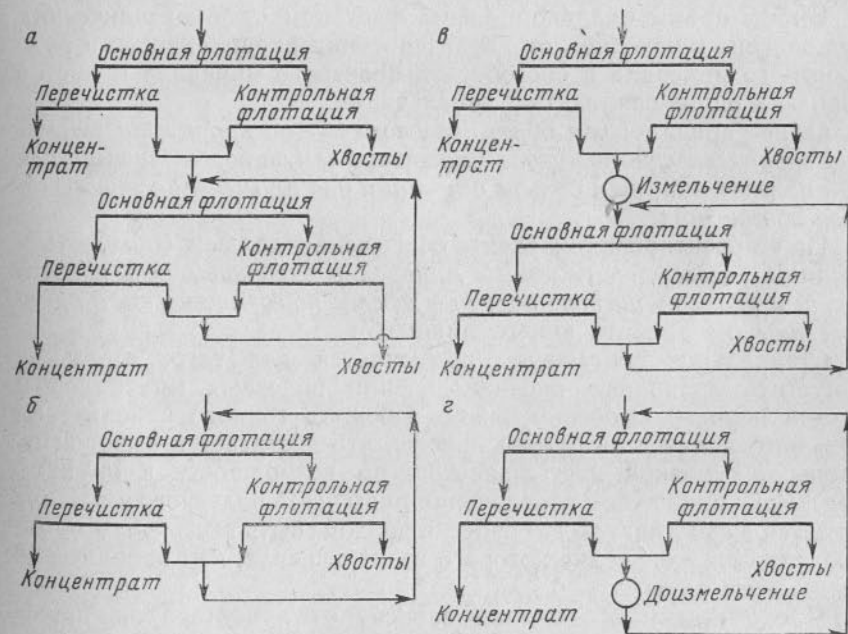


Рис. 34. Варианты схем флотации:

а — одностадиальная двухцикловая; б — одностадиальная одноцикловая; в — двухстадиальная двухцикловая; г — двухстадиальная одноцикловая

чем питание флотации. Поэтому возвращением промпродукта в цикл измельчения руды не достигается заметного уменьшения его крупности, так как он сразу же уходит в слив классификатора.



В схемах флотации, изображенных на рис. 34, схема *a* является одностадиальной двухцикловой, так как в ней промпродукты обогащаются в отдельном цикле. Это дает возможность организовать для них самостоятельный режим флотации в отношении плотности пульпы, рецептуры реагентов, продолжительности флотации и других условий.

На рис. 34, *b* операции обогащения промпродукта совмещены с операциями обогащения руды. По числу и последовательности операций флотации, которым подвергается промпродукт, схема на рис. 34, *b* ничем не отличается от схемы на рис. 34, *a*, так как в обоих случаях схема обогащения промпродукта включает основную флотацию, перемешку концентрата и очистку хвостов. Однако в схеме *b* не может быть организован самостоятельный режим флотации для промпродукта, поэтому эта схема является одноцикловой.

Схемы *в* и *г* являются двухстадиальными, так как в обеих схемах промпродукт измельчается в отдельной стадии. Совмещение в схеме *г* операций флотации доизмельченного промпродукта с операциями флотации руды привело к уничтожению лишь цикла, но не стадии флотации.

Трехстадиальные схемы за последние годы стали широко применяться для руд с неравномерной или сложной вкрапленностью. Схемы флотации с числом стадий более трех применяются редко.

#### ВЫБОР ПРИНЦИПАЛЬНОЙ СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ МОНОМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Выбор принципиальной схемы флотации монометаллических руд зависит в основном от характеристики вкрапленности в руде полезного минерала и способности полезного минерала и пустой породы к ошламованию при измельчении.

Общее правило: *чем более неравномерна по крупности выделений вкрапленность полезного минерала и чем он больше иламуется при измельчении, тем больше оснований для применения стадийного обогащения.*

При проектировании схемы обогащения должен соблюдаться принцип: *извлекать полезный минерал в окончательный концентрат и удалять пустую породу в хвосты по возможности в крупном виде (не дробить ничего лишнего).*

Стадиальное обогащение применяется для того, чтобы не допустить излишнего переизмельчения полезных минералов и пустой породы. Особенно важно избежать тонкого измельчения большого количества пустой породы, что достигается выводом из процесса основной массы хвостов, по возможности в крупном виде. Если при грубом измельчении руды часть полезного минерала остается в сродках, то эти сродки должны быть выделены в промпродукт, доизмельчение которого стоит дешевле, чем измельчение всей массы руды.

Число стадий обогащения зависит от характера вкрапленности в руде полезного минерала и его способности к ошламованию при операциях измельчения. Эта зависимость устанавливается при рассмотрении ряда примеров, встречаемых в практике обогащения.

1. Крупная вкрапленность, полезные минералы не склонны к ошламованию. Кондицион-

ные концентраты и отвальные хвосты могут быть получены при флотации грубоизмельченной руды. Так как полезные минералы не склонны к ошламованию, то при грубом измельчении вредное влияние ошламования проявится слабо и не вызовет ухудшения технологических показателей при обогащении руды по одностадиальной схеме. Поэтому руды такого типа должны обогащаться по схеме на рис. 31, *a* \*.

2. Крупная вкрапленность, полезные минералы легко переизмельчаются. Лучшие результаты обогащения будут получены при двухстадиальной схеме флотации (см. рис. 32, *b*) с выделением в первой стадии части кондиционного концентрата, который тем самым предохраняется от излишнего ошламования. Хвосты первой стадии, содержащие крупные зерна полезного минерала, должны доизмельчаться и направляться во вторую стадию обогащения.

3. Агрегатная вкрапленность. В практике обогащения часто встречаются руды, в которых полезный минерал заключен в сравнительно крупные агрегаты, представляющие собой, в свою очередь, тонкие сродки полезного минерала с другими минералами. Подобный тип вкрапленности имеют молибденитовые и графитовые руды, а также значительная часть полисульфидных руд.

Для получения чистых концентратов такие руды требуют тонкого измельчения, однако бедные хвосты могут быть получены и при грубом помоле, достаточном для освобождения из сродков крупных агрегатов. Поэтому следует после грубого измельчения руды выделить основную массу отвальных хвостов и бедный концентрат, который следует направить в отдельный цикл измельчения и далее во вторую стадию обогащения (см. рис. 32, *a*).

В некоторых случаях более высокие технологические показатели достигаются при обогащении руд с агрегатной вкрапленностью по двухстадиальной трехцикловой схеме (см. рис. 32, *b*) предусматривающей измельчение и флотацию бедного концентрата и промпродукта в отдельных циклах. Это дает возможность более точного подбора условий обогащения, чем и вызывается улучшение технологических показателей.

Подобные схемы типичны для зарубежных фабрик, перерабатывающих медно-молибденовые порфиновые руды, построенных в 1960—1975 г. (рис. 35).

В основном цикле при относительно грубом измельчении до 50—60 % класса —74 мкм и при малом разжижении снимаются черновой концентрат и промпродукт и выделяются бедные отвальные хвосты. Реагентный режим подбирается так, что в пену пром-

\* Если крупность вкраплений и разница в плотности полезного минерала и пустой породы позволяют выделить из руды 30—60% отвальных хвостов обогащением ее в тяжелых суспензиях или отсадкой, то наиболее экономичной для такой руды будет комбинированная гравитационно-флотационная схема обогащения.

продукта поднимаются крупные и бедные сростки, протекает так называемая «мусорная» флотация (scavenger), т. е. схема ориентирована на выделение отвальных хвостов максимально возможной крупности. Черновой концентрат после доизмельчения подвергается двум-трем перечисткам. Камерный продукт первой перечистки проходит контрольную операцию, из которой хвосты сбрасываются в отвал, т. е. и в цикле перечистки концентрата предусмотрено извлечение бедных сростков. Поэтому и вся схема названа «cleaner—scavenger», что значит «мусорная» флотация в перечистке.

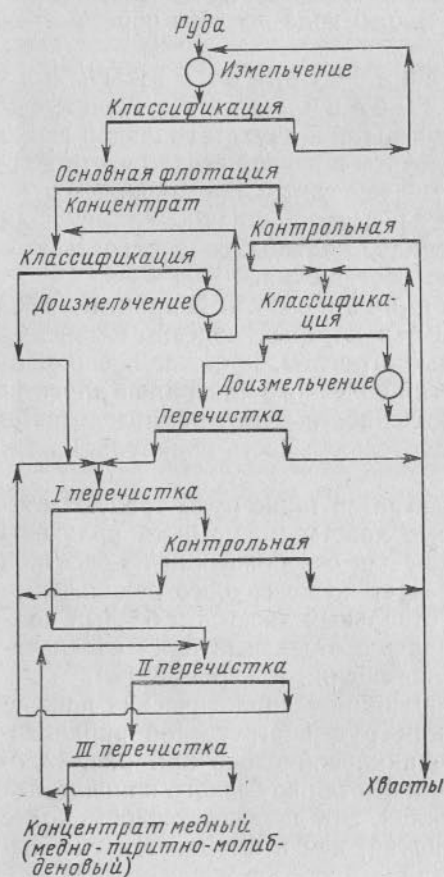


Рис. 35. Двухстадийная трехцикловая схема флотации медно-молибденовых руд

крупных выделений, освобождается из сростков, что дает возможность извлечь ее в богатый концентрат. Для получения же отвальных хвостов требуется более тонкое измельчение руды.

\* Для убогих, тонковкрапленных руд схему можно несколько видоизменить. Черновой концентрат основной флотации перед доизмельчением целесообразно перечистить для выделения бедных сростков из цикла доводки. Хвосты первой перечистки черного концентрата следует доизмельчить вместе с концентратом контрольной флотации и подвергнуть перефлотации.

Промпродукт доизмельчается и подвергается флотации также с выделением отвальных хвостов. Выделение отвальных продуктов из обоих циклов перечисток концентрата и промпродукта освобождает основной цикл от циркуляции больших масс промпродуктов и от обводнения \*.

Относительно крупные хвосты легче использовать для мокрой закладки в рудник. Грубый помол в голове процесса позволяет применить простые и экономичные схемы одностадийного измельчения в мельницах большого объема [71].

4. **Неравномерная вкрапленность.** Наиболее часто встречаются руды, обладающие неравномерной по крупности вкрапленностью полезных минералов. Уже при сравнительно грубом измельчении такой руды часть полезного минерала, находящаяся в более

Руды с подобным типом вкрапленности следует обогащать по двухстадийной схеме с выделением в первой стадии обогащения части кондиционного концентрата и богатых хвостов, направляемых в доизмельчение и вторую стадию (см. рис. 32, б).

Применение стадийного обогащения особенно необходимо в тех случаях, когда неравномерно вкрапленный полезный минерал подвержен сильному ошламованию. Для таких руд может быть принята трехстадийная схема обогащения с последовательным доизмельчением хвостов (см. рис. 33, б).

Если при неравномерной вкрапленности часть полезного минерала представлена чрезвычайно мелкими выделениями, то для разрушения всех сростков хвосты первой стадии пришлось бы подвергнуть очень тонкому измельчению, что невыгодно. Поэтому с целью экономии на измельчении хвосты первой стадии доизмельчаются лишь до такой крупности, чтобы получить достаточно богатые сростки для возможности извлечения их в промпродукт. Тогда во второй стадии обогащения получают три продукта: кондиционный концентрат, в который извлекают свободные зерна полезного минерала; промпродукт, куда извлекаются сростки; отвальные хвосты. Промпродукт направляется в доизмельчение и в третью стадию обогащения (см. рис. 33, а).

Таким образом, при флотации руд с неравномерной вкрапленностью полезного минерала следует применять двухстадийные или трехстадийные схемы обогащения, причем если полезный минерал при этом сильно шламуется, то наиболее экономичными будут трехстадийные схемы.

Стадийные схемы обогащения с выделением в первой стадии части готового концентрата в последние годы стали получать широкое распространение. Примером могут служить Норильская, Балхашская, Миргалимсайская и другие обогатительные фабрики, ранее применявшие одностадийные схемы обогащения.

5. **Мелкая равномерная вкрапленность.** Этот тип вкрапленности встречается в некоторых порфириновых рудах. Если бы при измельчении руды поверхности разлома проходили только по контактам сросшихся минералов, тогда при равномерной вкрапленности освобождение из сростков всех зерен полезного минерала происходило бы одновременно после достижения некоторой определенной степени измельчения. В этом случае одностадийная схема обогащения такой руды была бы наиболее рациональной. В действительности вкрапленность минералов в руде никогда не бывает вполне равномерной, а поверхности излома зерен в процессах дробления и измельчения проходят не только по контактам сросшихся минералов. Поэтому даже при измельчении руд, обладающих сравнительно равномерной вкрапленностью, освобождение полезного минерала из сростков происходит постепенно по мере повышения степени измельчения.



Так как процесс раскрытия зерен всегда происходит в некотором диапазоне крупности измельчения, то в пределах этого диапазона в пульпе содержатся как свободные зерна полезного минерала, так и сростки. В целях экономии на измельчении и ограничения вредного влияния ошлавования руды с мелкой равномерной вкрапленностью следует измельчать до крупности, обеспечивающей освобождение из сростков только части полезного минерала. Другая же его часть может остаться в сростках, если они достаточно богаты, для извлечения их в промпродукт, который затем должен направляться в доизмельчение и вторую стадию обогащения. Для извлечения сростков применяют при флотации сильные коллекторы и вспениватели [67, 71].

Таким образом, для обогащения руд с мелкой вкрапленностью более выгодными будут двухстадиальные схемы (см. рис. 32, в, г).

6. Сложная и очень неравномерная вкрапленность. Руды с таким характером вкрапленности содержат разные по своей величине выделения полезного минерала и агрегаты, представляющие собой тонкие сростки полезного минерала с другими минералами. Наиболее экономичной для обогащения руд с такой вкрапленностью будет трехстадиальная схема (см. рис. 33, а).

7. Руды, содержащие много первичных шламов и растворимых солей, вредящих флотации. Первичные шламы иногда обогащаются в отдельном цикле, чем достигается улучшение показателей обогащения (см. рис. 31, б) [67].

Первичные шламы обычно выделяются после первого приема измельчения в механическом классификаторе или гидроциклоне. При этом пески классификатора обогащаются более твердыми и тяжелыми минералами. Например, при механической классификации измельченных уральских медно-пиритных руд песковая часть всегда обогащена пиритом, а слив — пустой породой и легкоизмельчающимися вторичными сульфидами.

На Красноуральской обогатительной фабрике для обогащения руды с высоким содержанием серицито-хлоритовых сланцев применялась схема с раздельной обработкой песков и шламов. Пески классификатора значительно обогащались пиритом и после выделения из них медного концентрата представляли собой кондиционный пиритный концентрат.

В некоторых рудах первичные шламы обладают высокой флотационной активностью. В этих случаях прибегают к предварительной флотации шламов с небольшим добавлением вспенивателя. Иногда руды содержат первичные шламы, которые плохо флотируются сами и так вредят флотации, что их после выделения направляют в отвал. В качестве примера можно указать на схемы флотации железных руд и некоторых неметаллических полезных ископаемых — алунитов, кианитов и фосфоритов [32, 67].

При обогащении полиметаллических руд в зависимости от их состава могут получаться два, три и больше концентратов. Ниже рассмотрены принципиальные схемы флотации полиметаллических руд, содержащих три полезных компонента.

Основные выводы и положения, относящиеся к этим схемам, справедливы для биметаллических руд, а также для руд с большим числом полезных компонентов.

Для руд с тремя полезными компонентами можно применить четыре принципиальные схемы флотации (рис. 36):

- 1 — с прямой селективной флотацией;
- 2, 2-а — с частичной коллективной флотацией;
- 3/1, 3/2, 3/2-а — с предварительной коллективной флотацией;
- 4 — с фракционной коллективной флотацией.

Главное различие между этими схемами заключается в числе циклов, через которые проходит основной поток пульпы (содержащий пустую породу).

В схеме 1 с прямой селективной флотацией хвосты выделяются в третьем цикле обогащения, основной поток пульпы проходит три цикла.

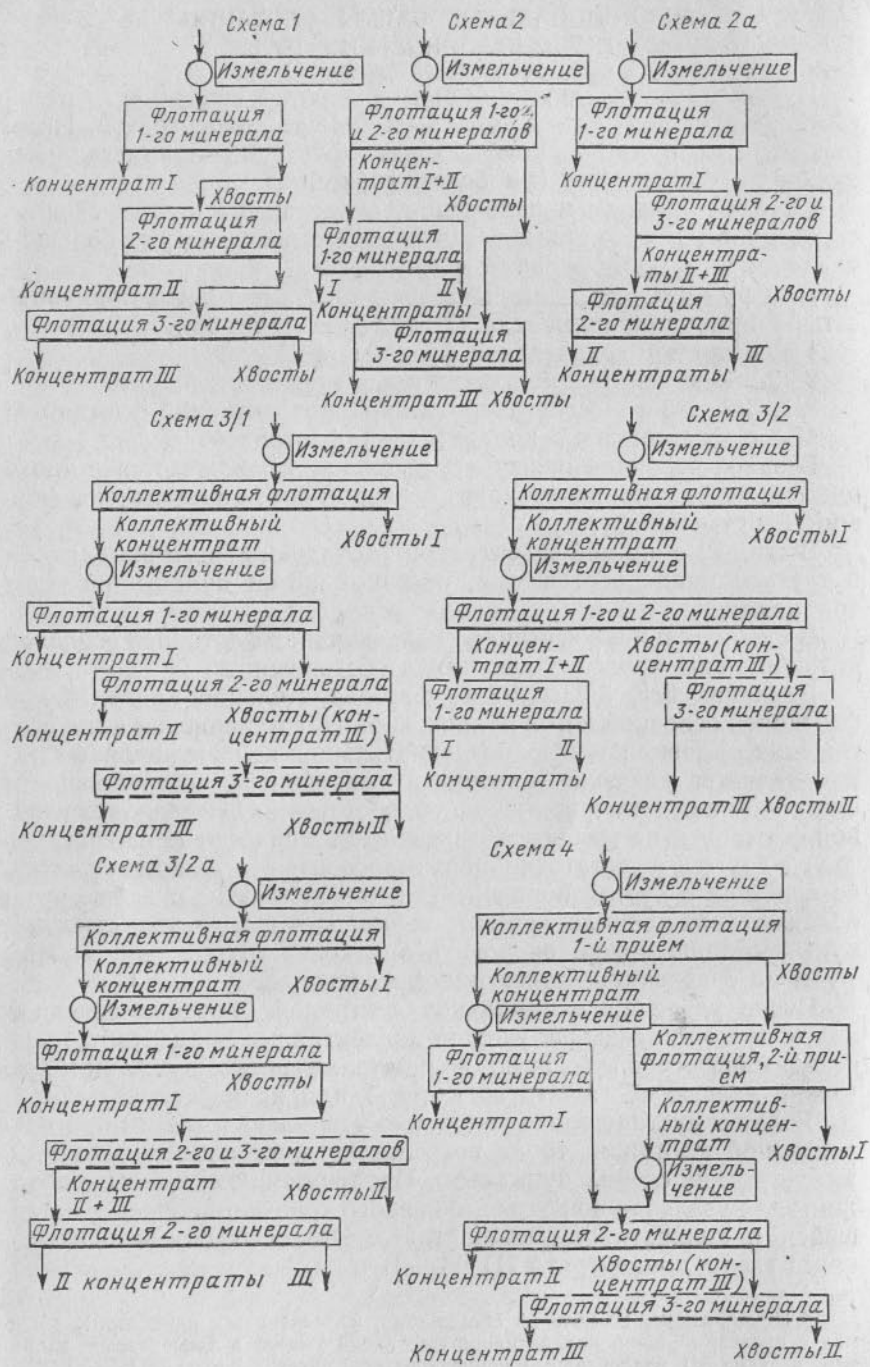
В схемах 2 и 2-а с частичной коллективной флотацией основной поток пульпы проходит два цикла обогащения.

В схемах 3/1, 3/2 и 3/2-а — с предварительной коллективной флотацией основной поток пульпы проходит только один цикл обогащения. Главной целью предварительной коллективной флотации является удаление в хвосты пустой породы, по возможности в крупном виде, в первом же цикле обогащения. Перед коллективной флотацией не требуется освобождения сульфидов из сростков друг с другом, а достаточно лишь освободить сульфидные агрегаты из сростков с пустой породой. Так как полиметаллические руды обладают, как правило, агрегатной вкрапленностью, то коллективную флотацию можно проводить при более грубом измельчении руды по сравнению с селективной флотацией.

После удаления в цикле коллективной флотации основной массы пустой породы получается коллективный концентрат, представляющий собой богатую полиметаллическую руду, которую можно дальше обогащать по схеме 1 или по схемам 2 и 2-а\*.

Если бы пустая порода полностью удалялась в хвосты при коллективной флотации, то не потребовалось бы циклов флотации, указанных на схемах пунктиром. Практически эти циклы необходимы для удаления в хвосты небольшого количества породы, оставшейся в коллективном концентрате. Это особенно необходимо, когда выход концентрата III мал. В таких случаях даже неболь-

\* Номер схемы, по которой обогащается коллективный концентрат, в схеме с предварительной коллективной флотацией указан в знаменателе, например, в схеме 3/1 коллективный концентрат обогащается по схеме 1.



иное количество оставшейся в коллективном концентрате породы сильно разубоживает концентрат III.

В схеме 4 фракционная коллективная флотация дает возможность улучшить результаты обогащения руд, в которых флотационная активность отдельных разностей одного и того же минерала различна. Например, в свинцово-цинковых и в свинцово-медно-цинковых рудах иногда содержатся легко- и труднофлотируемые разности цинковой обманки.

При получении из таких руд коллективного концентрата для извлечения труднофлотируемых разностей сфалерита пришлось бы в коллективной флотации применять активатор — медный купорос и загружать значительное количество коллектора. Это вызвало бы затруднения при последующей селективной флотации коллективного концентрата.

При схеме с фракционной коллективной флотацией эти затруднения устраняются. В процессе флотации свинцово-медно-цинково-пиритных руд в первую фракцию коллективного концентрата следует извлечь полностью свинец и медь и лишь частично — цинк и пирит. Дальнейшая селективная флотация первой фракции облегчается тем, что она получена при сравнительно малой дозировке коллектора и содержит неактивированный сфалерит. Вторая фракция коллективного концентрата, не содержащая галенита и сульфидов меди, присоединяется к цинково-пиритным хвостам селективной флотации первой фракции.

Схемы с предварительной коллективной флотацией имеют экономические преимущества по сравнению со схемами с прямой и с частичной коллективной флотацией. Эти преимущества заключаются в следующем.

1. Обычно при схемах с предварительной коллективной флотацией руда измельчается до крупности 45—55 % класса —74 мкм и тонкому измельчению подвергается только коллективный концентрат, выход которого невелик, особенно в случае бедных руд. Тогда, как при схемах с прямой селективной флотацией необходимо измельчение руды до 60—80 % класса —74 мкм. Вследствие этого достигается экономия на измельчении.

2. Расход депрессоров и активаторов меньше.

3. Количество потребных флотационных машин меньше.

Величина экономии, получаемой при схеме с предварительной коллективной флотацией, зависит от характера вкрапленности и содержания полезных минералов в руде. При крупной вкрапленности экономии на измельчении не будет, так как в этом случае необходимая степень измельчения руды определяется только размером зерен, которые могут подниматься в пену, и при любой схеме будет одинакова. Для руд с агрегатной вкрапленностью экономия на измельчении может быть очень значительной (до 30 %).

Рис. 36. Принципиальные схемы флотации полиметаллических руд, содержащих три полезных компонента



При богатых рудах выход коллективного концентрата, направляемого в тонкое измельчение и селективную флотацию, будет значительным. Поэтому для богатых и крупновкрапленных руд схема с предварительной коллективной флотацией дает меньшую относительную экономию, чем для бедных руд с агрегатной вкрапленностью.

Схемы с частичной коллективной флотацией обладают значительно меньшими экономическими преимуществами по сравнению с полной коллективной флотацией.

Это объясняется двумя причинами: при схемах с частичной коллективной флотацией вся масса руды подвергается тонкому измельчению для освобождения сульфидов из сростков друг с другом; основная масса руды проходит два цикла флотации, тогда как в схемах с полной коллективной флотацией — только через один цикл.

#### ВЫБОР ПРИНЦИПАЛЬНОЙ СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ ДЛЯ ОТДЕЛЬНЫХ ТИПОВ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

В зависимости от минерального состава и содержания металлов полиметаллические руды подразделяются на четыре группы.

**Первая группа** — сплошные сульфидные руды с высоким содержанием цветных металлов. Эти руды состоят в основном из сульфидов свинца, меди, цинка и железа. Общее содержание сульфидов 75—90 %, содержание цветных металлов 6—15 %.

Для обогащения руд этой группы обычно применяется прямая селективная флотация. В тех случаях, когда хвосты флотации достаточно богаты серой и могут быть использованы в качестве сырья для сернокислотной промышленности, схемы с прямой селективной флотацией наиболее рациональны.

Если содержание пустой породы в руде больше 15—20 %, то хвосты селективной флотации будут иметь содержание серы ниже кондиционного. Тогда при равных технологических показателях предпочтение следует отдать схеме с предварительной коллективной флотацией.

**Вторая группа** — сплошные сульфидные руды с низким содержанием цветных металлов и высоким содержанием серы. К этой группе относятся руды большинства месторождений медисто-цинковистых пиритов. Содержание меди в медисто-цинковистых пиритах составляет 1—2 % и цинка 1—2,5 %.

Для обогащения руд этой группы наиболее перспективной является схема с предварительной коллективной флотацией сульфидов меди и цинка и получением богатых пиритных хвостов.

При пониженном содержании серы в руде хвосты коллективной флотации будут некондиционными по содержанию серы. В этом случае наиболее выгодной является схема с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов [67].

**Третья группа** — вкрапленные полиметаллические руды с высоким содержанием цветных металлов. К этой группе

относится значительное число руд эксплуатируемых свинцово-цинковых и медно-цинковых месторождений. Суммарное содержание меди, свинца и цинка в рудах этого типа достигает 8—15 %.

При крупной вкрапленности полезных минералов руды обогащаются по схеме с прямой селективной флотацией. При агрегатной вкрапленности более экономичной будет схема с предварительной коллективной флотацией.

**Четвертая группа** — вкрапленные руды с низким содержанием цветных металлов. Суммарное содержание цветных металлов в рудах, как правило, не превышает 3—4 %, а в некоторых случаях — 2 %. Содержание пирита иногда достигает 30—40 %. Для обогащения руд этой группы по экономическим условиям следует применять схемы с предварительной коллективной флотацией.

#### ПОСТРОЕНИЕ СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ В ОТДЕЛЬНЫХ СТАДИЯХ И ЦИКЛАХ ОБОГАЩЕНИЯ

После выбора принципиальной схемы флотации необходимо дополнительно решить вопрос о числе и последовательности операций в каждом цикле обогащения и выбрать точки возврата продуктов в цикл.

Число и последовательность операций в отдельных циклах обогащения. Разнообразие применяемых на практике схем флотации так велико, что нет возможности рассматривать отдельные конкретные случаи. Нашей целью будет лишь установление основных направлений в развитии флотационных схем и выявление причин, обуславливающих такое развитие.

Простейшим примером цикла обогащения является одна операция флотации. Однако такая простая схема может применяться лишь в тех случаях, когда в цикле получается только один конечный продукт, например, когда в первой стадии флотации получается часть готового концентрата и богатые хвосты, поступающие в измельчение и во вторую стадию обогащения.

Если в цикле обогащения необходимо получить два конечных продукта — кондиционный концентрат и отвальные хвосты, то применяются более сложные схемы флотации.

В дальнейшем вопросы построения схем флотации внутри отдельных циклов рассматриваются на примере одностадиальных одноцикловых схем. Выводами, установленными при рассмотрении одноцикловых схем, можно руководствоваться и при построении схем флотации внутри отдельных циклов для сложных схем.

Развитие схемы может происходить как в направлении увеличения числа контрольных флотаций хвостов, так и в направлении увеличения числа перемывок концентрата или же в обоих указанных направлениях одновременно.

Направление развития схемы флотации зависит главным образом от трех условий — содержания полезного минерала в руде,

кондиций, предъявляемых к концентрату, флотационных свойств полезного минерала и вмещающей породы.

Ниже рассмотрены типичные случаи, иллюстрирующие эту зависимость.

1. Высокое содержание полезного минерала в руде, пониженные кондиции на концентрат, пустая порода нефлотоактивна. Может применяться схема флотации (рис. 37) без перечисток кон-

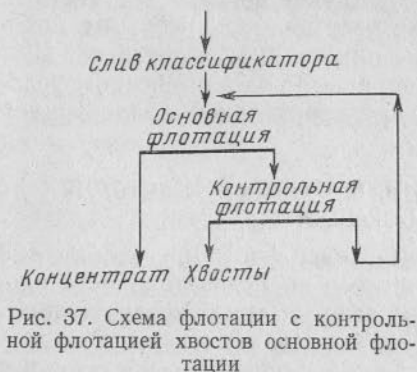


Рис. 37. Схема флотации с контрольной флотацией хвостов основной флотации

Рис. 38. Пример схемы флотации, получившей развитие в направлении увеличения числа контрольных флотаций

центра, но с контрольной флотацией хвостов (одной или двумя) для повышения извлечения в концентрат полезного минерала. Такая схема часто встречается на углеобогачительных фабриках, а также на некоторых фабриках, перерабатывающих богатые руды цветных металлов.

2. Полезный минерал обладает пониженной флотуемостью, кондиции на концентрат низкие. Сфлотированные минералы нежелательно подвергать перечисткам и следует быстрее выводить из процесса. Схема получает развитие в направлении увеличения числа контрольных флотаций. В качестве примера можно привести схему флотации медно-пиритной руды на Среднеуральской обогатительной фабрике (рис. 38). Медные сульфиды (ковеллин, халькопирит) этой руды сильно шламуются и быстро окисляются. Лишь небольшая часть концентрата подвергается перечистке. Схема

получила развитие в направлении увеличения числа контрольных флотаций, как указано стрелкой.

3. Низкое содержание полезного минерала в руде, высокие кондиции на концентрат, хорошая флотуемость полезного минерала. Схема флотации получает развитие в направлении увеличения числа перечисток концентрата. Примеры использования схем с многократными перечистками концентрата дает практика обогащения молибденовых и графитовых руд. Низкое содержание молибдена в рудах и высокие кондиции на концентрат

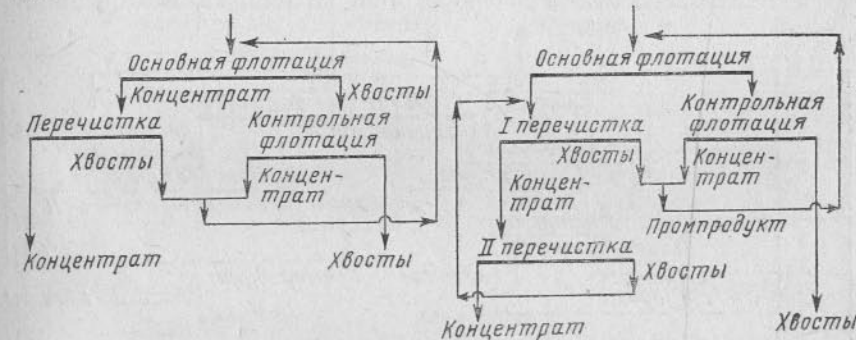


Рис. 39. Схема флотации с одной перечисткой концентрата и одной контрольной флотацией

Рис. 40. Схема флотации с двумя перечистками концентрата и одной контрольной флотацией

приводят к необходимости введения в схему 5—8 перечисток концентрата. Хорошая флотуемость молибденита позволяет подвергать его большому числу операций флотации без опасения потерь в хвостах. При обогащении бедных графитовых руд применяется схема флотации с шестью или семью перечистками концентрата.

Указанные в приведенных примерах сочетания условий флотации не исчерпывают всех встречающихся в практике случаев. Часто на обогатительных фабриках применяются схемы флотации, занимающие промежуточное положение между рассмотренными типами схем.

Схема флотации с одной перечисткой концентрата (рис. 39) применяется в тех случаях, когда не требуется высокой степени концентрации полезного компонента: при бедной руде и низких кондициях на концентрат, при средних рудах и средних кондициях\*, при богатых рудах и высоких кондициях\*. Такая схема часто встречается в основном цикле флотации медных и в циклах коллективной флотации полиметаллических руд.

Схема с двумя и тремя перечистками концентрата и одной контрольной флотацией (рис. 40) применяется при необходимости

\* Степень концентрации — отношение содержания полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходном материале.



получения более высокой степени концентрации полезного минерала или когда пустая порода обладает повышенной флотационной активностью. Она часто применяется в циклах свинцовой и цинковой флотации при обогащении полиметаллических руд.

Точки возврата промпродуктов в цикл обогащения. В зависимости от точек возврата промпродуктов получают различные подварианты схем флотации при одном и том же числе и одинаковой последовательности операций флотации.

На схеме флотации с тремя перечистками концентрата и одной контрольной флотацией, изображенной на рис. 41, все операции

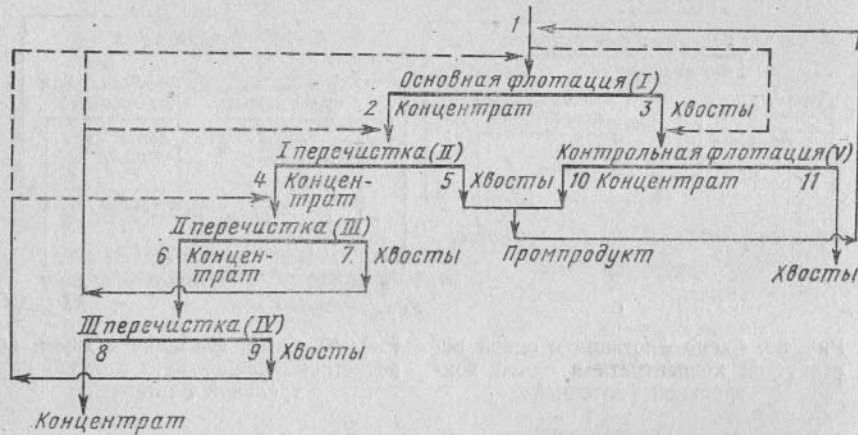


Рис. 41. Возможные точки возврата промпродуктов в цикле флотации

пронумерованы римскими, а продукты — арабскими цифрами. Возможные направления промпродуктов указаны пунктиром, обязательные направления — сплошными линиями. Хвосты каждой операции перечистки концентрата могут быть направлены в любую из предшествующих операций, например, продукт 9 можно направить в операции III, II, I, V.

Концентрат контрольной флотации можно вернуть только в основную флотацию. Если концентраты контрольной и основной флотаций объединить и направить в первую перечистку, то вместо двух операций получится одна — со временем флотации, равным суммарному времени для основной и контрольной флотаций. Таким образом, объединение концентратов основной и контрольной флотаций равносильно ликвидации контрольной флотации с одновременным увеличением продолжительности основной флотации.

Выбор точек возврата промпродуктов зависит главным образом от качества концентрата, который требуется получить, флотационных свойств минерала, наличия и количества в промпродукте сростков, его выхода и разжижения.

Схемы флотации, изображенные на рис. 42, отличаются одна от другой только точками возврата промпродуктов в цикл обогащения. В схеме а промпродукт из каждой последующей операции возвращается в предыдущую, а в схеме б промпродукты перечисток объединяются и направляются в основную флотацию. По первой схеме будет достигнуто более высокое извлечение полезного минерала, но при худшем качестве концентрата, чем по второй схеме. Это объясняется тем, что по второй схеме (б) каждая частица ми-

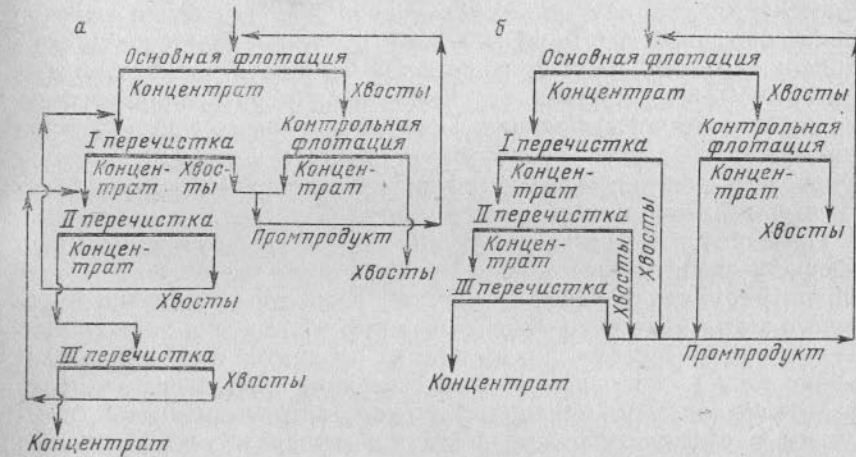


Рис. 42. Схемы флотации с тремя перечистками концентрата и одной контрольной флотацией:

а — промпродукты возвращаются из последующей операции в предыдущую; б — промпродукты объединяются и возвращаются в основную флотацию

нерала, заключенная в любом промпродукте, прежде чем попасть в концентрат, должна сфлотироваться не менее четырех раз, а по первой схеме (а) четырехкратной флотации подвергаются лишь те частицы минерала, которые заключены в бедных промпродуктах (в хвостах I-й перечистки концентрата и в концентрате контрольной флотации). Частицы же, заключенные в более богатых промпродуктах, перефлотируются меньшее число раз.

Очевидно, что при большом числе перефлотаций качество концентрата будет выше, а извлечение полезного минерала ниже. Поэтому при прочих равных условиях чем меньшее количество операций отделяет точку возврата промпродукта от точки получения конечного концентрата, тем выше будет извлечение, но тем хуже качество концентрата.

При высоких кондициях на концентрат и хорошей флотиремости полезного минерала, а также при необходимости повысить качество концентрата за счет некоторого снижения извлечения промпродукты нескольких операций перечистки концентрата можно объединить и направить в основную флотацию. Например, объединение промпродуктов от двух-трех операций и возврат их

В предыдущую операцию часто встречаются в схемах флотаций графитовых, серных и молибденитовых руд.

При пониженных кондициях на концентрат, недостаточно высокой флотационной активности полезных минералов, а также при необходимости повысить извлечение за счет некоторого снижения качества концентрата следует применять схему с возвратом промпродуктов из каждой последующей операции в предыдущую (см. рис. 42, а). На практике такой способ возврата встречается наиболее часто, так как он не только обеспечивает более высокое извлечение полезного минерала, но и облегчает компоновку флотационных машин. Вообще желательно выбирать такие точки возврата, чтобы смешиваемые струи имели примерно одинаковое содержание полезного минерала. Последнее, однако, еще не вполне определяет поведения продуктов в процессе флотации, поэтому руководствоваться при выборе точек возврата промпродуктов только содержанием в них полезного минерала нельзя.

Промпродукты иногда сильно обводнены, кроме того, они часто содержат значительное количество реагентов и шламов, в них концентрируются труднофлотируемые разности и частично окисленные зерна полезного минерала, а при обогащении тонковкрапленных руд — сростки. Возврат таких продуктов в основную флотацию может нарушить технологический процесс и понизить извлечение полезного минерала. В этом случае промпродукты флотируются в отдельном цикле. Если промпродукт содержит много сростков, то его предварительно доизмельчают, а если он обводняет процесс, то сгущают или направляют в классификатор цикла измельчения. В последнем случае уменьшается расход свежей воды.

## § 7. РАСЧЕТ КОЛИЧЕСТВЕННЫХ СХЕМ ФЛОТАЦИИ

Метод расчета количественных схем флотации может применяться также для расчетов схем любых процессов обогащения. Различия в расчетах схем обогащения для разных процессов могут состоять лишь в выборе исходных показателей, на основании которых производят расчеты.

При расчете количественных схем обогащения определяют для всех продуктов схемы численные значения основных технологических показателей:  $Q$ ,  $\gamma$ ,  $\beta$ ,  $\epsilon$ . В некоторых случаях дополнительно определяют значения  $E$ , т. е. частные извлечения.

Расчет схемы обогащения удобнее проводить сначала в относительных показателях  $\gamma$ ,  $\beta$ ,  $\epsilon$ , а затем вычислять абсолютные показатели по формулам:

$$Q_n = Q_1 \gamma_n; \quad P_n = P_1 \epsilon_n.$$

Относительные технологические показатели, численные значения которых подлежат определению, называются *искомыми показателями*. Численные значения некоторых искомых показателей устанавливаются (назначаются) анализом результатов ис-

следовательских работ по изучению обогатимости сырья и практических показателей обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье. Эта часть показателей называется далее *исходными показателями*.

Численные значения остальных искомых показателей определяют расчетом схемы. Эти показатели называются далее *рассчитываемыми показателями*.

Обозначим общее число искомых относительных показателей для всей схемы через  $A$ , общее число уравнений, связывающих эти показатели, через  $B$ . Так как всегда  $A > B$ , то получается система неопределенных уравнений, для которых число неизвестных больше числа уравнений на величину  $A - B$ . Очевидно, если для этого числа неизвестных назначить численные значения, то система превратится в определенную, для которой число оставшихся неизвестных будет равно числу уравнений. Следовательно, необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы будет

$$N = A - B. \quad (67)$$

Чтобы определить необходимое и достаточное для расчета схемы число исходных показателей, нужно подсчитать общее число искомых показателей и общее число связывающих их уравнений.

Операции и продукты в схемах обогащения. Всякая схема обогащения включает два рода операций — операции разделения, в которых из одного продукта получаются два или несколько продуктов, и операции смешения, в которых из двух или нескольких продуктов получается один продукт. Общее число операций в схеме

$$a = a_p + a_c, \quad (68)$$

где  $a$ ,  $a_p$  и  $a_c$  — соответственно общее число операций в схеме, число операций разделения и число операций смешения.

Например, во флотационной схеме (рис. 43, а) содержится всего 7 операций, из них 4 операции разделения (утолщенные горизонтальные линии) и 3 операции смешения. В схеме концентратии на столах (рис. 43, б) — 4 операции, в том числе 2 операции разделения и 2 операции смешения.

Всякая схема обогащения содержит три рода продуктов — исходные продукты, продукты, получаемые в результате операций разделения, и продукты, получаемые в результате операций смешения. Для любой схемы справедливо равенство

$$n = n_{\text{п}} + n_p + n_c, \quad (69)$$

где  $n$ ,  $n_{\text{п}}$ ,  $n_p$  и  $n_c$  — соответственно общее число продуктов, число исходных продуктов (в дальнейшем считается  $n_{\text{п}} = 1$ ), число продуктов разделения, число продуктов смешения.

Например: на рис. 43, а:  $n = 12$ ;  $n_{\text{п}} = 1$ ;  $n_p = 8$ ,  $n_c = 3$ , а на рис. 43, б:  $n = 9$ ;  $n_{\text{п}} = 1$ ;  $n_p = 6$ ;  $n_c = 2$ .



Так как в результате каждой операции смешения всегда получается один продукт, то число продуктов смешения в схеме всегда равно числу операций смешения

$$n_c = a_c. \quad (70)$$

Продукты, получаемые в результате операций разделения и операций смешения, называются далее *продуктами обработки*. Число продуктов обработки при одном исходном продукте, очевидно, будет равно  $n - 1$ .

Общее число искоемых относительных показателей зависит от числа продуктов в схеме и от числа компонентов руды, по которым

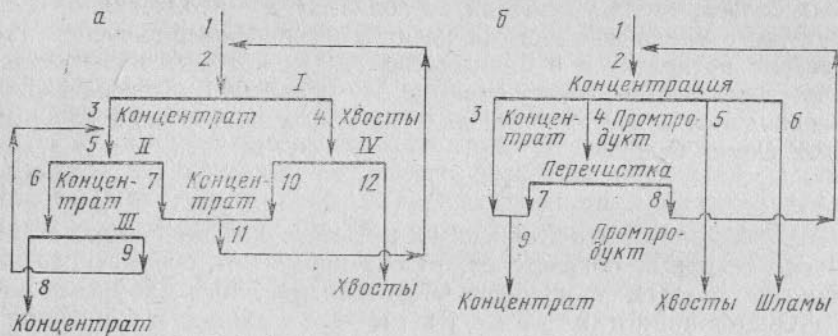


Рис. 43. К определению понятий «операции и продукты» в схемах обогащения: а — схема флотационного обогащения; б — схема обогащения на концентрационных столах; 1—12 — руда и продукты схемы; I—IV — операции разделения; 2, 5, 11 (схема а), 2, 9 (схема б) — продукты смешения

производится расчет схемы, т. е. от числа расчетных компонентов.

В дальнейшем приняты следующие правила для определения числа расчетных компонентов  $c$ . Если схема рассчитывается только по твердому, т. е. при расчете схемы в относительных показателях определяются только значения выходов, то  $c = 1$ .

Если схема рассчитывается по твердому и еще по какому-либо одному дополнительному расчетному компоненту, содержащемуся в продуктах, то  $c = 2$  (монометаллические руды). Вообще, если расчет схемы ведется по твердому и еще по нескольким дополнительным расчетным компонентам, число которых равно  $e$ , то  $c = 1 + e$  (полиметаллические руды).

При расчете схемы для каждого продукта обработки необходимо установить численное значение  $\gamma$  и значения  $\epsilon$  и  $\beta$  по каждому дополнительному расчетному компоненту.

Число искоемых относительных показателей равно: для одного продукта обработки  $m = 1 + 2e = 1 + 2(c + 1) = 2c - 1$ ; для всех продуктов обработки  $(n - 1)(2c - 1)$ ; для исходного продукта (искоемые показатели только значения  $\beta$ )\*  $m_{\text{и}} = e = c - 1$ .

\* Для исходного продукта  $\gamma_1 = 1$  и  $\epsilon_1 = 1$ .

Для всей схемы общее число искоемых относительных показателей

$$A = (n - 1)(2c - 1) + c - 1. \quad (71)$$

Общее число уравнений, связывающих относительные показатели. Относительные показатели  $\gamma$ ,  $\beta$ ,  $\epsilon$  связаны уравнениями: первого рода — вытекающими из самих определений показателей; второго рода — представляющими уравнения баланса.

Для каждого продукта обработки можно написать следующие уравнения первого рода:

$$\epsilon'_n = \frac{\gamma_n \beta'_n}{\beta_1}; \quad \epsilon''_n = \frac{\gamma_n \beta''_n}{\beta_1}; \quad \dots; \quad \epsilon^e_n = \frac{\gamma_n \beta^e_n}{\beta_1}.$$

Здесь  $\epsilon'_n$ ,  $\epsilon''_n, \dots, \epsilon^e_n$ ,  $\beta'_n$ ,  $\beta''_n, \dots, \beta^e_n$  — соответственно извлечения и содержания отдельных компонентов в продукте.

Эти уравнения являются следствием определений понятий «выход», «содержание», «извлечение». По определению

$$\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_1}; \quad \beta_n = \frac{P_n}{Q_n}; \quad P_n = \beta_n Q_n;$$

$$\epsilon_n = \frac{P_n}{P_1} = \frac{Q_n \beta_n}{Q_1 \beta_1},$$

откуда

$$\epsilon_n = \frac{\gamma_n \beta_n}{\beta_1}.$$

Очевидно, число уравнений первого рода  $b'$  для одного продукта обработки будет равно числу дополнительных расчетных компонентов

$$b' = e = c - 1.$$

Если при расчете схемы обогащения в относительных показателях принимается, что выход исходного продукта равен 100 % и что извлечение каждого расчетного компонента в исходном продукте также равно 100 %, то уравнения первого рода превращаются для исходного продукта в тождества:

$$\epsilon_1 = \frac{\gamma_1 \beta_1}{\beta_1}; \quad \epsilon_1 = \gamma_1, \text{ или } 100 = 100.$$

Следовательно, уравнения первого рода можно при этих условиях написать только для продуктов обработки. Общее число уравнений первого рода  $B'$  для всех продуктов обработки

$$B' = (n - 1)b' = (n - 1)(c - 1). \quad (72)$$

Для каждой операции можно составить по одному уравнению баланса для каждого расчетного компонента, общее число уравнений баланса или уравнений второго рода  $B''$  для всей схемы

$$B'' = ca. \quad (73)$$

Всего уравнений первого и второго рода, связывающих относительные технологические показатели, для всех продуктов схемы обогащения

$$B = B' + B'' = (n - 1)(c - 1) + ac. \quad (74)$$

После подстановки значений  $A$  и  $B$  в формулу (67)

$$N = A - B = (n - 1)(2c - 1) + c - 1 - (n - 1)(c - 1) - ac;$$

$$N = c(n - a) - 1. \quad (75)$$

Подставляя значения  $a$ ,  $n$  и  $n_c$  из формул (68) — (70), формулу (75) можно представить в виде

$$N = c(1 + n_p - a_p) - 1. \quad (76)$$

По формуле (75) или (76) определяется необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы обогащения в относительных показателях. Для расчета схемы в абсолютных показателях необходимо дополнительно знать массу одного из продуктов. Поэтому необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы в абсолютных показателях будет на единицу больше определяемого по формулам (75) и (76), т. е.

$$N' = c(n - a) = c(1 + n_p - a_p). \quad (77)$$

В формулах (75) и (76) величина  $N$  определяет общее число исходных показателей, относящихся к исходному продукту (материалу) схемы и к продуктам обработки.

Обычно при проектировании искомые показатели, относящиеся к исходному продукту, известны из задания на проектирование. Поэтому приходится определять число исходных показателей, относящихся только к продуктам обработки  $N_{\Pi}$ . Число  $N_{\Pi}$  находится как разность между общим числом исходных показателей и числом исходных показателей, относящихся к исходному продукту,

$$N_{\Pi} = N - N_{\text{исх}}. \quad (78)$$

Здесь  $N_{\text{исх}}$  — число исходных относительных показателей, относящихся к исходному продукту (материалу). Как было установлено, оно равно числу дополнительных расчетных компонентов. Поэтому  $N_{\text{исх}} = e = c - 1$ . Подставляя это значение в формулу (78), получим

$$N_{\Pi} = N - (c - 1) = c(1 + n_p - a_p) - 1 - (c - 1);$$

$$N_{\Pi} = c(n_p - a_p), \quad (79)$$

т. е. число исходных показателей, необходимое для расчета схемы обогащения в относительных показателях, относящиеся к продуктам обработки, равно числу расчетных компонентов, помноженно-

му на разность между числом продуктов деления и числом операций деления в схеме.

**Примеры.** Для схемы обогащения, изображенной на рис. 43, а, число  $N_{\Pi}$  при расчете по твердому и одному дополнительному расчетному компоненту равно

$$N_{\Pi} = c(n_p - a_p) = 2(8 - 4) = 8.$$

Для схемы обогащения, изображенной на рис. 43, б, при расчете по твердому и двум дополнительным расчетным компонентам число  $N_{\Pi}$  равно

$$N_{\Pi} = c(n_p - a_p) = 3(6 - 2) = 12.$$

**Отдельные составляющие числа  $N_{\Pi}$ .** Если при расчете схемы пользоваться только относительными показателями, то для материала с одним полезным компонентом отдельными составляющими числа  $N_{\Pi}$  могут быть

$$N_{\Pi} = N_{\gamma} + N_{\beta} + N_{\epsilon}, \quad (80)$$

где  $N_{\gamma}$  — число численных значений выходов продуктов, принятых в качестве исходных показателей при расчете схемы;  $N_{\beta}$  — число численных значений содержаний, принятых в качестве исходных показателей при расчете схемы;  $N_{\epsilon}$  — число численных значений извлечений, принятых в качестве исходных показателей при расчете схемы.

Так как выход исходного продукта (материала) известен (равен 1 или 100%), то число искомых выходов будет равно  $n - 1$ . Если в схеме  $a$  операций, то число уравнений баланса, которые можно составить для выходов, будет равно  $a$ . Поэтому, чтобы не получалось системы несовместимых уравнений, необходимо  $N_{\gamma} \leq n - 1 - a$ . Аналогично  $N_{\epsilon} \leq n - 1 - a$ .

После подстановки значений  $n$ ,  $a$  и  $n_c$  из формул (68) — (70) получим  $N_{\gamma} \leq n_p - a_p$ ;  $N_{\epsilon} \leq n_p - a_p$ .

Непосредственно для показателей содержания уравнений баланса составить нельзя. Поэтому максимальное значение числа  $N_{\beta}$  определится из формулы (80), если в этой формуле значения  $N_{\gamma}$  и  $N_{\epsilon}$  будут равны нулю

$$N_{\beta \text{max}} = N_{\Pi} - N_{\gamma \text{min}} - N_{\epsilon \text{min}} = N_{\Pi} - 0 - 0 = N_{\Pi} = c(n_p - a_p);$$

$$N_{\beta} \leq c(n_p - a_p).$$

Таким образом, для случая, когда расчет ведется по твердому и одному дополнительному компоненту ( $c = 2$ ), числа  $N_{\Pi}$  и его отдельные составляющие должны удовлетворять следующим условиям:

$$N_{\Pi} = N_{\gamma} + N_{\beta} + N_{\epsilon} = 2(n_p - a_p); \quad (81)$$

$$N_{\gamma} \leq n_p - a_p; \quad (82)$$

$$N_{\epsilon} \leq n_p - a_p; \quad (83)$$

$$N_{\beta} \leq 2(n_p - a_p). \quad (84)$$



Аналогично определяются условия, которым должны удовлетворять число  $N_{\Pi}$  и его отдельные составляющие, когда схема рассчитывается по твердому и нескольким дополнительным расчетным компонентам, число которых равно  $e$ :

$$N_{\Pi} = N_{\gamma} + N_{\beta}' + N_{\beta}'' + N_{\beta}''' + N_{\beta}^{iv} + \dots + N_{\beta}^i + N_{\beta}^e + \dots + N_{\beta}^e + N_{\beta}^e = c(n_p - a_p); \quad (85)$$

$$N_{\beta}^i \leq n_p - a_p; \quad (86)$$

$$N_{\gamma} \leq n_p - a_p; \quad (87)$$

$$N_{\beta}^i \leq 2(n_p - a_p); \quad (88)$$

$$N_{\gamma} + N_{\beta}^i + N_{\beta}^e \leq 2(n_p - a_p). \quad (89)$$

При установившемся процессе обогащения не только для отдельных операций, но и для любых замкнутых контуров на схеме должны быть справедливы уравнения балансов.

Обозначим через  $n_{\kappa}$  — суммарное число поступающих в контур и выходящих из него продуктов обработки;  $A_{\kappa}$  — число искомым показателей для этих продуктов;  $M_{\Pi}$  — число исходных показателей для входящих и выходящих продуктов обработки контура;  $M_{\gamma}$ ,  $M_{\beta}$  и  $M_{\epsilon}$  — отдельные составляющие числа  $M_{\Pi}$ .

Тогда число искомым показателей для всех входящих и выходящих продуктов обработки контура будет равно  $A_{\kappa} = n_{\kappa}(2c - 1)$ , число уравнений первого рода для этих продуктов равно  $n_{\kappa}(c - 1)$ ; число уравнений второго рода (уравнений баланса) равно  $c$ .

Чтобы не получилось несовместимых уравнений, число  $M_{\Pi}$  и отдельные его составляющие должны удовлетворять следующим условиям:

$$M_{\Pi} \leq n_{\kappa}(2c - 1) - n_{\kappa}(c - 1) - c; \quad (90)$$

$$M_{\Pi} \leq c(n_{\kappa} - 1); \quad (90)$$

$$M_{\gamma} \leq n_{\kappa} - 1; \quad (91)$$

$$M_{\beta}^i \leq 2(n_{\kappa} - 1); \quad (92)$$

$$M_{\epsilon}^i \leq n_{\kappa} - 1; \quad (93)$$

$$M_{\gamma} + M_{\beta}^i + M_{\epsilon}^i \leq 2(n_{\kappa} - 1). \quad (94)$$

В частности, если в контур входит только один продукт обработки и только он один выходит из контура, то по определению  $n_{\kappa} = 2$  и по формуле (90)

$$M_{\Pi} \leq c(2 - 1); \quad M_{\Pi} \leq c,$$

т. е. число исходных показателей, относящихся к одному продукту обработки схемы, не может быть больше числа расчетных компонентов\*.

Если отдельные показатели числа  $N_{\Pi}$  не будут удовлетворять условиям, выраженным формулами (86)—(94), то для некоторых частей схемы может получиться система несовместимых уравнений, а для других частей — система неопределенных уравнений, т. е. схему нельзя будет рассчитать.

Ниже указан способ выбора отдельных составляющих числа  $N_{\Pi}$ , при котором все условия, выраженные формулами (86)—(94), будут удовлетворены автоматически.

Выбор исходных показателей для расчета схемы обогащения. Исходными показателями могут быть: выходы продуктов, содержания и извлечения в них расчетных компонентов. Предпочтение следует отдать тем показателям, которые наиболее важны и стабильны в практике обогащения. Такими показателями являются извлечение и содержание ценных компонентов в концентратах.

Показатели извлечения характеризуют степень использования минеральных ресурсов и поэтому имеют большое народнохозяйственное значение. В то же время показатели извлечения колеблются в более узких пределах по сравнению с выходами, т. е. являются более стабильными. Например, при изменении содержания меди во вкрапленных рудах с 3 до 0,6 % извлечение уменьшается на 5—7 %, в то время как выход уменьшается более чем в пять раз. Значение показателей содержания определяется тем, что они характеризуют качество концентрата, которое регламентируется стандартами и техническими условиями.

Для процесса обогащения большое значение имеют показатели извлечения и содержания не только в окончательных продуктах, но также и в концентратах отдельных операций. Чем выше последние, тем меньше будет циркулировать оборотных продуктов в технологическом процессе и тем стабильнее и лучше будут окончательные результаты обогащения.

По этим причинам в качестве исходных показателей при расчете схем обогащения следует пользоваться извлечениями и содержаниями компонентов в окончательных концентратах и концентратах отдельных операций. Показатели, характеризующие выходы продуктов и содержание в хвостах, в число исходных показателей включать не следует.

Если расчет схемы основывается на результатах полупромышленных испытаний обогащения полезного ископаемого, проведенных на непрерывно действующей установке по замкнутой схеме, то в число исходных показателей могут быть включены общие извлечения  $\epsilon$ , т. е. извлечения по отношению к исходному сырью. Если же испытания проведены по открытой схеме, а проектируется

\* Имеются в виду показатели «от руды», т. е.  $\epsilon$  и  $\gamma$ .

замкнутая схема, то при расчете можно пользоваться лишь частными извлечениями (извлечения от операции  $E$ ). При этом делается допущение, что частные извлечения в соответствующих операциях остаются одинаковыми при открытой и замкнутой схемах.

Независимо от способа проведенных испытаний в выводах по ним должны указываться показатели извлечения и содержания ценного компонента в окончательный концентрат.

Таким образом, в число исходных показателей могут включаться не только показатели общего извлечения  $\epsilon$ , но и показатели частного извлечения  $E$ . Поэтому составляющие числа  $N_{\Pi}$  для случая, когда схема рассчитывается по твердому и одному дополнительному компоненту, будут

$$N_{\Pi} = N_{\gamma} + N_{\epsilon} + N_E + N_{\beta}$$

При любой схеме обогащения общее извлечение в окончательный концентрат зависит от частных извлечений, достигаемых в отдельных операциях. Показатели частных извлечений являются аргументами, а показатели общих извлечений — зависимыми величинами.

Справедливы и легко доказываются следующие два положения: замена части или всех показателей общего извлечения на показатели частного извлечения не изменяет общего числа исходных показателей; чтобы не получилось систем несовместимых уравнений, максимальное значение суммы общих и частных показателей извлечения должно удовлетворять условию  $N_{\epsilon} + N_E \leq n_p - a_p$ .

Тогда формула (83) может быть представлена в более общем виде

$$N_{\text{извл}} \leq n_p - a_p, \quad (95)$$

где  $N_{\text{извл}}$  — число исходных показателей извлечения общих и частных.

Если исходные показатели не включают показателей, относящихся к хвостам отдельных операций, то все условия, выраженные формулами (82)—(95), будут выполнены автоматически. Действительно, общее число хвостов операций всегда равно числу операций разделения  $a_p$ . Поэтому общее число обогащенных продуктов (т. е. концентратов и промпродуктов), получаемых в операциях разделения, всегда равно разности  $n_p - a_p$ . Если исходные показатели извлечения и содержания назначаются только для обогащенных продуктов, а показатели выходов вообще не включаются в число исходных (т. е.  $N_{\gamma} = 0$ ), то условия, выражаемые формулами (82)—(89), будут выполнены, так как в этом случае

$$N_{\gamma} = 0; \quad N_{\epsilon} = n_p - a_p; \quad N_{\beta} = n_p - a_p;$$

$$N_{\gamma} + N_{\beta} + N_{\epsilon} = 0 + n_p - a_p + n_p - a_p = 2(n_p - a_p).$$

При указанном методе выбора исходных показателей условия, выраженные формулами (90)—(95), будут также соблюдены. Дей-

ствительно, если любой возможный контур на схеме включает одну или несколько операций разделения, то в числе продуктов, выходящих из контура, обязательно будут хвосты хотя бы одной операции. Поскольку из контура будет выходить хотя бы один продукт, к которому не относится ни один исходный показатель, то все условия, выраженные формулами (90)—(95), будут соблюдены одновременно.

#### РАСЧЕТ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ МОНОМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Порядок расчета.

1. По формуле  $N = c(1 + n_p - a_p) - 1 = 2(1 + n_p - a_p) - 1$  определяется необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы (включая и показатель  $\beta_1$ , относящийся к исходной руде).

2. По формуле  $N_{\Pi} = c(n_p - a_p) = 2(n_p - a_p)$  определяется число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки.

3. По формуле  $N_{\text{извл. max}} = n_p - a_p$  определяется максимальное число показателей извлечения, которое может быть принято для расчета схемы.

4. По формуле  $N_{\Pi} = N_{\gamma} + N_{\beta} + N_{\epsilon}$  определяется число исходных показателей содержания, принимая при этом, что  $N_{\gamma} = 0$  и  $N_{\epsilon} = N_{\text{извл. max}}$ .

5. По данным отчетов об испытаниях обогащения руды и практики обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье, назначаются численные значения исходных показателей  $\epsilon$ ,  $E$ ,  $\beta$  для обогащенных продуктов отдельных операций (концентратов).

6. По уравнениям, связывающим технологические показатели, находятся значения  $\epsilon_n$  для всех продуктов схемы.

7. По формуле  $\gamma_n = \frac{\beta_1 \epsilon_n}{\beta_n}$  определяются выходы для продуктов с известными значениями  $\beta_n$ .

8. Путем составления и решения уравнений баланса выходов вычисляются значения  $\gamma_n$  для всех остальных продуктов схемы.

9. По формуле  $\beta_n = \frac{\beta_1 \epsilon_n}{\gamma_n}$  определяются содержания для всех остальных продуктов схемы.

Расчет схемы в абсолютных показателях проводится на основании рассчитанной схемы в относительных показателях. Для расчета схемы в абсолютных показателях нужно знать вес какого-нибудь продукта схемы, обычно исходного. При расчете пользуются формулами:

$$Q_n = Q_1 \gamma_n \quad \text{и} \quad P_n = P_1 \epsilon_n.$$

#### Пример расчета количественной схемы обогащения

Расчитать в относительных показателях схему обогащения монометаллической руды (см. рис. 43, а). В схеме семь операций, из них четыре операции разделения и три — смешения. Двенадцать продуктов состоят из исходной руды,



восемью продуктами, получаемых в операциях разделения, и трех продуктов, получаемых в операциях смешения.

Расчет ведем по двум компонентам — твердому и полезному металлу. Следовательно,  $n = 12$ ;  $n_p = 8$ ;  $a = 7$ ;  $a_p = 4$ ;  $c = 2$ .

1. Определяем необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы (см. формулу 76):

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

2. Определяем необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки (см. формулу 79):

$$N_{II} = c(n_p - a_p) = 2(8 - 4) = 8.$$

3. Определяем максимальное число показателей извлечения [см. формулы (83) и (95)]:

$$N_{извл\ макс} = n_p - a_p = 8 - 4 = 4.$$

4. Определяем число показателей содержания [см. формулу (81)] при условии, что  $N_\gamma = 0$  и  $N_\varepsilon = 4$ :

$$N_{II} = N_\gamma + N_\beta + N_\varepsilon; \quad 8 = 0 + N_\beta + 4; \quad N_\beta = 4.$$

Таким образом, исходными показателями являются: один показатель, относящийся к исходной руде  $\beta_1$ , четыре показателя извлечения и четыре показателя содержания в концентратах отдельных операций обогащения. В качестве исходных показателей для продуктов обработки на основании испытаний обогащения руды, произведенных по открытой схеме, выбираем: извлечение от руды в окончательный концентрат, частные извлечения при основной флотации и перечистках, содержания в концентратах всех операций обогащения\*.

5. Принимаем на основании анализа результатов испытаний обогащения руды и практики действующей обогатительной фабрики численные значения исходных показателей:

- содержание металла в исходной руде  $\beta_1 = 10\%$ ;
- извлечение металла в окончательный концентрат от руды  $\varepsilon_8 = 90\%$ ;
- частное извлечение металла в концентрат второй перечистки  $E_8 = 92\%$ ;
- то же, в концентрат первой перечистки  $E_6 = 90\%$ ;
- то же, в концентрат основной флотации  $E_3 = 85\%$ ;
- содержание металла в окончательном концентрате  $\beta_8 = 60\%$ ;
- то же, в концентрате после первой перечистки  $\beta_6 = 50\%$ ;
- то же, в концентрате основной флотации  $\beta_3 = 40\%$ ;
- то же, в концентрате контрольной флотации  $\beta_{10} = 10\%$ .

6. Определяем значения  $\varepsilon$ :

$$\varepsilon_8 = \frac{\varepsilon_8}{E_8} = \frac{0,90}{0,92} = 0,978 = 97,8\%;$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_8 - \varepsilon_8 = 97,8 - 90 = 7,8\%;$$

$$\varepsilon_5 = \frac{\varepsilon_6}{E_6} = \frac{0,978}{0,90} = 1,087 = 108,7\%;$$

$$\varepsilon_3 = \varepsilon_5 - \varepsilon_9 = 108,7 - 7,8 = 100,9\%;$$

$$\varepsilon_7 = \varepsilon_5 - \varepsilon_6 = 108,7 - 97,8 = 10,9\%;$$

$$\varepsilon_2 = \frac{\varepsilon_3}{E_3} = \frac{1,009}{0,85} = 1,187 = 118,7\%;$$

$$\varepsilon_{11} = \varepsilon_2 - \varepsilon_1 = 118,7 - 100 = 18,7\%;$$

$$\varepsilon_4 = \varepsilon_2 - \varepsilon_3 = 118,7 - 100,9 = 17,8\%;$$

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_{11} - \varepsilon_7 = 18,7 - 10,9 = 7,8\%;$$

$$\varepsilon_{12} = \varepsilon_4 - \varepsilon_{10} = 17,8 - 7,8 = 10\%.$$

Проверка:  $\varepsilon_{12} = \varepsilon_1 - \varepsilon_8 = 100 - 90 = 10\%$ .

\* Взят более трудный случай, когда в число исходных показателей входят извлечения от исходного продукта и частные извлечения.

7. Определяем выходы продуктов 3, 6, 8 и 10 с известными значениями  $\beta_n$  (формула  $\gamma_n = \frac{\beta_n \varepsilon_n}{\beta_n}$ ):

$$\gamma_3 = 25,2\%; \quad \gamma_6 = 19,6\%; \quad \gamma_8 = 15\%; \quad \gamma_{10} = 7,8\%.$$

8. Определяем выходы всех остальных продуктов схемы по уравнениям баланса:

$$\gamma_9 = \gamma_6 - \gamma_8 = 19,6 - 15 = 4,6\%;$$

$$\gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_9 = 25,2 + 4,6 = 29,8\%;$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 - \gamma_6 = 29,8 - 19,6 = 10,2\%;$$

$$\gamma_{11} = \gamma_7 + \gamma_{10} = 10,2 + 7,8 = 18,0\%;$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_{11} = 100 + 18,0 = 118,0\%;$$

$$\gamma_4 = \gamma_2 - \gamma_3 = 118,0 - 25,2 = 92,8\%;$$

$$\gamma_{12} = \gamma_4 - \gamma_{10} = 92,8 - 7,8 = 85\%.$$

$$\gamma_{12} = \gamma_1 - \gamma_8 = 100 - 15 = 85\%.$$

Проверка:

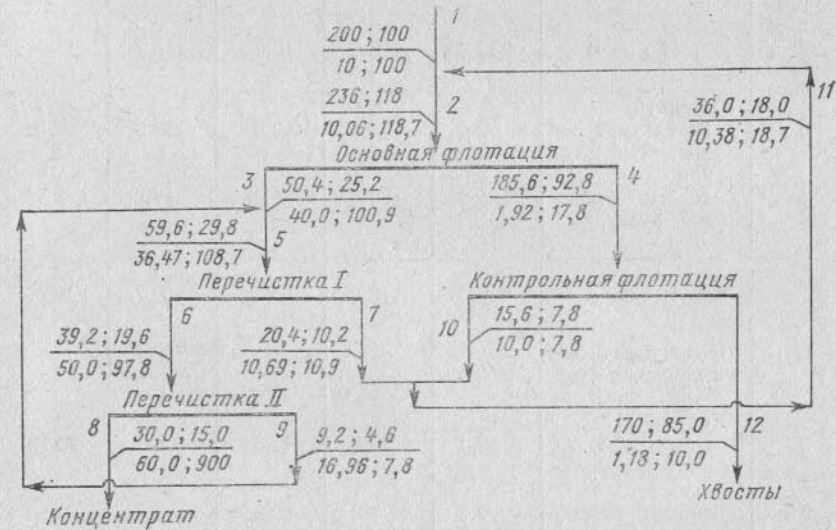


Рис. 44. Запись результатов расчета количественной схемы обогащения на качественной схеме (к примеру расчета)

9. Определяем содержание металла в продуктах 2, 4, 5, 7, 9, 11, 12 (формула  $\beta_n = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\gamma_n}$ ):

$$\beta_2 = 10,6\%; \quad \beta_4 = 1,92\%; \quad \beta_5 = 36,47\%; \quad \beta_7 = 10,69\%;$$

$$\beta_9 = 16,96\%; \quad \beta_{11} = 10,38\%; \quad \beta_{12} = 1,18\%.$$

10. Определяем массу продуктов (формула  $Q_n = Q_1 \gamma_n$ ) и массу металла в продуктах (формула  $P_n = P_1 \varepsilon_n$ ). Производительность обогатительной фабрики по руде принимаем равной 200 т/ч.

Расчитанная количественная схема обогащения записывается по особой форме в таблицу и изображается на графике (табл. 15, рис. 44)\*.

\* Запись операций дробления и измельчения производится аналогичным образом, как указано в табл. 15. Графы 5, 6 и 7 обычно не заполняются.

Форма записи количественной схемы обогащения  
(к примеру расчета)

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q, т/ч	γ, %	β, %	ε, %	P, т/ч
1	2	3	4	5	6	7
I	<i>Основная флотация</i>					
1	Поступают:					
11	слив классификатора (руда)	200,0	100,0	10,0	100,0	20,0
11	объединенный промпродукт	36,0	18,0	10,38	18,7	3,74
2	Итого	236,0	118,0	10,06	118,7	23,74
3	Выходят:					
3	концентрат основной флотации	50,4	25,2	40,0	100,9	20,18
4	хвосты основной флотации	185,6	92,8	1,92	17,8	3,56
	Итого	236,0	118,0	10,06	118,7	23,74
II	<i>Первая перечистка концентрата</i>					
3	Поступают:					
3	концентрат основной флотации	50,4	25,2	40,0	100,9	20,18
9	хвосты второй перечистки концентрата	9,2	4,6	16,96	7,8	1,56
5	Итого	59,6	29,8	36,47	108,7	21,74
6	Выходят:					
6	концентрат первой перечистки	39,2	19,6	50,0	97,8	19,56
7	хвосты первой перечистки	20,4	10,2	10,69	10,9	2,18
	Итого	59,6	29,8	36,47	108,7	21,74

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	Q, т/ч	γ, %	β, %	ε, %	P, т/ч
1	2	3	4	5	6	7
III	<i>Вторая перечистка концентрата</i>					
6	Поступает концентрат первой перечистки	39,2	19,6	50,0	97,8	19,56
8	Выходят окончательный концентрат	30,0	15,0	60,0	90,0	18,00
9	хвосты второй перечистки	9,2	4,6	16,96	7,8	1,56
	Итого	39,2	19,6	50,0	97,8	19,56
IV	<i>Контрольная флотация</i>					
4	Поступает: хвосты основной флотации	185,6	92,8	1,92	17,8	3,56
10	Выходят: концентрат контрольной флотации	15,6	7,8	10,0	7,8	1,56
12	хвосты окончательные	170,0	85,0	1,18	10,0	2,00
	Итого	185,6	92,8	1,92	17,8	3,56

Запись результатов расчета количественной схемы обогащения на качественной схеме производится в следующем порядке:

$$\frac{Q_n; \gamma_n}{\beta_n; \epsilon_n}$$

Принятые единицы измерения указываются на схеме.

Расчет количественной схемы обогащения действующей обогатительной фабрики. Основное отличие расчета схемы действующей фабрики от расчета схемы при ее проектировании состоит в том, что в первом случае исходными показателями являются только показатели содержания, которые получают путем отбора проб фабричных продуктов и их химического анализа.

Порядок расчета (см. рис. 43, а).



1. По формуле (76) определяется необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы в относительных показателях

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

2. По формуле (79) определяется необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки

$$N_{II} = c(n_p - a_p) = 2(8 - 4) = 8.$$

3. Путем опробования исходной руды и продуктов обработки устанавливаются численные значения исходных показателей  $\beta_1, \beta_2, \beta_4, \beta_6, \beta_7, \beta_8, \beta_9, \beta_{10}$  и  $\beta_{12}$ .

4. Производится расчет схемы общим или частным методом.

При общем методе составляются уравнения баланса для всех операций схемы. Если число  $N$  подсчитано правильно и для всех исходных показателей в результате опробования установлены численные значения, то после составления уравнений баланса всегда получается система уравнений, для которой число неизвестных значений  $\gamma$  и  $\beta$  равно числу уравнений. После решения этой системы значения  $\gamma$  и  $\beta$  для всех продуктов становятся известными. Далее по формуле  $\epsilon_n = \gamma_n \beta_n / \beta_1$  определяются для всех продуктов значения  $\epsilon$ .

Например, в рассчитываемой схеме (см. рис. 43, а) необходимо определить 11 значений  $\gamma$  (для всех продуктов схемы) и 3 значения  $\beta$  (для продуктов 2, 5 и 11), т. е. общее число неизвестных  $\gamma$  и  $\beta$  равно 14. Для семи операций схемы можно составить 14 уравнений баланса: семь типа  $\gamma_n = \gamma_{n+1} + \gamma_{n+2}$  и семь типа  $\gamma_n \beta_n = \gamma_{n+1} \beta_{n+1} + \gamma_{n+2} \beta_{n+2}$ . Таким образом, получается определенная система уравнений.

Преимуществом общего метода является его простота, а недостатком — громоздкость. Быстрее схему можно рассчитать, применяя частные методы. Недостаток их заключается в том, что они различны для каждой схемы. Все же можно сделать следующие указания о последовательности расчета при частном методе:

а) по формуле (37) определяются выходы конечных продуктов и частные выходы продуктов всех операций, для которых известны содержания в питании и в продуктах обработки. В нашем примере

$$\gamma_8 = \frac{\beta_1 - \beta_{12}}{\beta_8 - \beta_{12}}; \quad \gamma_{12} = 1 - \gamma_8; \quad \gamma'_8 = \frac{\beta_6 - \beta_9}{\beta_8 - \beta_9};$$

$$\gamma'_9 = 1 - \gamma'_8; \quad \gamma'_{10} = \frac{\beta_4 - \beta_{12}}{\beta_{10} - \beta_{12}}; \quad \gamma'_{12} = 1 - \gamma'_{10};$$

б) зная выходы от исходного конечных продуктов и частные выходы в отдельных операциях, определяются выходы от исходного всех продуктов схемы, для которых это возможно.

В нашем примере можно определить выход продуктов 6, 9, 4 и 10:

$$\gamma_6 = \frac{\gamma_8}{\gamma_8}; \quad \gamma_9 = \gamma_6 - \gamma_8; \quad \gamma_4 = \frac{\gamma_{12}}{\gamma_{12}}; \quad \gamma_{10} = \gamma_4 - \gamma_{12};$$

в) отыскивают на схеме такие операции (или технологические узлы), для которых число неизвестных, входящих в уравнения баланса, равнялось бы числу уравнений баланса. Для этих операций (узлов) составляются и решаются уравнения баланса.

В нашем примере такими операциями являются первая перемешка концентрата, или основная флотация. Для первой перемешки концентрата имеем следующие уравнения баланса:

$$\gamma_9 + \gamma_3 = \gamma_6 + \gamma_7; \quad \gamma_9 \beta_9 + \gamma_3 \beta_3 = \gamma_6 \beta_6 + \gamma_7 \beta_7.$$

Здесь только два неизвестных  $\gamma_3$  и  $\gamma_7$ , так как значения  $\gamma_6$  и  $\gamma_9$  были определены раньше, а все содержания известны из результатов опробования. Как только из уравнений баланса будут найдены значения  $\gamma_3$  и  $\gamma_7$ , дальнейший расчет схемы затруднений не представит.

Значений  $\gamma_3$  и  $\gamma_7$  можно было бы найти и из уравнений баланса для операций основной флотации:

$$\gamma_1 + \gamma_7 + \gamma_{10} = \gamma_3 + \gamma_4;$$

$$\gamma_1 \beta_1 + \gamma_7 \beta_7 + \gamma_{10} \beta_{10} = \gamma_3 \beta_3 + \gamma_4 \beta_4.$$

Здесь значения  $\gamma_1 = 1$ , а  $\gamma_{10}$  и  $\gamma_4$  были найдены ранее.

Для расчета схемы в абсолютных показателях необходимо знать дополнительно массу одного из продуктов схемы. На обогатительных фабриках обычно взвешивается исходная руда. Определение массы остальных продуктов производится по формуле

$$Q_n = Q_1 \gamma_n,$$

где  $\gamma_n$  известно из расчета, а  $Q_1$  определяется непосредственным взвешиванием.

#### РАСЧЕТ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

При расчете схем обогащения с прямой селективной флотацией первоначально рассчитывается по всем компонентам принципиальная схема. Исходными показателями при расчете схемы являются: извлечения ценных компонентов в одноименные концентраты и содержания компонентов в окончательных концентратах.

Принципиальная и развернутая схемы флотации свинцово-цинково-пиритной руды изображены на рис. 45. При расчете принципиальной схемы каждый цикл рассматривается как одна операция разделения. В нашем примере принципиальная схема рассчитывается по твердому, свинцу, цинку и сере.

Для данной схемы:

$$c = 4; n_p = 6; n_c = 0; a = 3; a_p = 3; a_c = 0.$$

Общее число исходных показателей для расчета принципиальной схемы [см. формулу (76)]

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

Число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки [см. формулу (79)]

$$N_{II} = c(n_p - a_p) = 4(6 - 3) = 12.$$

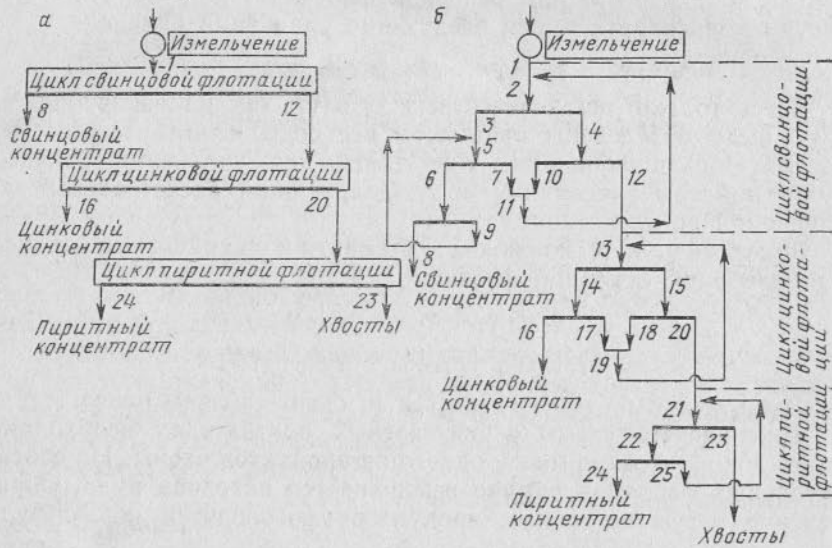


Рис. 45. К расчету схемы селективной флотации полиметаллической руды: а — принципиальная схема обогащения; б — развернутая схема обогащения

Число исходных показателей, относящихся к исходному продукту

$$N_{II} = N - N_{II} = 15 - 12 = 3.$$

Исходными показателями, относящимися к руде, будут содержания свинца  $\beta'_1$ , цинка  $\beta''_1$  и серы  $\beta'''_1$ .

В качестве исходных показателей, относящихся к продуктам обработки, следует выбрать извлечения ценных компонентов в одноименные концентраты и содержания компонентов в концентратах, т. е.

$$\varepsilon'_8, \varepsilon''_{16}, \varepsilon'''_{24}, \beta'_8, \beta''_8, \beta'''_8, \beta'_{16}, \beta''_{16}, \beta'''_{16}, \beta'_{24}, \beta''_{24}, \beta'''_{24}.$$

Расчет принципиальной схемы ведется в следующем порядке:

а) определяются выхода продуктов.

$$\gamma_8 = \frac{\beta'_1 \varepsilon'_8}{\beta'_8}; \quad \gamma_{16} = \frac{\beta''_1 \varepsilon''_{16}}{\beta''_{16}}; \quad \gamma_{24} = \frac{\beta'''_1 \varepsilon'''_{24}}{\beta'''_{24}};$$

$$\gamma_{12} = 1 - \gamma_8; \quad \gamma_{20} = \gamma_{12} - \gamma_{16}; \quad \gamma_{23} = \gamma_{20} - \gamma_{24};$$

б) определяются извлечения;

Сначала по формуле  $\varepsilon^n_i = \frac{\gamma_n \beta^n_i}{\beta^n_1}$  подсчитываются извлечения

цинка и серы — в свинцовом концентрате, свинца и серы — в цинковом концентрате, свинца и цинка — в пиритном концентрате; далее, по разности подсчитываются извлечения в хвостах отдельных циклов

$$\varepsilon^i_{12} = 1 - \varepsilon^i_8; \quad \varepsilon^i_{20} = \varepsilon^i_{12} - \varepsilon^i_{16}; \quad \varepsilon^i_{23} = \varepsilon^i_{20} - \varepsilon^i_{24};$$

в) определяются содержания во всех продуктах схемы (формула  $\beta^n_i = \frac{\beta^n_i \varepsilon^n_i}{\gamma_n}$ ).

Из рассмотренного примера следует, что целью расчета принципиальной схемы является составление увязанного технологического баланса по каждому циклу схемы и по всей схеме в целом.

После расчета принципиальной схемы рассчитываются отдельные циклы. Расчет ведется по главному для рассчитываемого цикла компоненту, т. е. цикл свинцовой флотации — по свинцу, цикл цинковой флотации — по цинку, цикл пиритной флотации — по сере. При выборе исходных показателей следует учесть, что показатели, относящиеся к исходному продукту цикла, известны из расчета принципиальной схемы и что два показателя  $\varepsilon$  и  $\beta$ , относящиеся к окончательному концентрату, были уже назначены при расчете принципиальной схемы.

При расчете схемы обогащения с предварительной коллективной флотацией сначала рассчитывается схема коллективной флотации, а затем указанным выше методом — схема селективной флотации коллективного концентрата. Расчет схемы коллективной флотации можно ограничить расчетом по всем компонентам только принципиальной схемы.

Расчет схемы по отдельным операциям можно производить лишь по одному из основных компонентов, аналогично расчету схемы флотации монометаллической руды.

Содержание отдельных компонентов в коллективном концентрате зависит от соотношения между содержаниями этих компонентов в исходной руде и от извлечений их в концентрат. Если содержания полезных компонентов в исходной руде, с которой производились испытания по обогащению, не совсем соответствуют содержанию их в руде, для которой проектируется обогатительная фабрика, то более точные результаты получаются при



следующем методе расчета принципиальной схемы коллективной флотации:

а) определяются необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы и предельные значения отдельных составляющих этого числа;

б) устанавливаются (назначаются) показатели извлечения отдельных компонентов в концентраты и устанавливается суммарное содержание полезных минералов в концентратах;

в) определяются содержание полезных минералов в исходной руде и показатели извлечения отдельных минералов в концентраты;

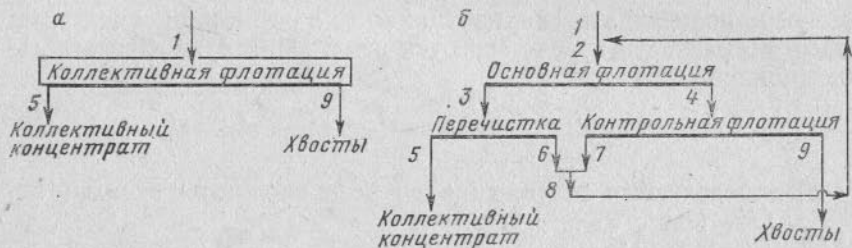


Рис. 46. К расчету схемы коллективной флотации полиметаллической руды: а — принципиальная схема обогащения; б — развернутая схема обогащения

г) рассчитываются выходы концентратов по формуле

$$\gamma_n = \frac{\alpha' \epsilon_n' + \alpha'' \epsilon_n'' + \dots + \alpha^m \epsilon_n^m}{\beta_n}, \quad (96)$$

где  $\alpha', \alpha'', \dots, \alpha^m$  — содержание первого, второго и т. д. минералов в исходной руде;  $\epsilon_n', \epsilon_n'', \dots, \epsilon_n^m$  — извлечение от исходной руды этих минералов в концентрат (если полезный компонент представлен одним минералом, то извлечение минерала равно извлечению компонента);  $\beta_n$  — суммарное содержание полезных минералов в концентратах;

д) определяются по уравнениям баланса показатели выходов и извлечений для всех остальных продуктов схемы;

е) подсчитываются на основании извлечений и выходов содержания для всех продуктов схемы.

**Пример.** Рассчитать схему коллективной флотации свинцово-цинково-пиритной руды, изображенную на рис. 46. Содержание ценных компонентов в руде: свинца 4%, цинка 7%, серы пиритной 5,35%. Свинец представлен галенитом, цинк — сфалеритом, содержащим 67% цинка, сера содержится в трех минералах — галените, сфалерите и пирите.

Принципиальную схему рассчитываем по твердому, свинцу, цинку и пиритной сере, в схеме одна операция разделения и два продукта разделения:  $c = 4$ ,  $a_p = 1$ ,  $n_p = 2$ .

А. Определяем необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки, и максимальное число показателей извлечения и содержания:

$$N_{\Pi} = c(n_p - a_p) = 4(2 - 1) = 4;$$

$$N_{\epsilon_{\max}}^i = n_p - a_p = 2 - 1 = 1.$$

Так как для каждого дополнительного расчетного компонента можно назначить только по одному показателю извлечения, то общее число исходных показателей извлечения будет

$$N_{\text{извл}} = N_{\epsilon_{\max}}^i \epsilon = 1 \cdot 3 = 3.$$

Число исходных показателей содержания

$$N_{\beta} = N_{\Pi} - N_{\text{извл}} - N_{\gamma} = 4 - 3 - 0 = 1.$$

Б. Устанавливаем на основании испытаний по обогащению руды следующие значения исходных показателей:

$$\epsilon_5' = 95\%; \quad \epsilon_5'' = 92\%; \quad \epsilon_5''' = 90\%; \quad \beta_5 = 94\%$$

(суммарное содержание сульфидов в коллективном концентрате).

В. Определяем содержание отдельных минералов в исходной руде и их извлечения в коллективный концентрат:

$$\alpha' = \frac{0,04}{0,866} = 0,0462; \quad \alpha'' = \frac{0,07}{0,67} = 0,104;$$

$$\alpha''' = \frac{0,0535}{0,535} = 0,10.$$

Здесь  $\alpha', \alpha''$  и  $\alpha'''$  — содержания галенита, сфалерита и пирита в руде; 0,866; 0,67 и 0,535 — содержания свинца в галените, цинка в сфалерите и серы в пирите.

Извлечения галенита, сфалерита и пирита будут равны извлечениям свинца, цинка и пиритной серы.

Г. Определяем выход коллективного концентрата

$$\gamma_5 = \frac{\alpha' \epsilon_5' + \alpha'' \epsilon_5'' + \alpha''' \epsilon_5'''}{\beta_5} = \frac{0,0462 \cdot 0,95 + 0,104 \cdot 0,92 + 0,1 \cdot 0,90}{0,94} = 0,245 = 24,5\%.$$

Д. Определяем выход хвостов и извлечения в них металлов:

$$\gamma_9 = 1 - \gamma_5 = 1 - 0,245 = 0,755 = 75,5\%;$$

$$\epsilon_9' = 1 - \epsilon_5' = 1 - 0,95 = 0,05 = 5,0\%;$$

$$\epsilon_9'' = 1 - \epsilon_5'' = 1 - 0,92 = 0,08 = 8\%;$$

$$\epsilon_9''' = 1 - \epsilon_5''' = 1 - 0,9 = 0,1 = 10\%.$$

Е. Определяем содержания свинца, цинка и серы в продуктах по формуле

$$\beta_n^i = \frac{\beta_1^i \epsilon_n^i}{\gamma_n};$$

$$\beta_5' = \frac{0,04 \cdot 0,95}{0,245} = 0,155 = 15,5\%;$$

$$\beta_5'' = \frac{0,07 \cdot 0,92}{0,245} = 0,263 = 26,3\%;$$

$$\beta_5''' = \frac{0,0535 \cdot 0,90}{0,245} = 0,1965 = 19,65\%;$$

$$\beta_9' = \frac{0,04 \cdot 0,05}{0,755} = 0,0027 = 0,27\%;$$

$$\beta_9'' = \frac{0,07 \cdot 0,08}{0,755} = 0,0074 = 0,74\%;$$

$$\beta_9''' = \frac{0,0535 \cdot 0,1}{0,755} = 0,0071 = 0,71\%.$$

## § 8. СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Руды черных металлов как объекты обогащения могут быть классифицированы в зависимости от свойств, имеющих наиболее важное значение для выбора схемы обогащения \*. К таким свойствам в порядке убывания их значимости относятся: степень разрушенности естественными процессами пустой породы и полезных минералов; магнитные свойства полезных минералов; содержание и состав глины (для руд с разрушенной пустой породой); характеристика вкрапленности полезных минералов, пустой породы и минералов — носителей вредных примесей (сульфидов, фосфатов и др.).

Степень разрушенности и магнитные свойства минералов являются главными факторами, определяющими выбор схемы обогащения руды.

Степень разрушенности пустой породы и полезных минералов предопределяет схему дробления и возможность обогащения руды промывкой. Магнитная восприимчивость полезных минералов и соотношение между содержаниями в руде сильномагнитных и слабомагнитных минералов определяют возможность применения эффективного в техническом и экономическом отношениях процесса магнитного обогащения на сепараторах с низкой интенсивностью магнитного поля.

В зависимости от степени разрушенности пустой породы и полезных минералов железные руды подразделяются на четыре класса:

*A* — руды с разрушенной вмещающей породой, в которых полезные минералы представлены более прочными и крупными выделениями;

*B* — руды с разрушенной пустой породой, в которых полезные минералы представлены мелкими и тонкими зёрнами или непрочными охрами;

*B* — руды с частично разрушенной пустой породой;

*Г* — руды с крепкой неразрушенной породой.

\* Излагаемая классификация не включает богатые по железу руды, которые перед плавкой подвергаются обработке процессами дробления, сортировки, окислительного обжига, агломерации, брикетирования.

В зависимости от соотношения между содержанием сильно- и слабомагнитных минералов каждый класс руды подразделяется на три группы:

1 группа — полезные минералы представлены преимущественно слабомагнитными разностями;

2 группа — полезные минералы представлены смесью сильномагнитных и слабомагнитных разностей;

3 группа — полезные минералы представлены преимущественно сильномагнитными разностями.

В соответствии с такой классификацией руд всего должно получиться 12 классификационных групп: *A-1, A-2, A-3, B-1, B-2, B-3, B-1, B-2, B-3, Г-1, Г-2, Г-3*. Но руды с разрушенной или частично разрушенной пустой породой, в которых полезные компоненты были бы преимущественно представлены сильномагнитными минералами, не встречаются в природе вследствие окисления магнетита и перехода его сначала в полумартит, затем в мартит и в бурый железняк. Поэтому группы *A-3, B-3* и *B-3* из классификации выпадают. По этой же причине выпадает группа *B-2*, так как охристые руды практически не содержат магнетита.

Таким образом, руды черных металлов подразделяются на четыре класса, содержащие 8 групп: *A-1, A-2, B-1, B-1, B-2, Г-1, Г-2, Г-3*.

Эта классификация достаточна для выбора процесса и принципиальной схемы обогащения. Дальнейшее подразделение руд на отдельные разновидности производится в зависимости от дополнительных признаков. Такими признаками являются для руд классов *A* и *B* — промывистость, определяемая свойствами глины, а для руд классов *B* и *Г* — характеристика крупности выделений полезных минералов, пустой породы, минералов — носителей вредных примесей и содержание полезных элементов — примесей (цветных металлов, кобальта и др.).

### СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД КЛАССА *A* (группа *A-1* и *A-2*)

К классу *A* относятся так называемые промывочные руды. Пустая порода в этих рудах находится главным образом в виде глины и песка. Сrostки полезных минералов с пустой породой отсутствуют или встречаются в незначительных количествах. Руды полностью окислены, сульфидной серы содержится очень мало. Магнетит обычно отсутствует или содержится в небольших количествах. Наиболее распространены минералы группы водных окислов железа — бурые железняки, а также продукты окисления магнетита — мартит и полумартит. Основной метод обогащения таких руд — промывка с последующим грохочением мытой руды и гидравлической или механической классификацией мелкого материала. Обесшламленный мелкозернистый продукт иногда дополнительно обогащается магнитной сепарацией и отсадкой.



В зависимости от состава вмещающей породы различают руды песчанистые и глинистые. К рудам песчанистым относятся разновидности, содержащие тощие, легкоразмываемые глины. Эти руды не требуют интенсивного истирания при промывке. Глинистые руды содержат значительное количество вязкой глины с небольшим количеством песка и требуют более интенсивной промывки. Примером глинистых руд могут служить валунчатые руды уральских месторождений.

Характерной особенностью руд класса А является наличие в них значительного количества материала крупностью  $< 0,15$  мм с низким содержанием полезных металлов. В основном за счет удаления этого материала при промывке и происходит обогащение руды.

Принципиальная схема обогащения железных руд класса А изображена на рис. 47. Основные операции показаны на схеме сплошными линиями, дополнительные — пунктирными. Дробление руды до 100—50 мм производится для предохранения промывочных аппаратов от поломок крупными валунами или для получения концентрата кондиционной крупности. Если руда поступает для промывки в бутары и по условиям допускается отгрузка крупнокускового концентрата, то руда не дробится.

Основные обогатительные операции для рассматриваемых

руд — промывка и мокрая классификация, так как именно в этих операциях происходит отделение пустой породы от полезных минералов.

Пески могут направляться в дополнительное обогащение магнитной сепарацией, причем для руд группы А-1 применяются сепараторы с высокой напряженностью магнитного поля, а для группы А-2 — со средней напряженностью магнитного поля.

Отдельные разновидности руд в зависимости от количества и свойств глины могут быть трудно- или легкопромывистыми. Для труднопромывистых руд применяется двойная промывка, которая может осуществляться в следующих вариантах:

первый прием — в скрубберах, второй прием — в наклонных корытных мойках;

первый прием — в бутарах с выделением в концентрат крупного класса, второй прием для мелкого класса — в наклонных корытных мойках;

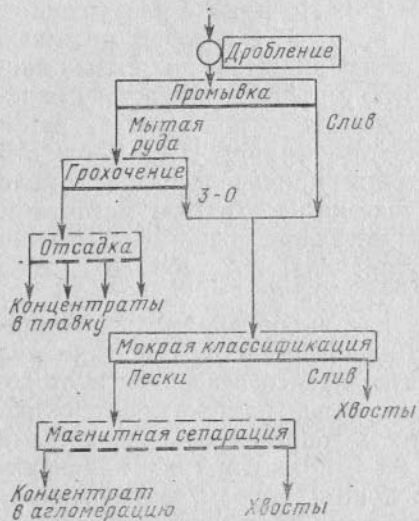


Рис. 47. Принципиальная схема обогащения железных руд класса А

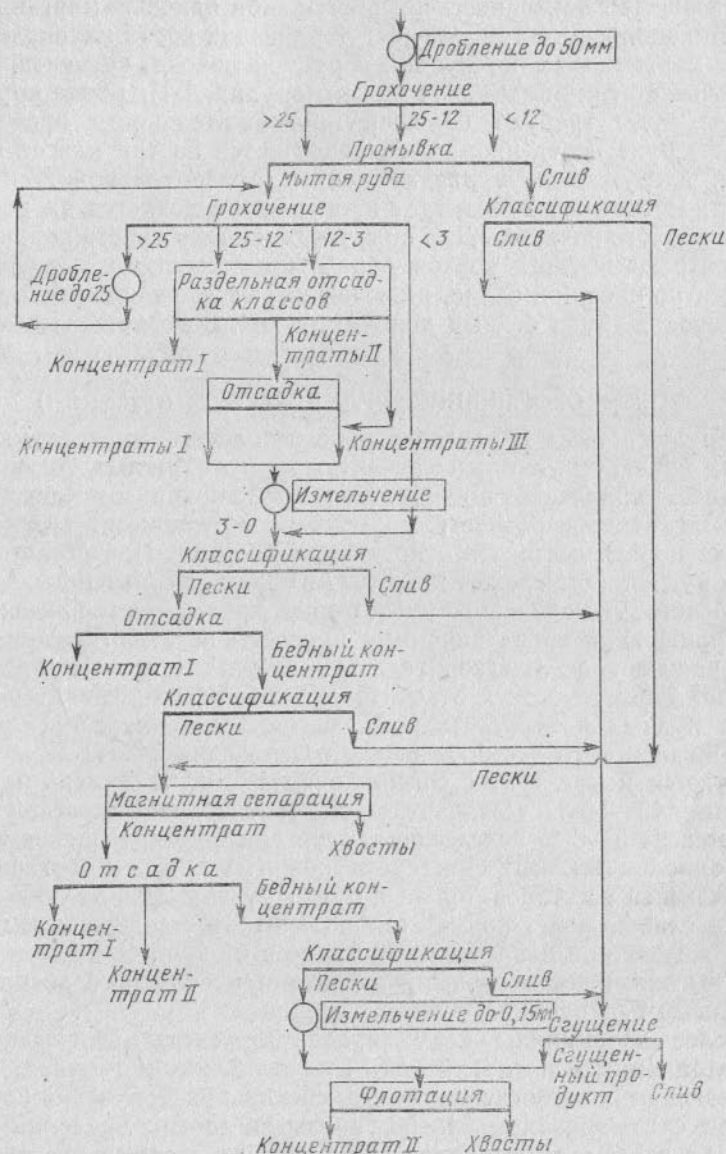


Рис. 48. Схема обогащения окисленных марганцевых руд Никопольского бассейна:

концентраты I, II, III — концентраты первого, второго и третьего сорта (концентрат I после первой отсадки выводится из процесса)

руда последовательно промывается в двух наклонных корытных мойках.

На рис. 48 показана схема обогащения окисных марганцевых руд Никопольского района, представляющих собой механическую смесь марганцевых конкреций и рудной мелочи, сцементированных песчано-глинистым материалом (группа А-1). Более крупные классы руды требуют большей продолжительности промывки, поэтому руда перед промывкой разделяется на три класса крупности, загружаемые в разные ванны горизонтальной корытной мойки. Несортный концентрат промывки разделяется на концентраты разного качества. Для получения максимального количества концентрата высших сортов обработка несортного концентрата ведется по сложной схеме, включающей отсадку и магнитную сепарацию. Шлам и бедный концентрат отсадки флотуруются [40, 47].

#### СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД КЛАССА В (группа В-1)

В рудах класса В пустая порода и полезные минералы имеют малую прочность, в них содержится много охристых соединений и большое количество шламов. Полезные минералы представлены слабомагнитными разностями — бурым железняком, сидеритом. Пустая порода состоит в основном из хлорита. Представителями таких руд являются железные руды Аятского, Керченского, Аккермановского, Лисаковского и некоторых других месторождений.

Промывка и гравитационные процессы при обогащении этих руд не дают удовлетворительных результатов вследствие их сильной шламуемости и относительно небольшой разности в плотности рудных и нерудных компонентов. Например, при отсадке руд Лисаковского месторождения, содержащих 34—41 % железа, получается концентрат с содержанием 48—50 % железа при извлечении 43—50 %. После агломерации содержание железа увеличивается на 5—6 % вследствие потери воды, содержащейся в водных окислах железа. При схеме обжигмагнитного обогащения, включающей восстановительный обжиг руды и магнитную сепарацию в слабом поле, получается концентрат с содержанием 60—61 % железа при извлечении 90 %, но этот процесс характеризуется высокими капитальными затратами и большими эксплуатационными расходами.

Более экономичны комбинированные схемы обогащения — гравитационно-обжигмагнитная, гравитационно-магнитная, обеспечивающие при обогащении лисаковских руд получение концентратов с содержанием 54—56 % железа (после удаления воды гидроокислов) при извлечении 90 %. Из этих схем осуществлена на Лисаковском ГОКе гравитационно-магнитная, не требующая дорогого обжига: руда дробится и измельчается до 1—3 мм, обесшламливается, зернистая часть обогащается гравитационным процессом, хвосты гравитации сгущаются и обогащаются магнитной сепарацией в сильном магнитном поле [47]. Гравитационное обо-

гащение можно производить или отсадкой, или на винтовых сепараторах. Гравитационно-флотационная схема менее перспективна, так как флотация шламистых руд (гидрогетит) вызывает значительные трудности и требует повышенных расходов коллектора. На фабрике имеется опытная секция обжигмагнитного обогащения и изучается возможность применения гравитационно-обжигмагнитной схемы [47].

#### СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД КЛАССА В (группы В-1 и В-2)

В рудах класса В пустая порода представлена мелким материалом — глиной, песком и более крупным материалом — гравием, щебнем и неразрушенными крупными кусками. Полезные минералы отчасти свободны, а отчасти находятся в сростках с пустой породой. Сера содержится в небольших количествах.

Представителями группы В-1 являются марганцевые руды нагорья Шукрути Чиатурского месторождения. Марганец в этих рудах содержится главным образом в псиломелане и марганците и в меньшей мере — в пиролюзите. Пустая порода представлена песчанисто-глинистой массой различной крепости, состоящей в основном из полевых шпатов, кварца и продуктов разрушения полевых шпатов. Рудные минералы находятся в виде оолитов, сцементированных частично разрушенной пустой породой.

Представителями группы В-2 являются частично разрушенные руды из окисленных зон железорудных месторождений Урала. Полезные минералы в этих рудах представлены магнетитом, полумартитом, мартитом, гематитом и бурыми железняками. Пустая порода частично разрушена.

Рекомендуемая институтом Механобр схема обогащения окисных марганцевых руд Чиатурских месторождений [40] аналогична приведенной на рис. 48.

Принципиальная схема обогащения железных руд с частично разрушенной породой (группа В-2) показана на рис. 49. При обогащении классов крупности мытой руды применяется магнитная сепарация и отсадка.



Рис. 49. Принципиальная схема обогащения железных руд класса В



К классу Г относятся железные, марганцевые и хромовые руды значительного числа месторождений. В железных рудах этого класса полезные минералы представлены в основном безводными окислами железа, вкрапленными в силикатную или скарновую плотную пустую породу. Водные окислы железа отсутствуют или содержатся в небольших количествах. Большинство руд имеет мелкую и тонкую вкрапленность и требует перед обогащением тонкого измельчения.

**Группа Г-1.** Представителями этой группы являются: гематитовые и мартитовые руды Кривого Рога и некоторых месторождений Кольского полуострова; марганцевые и хромовые руды уральских и восточных месторождений.

Для железных руд можно применить процессы обогащения; гравитационные; обжигмагнитный; комбинированный, включающий гравитационное обогащение крупного материала и флотацию тонкого материала; чисто флотационный. Выбор процесса зависит от крупности вкраплений полезных минералов и от содержания в руде минералов, затрудняющих процесс флотации.

Для крупновкрапленных руд может быть применен гравитационный процесс обогащения, однако в СССР больших месторождений железных окисленных руд, характеризующихся крупной вкрапленностью окислов железа, не имеется.

Канадские средневкрапленные гематитовые (спекуляритовые) руды успешно обогащаются по гравитационной схеме. Руда измельчается в мельницах рудного самоизмельчения «Каскад», работающих в замкнутом цикле с грохотами до 1,65 (1,0) — 0 мм (циркуляционная нагрузка 20—30 %)\*. Гравитационное обогащение осуществляют на винтовых сепараторах с перемешкой легкой фракции. Концентраты обезвоживают на ленточных фильтрах [47].

Криворожские слабомагнитные железные руды характеризуются мелкой и тонкой вкрапленностью окислов железа. В рудах содержится 35—40 % железа (в основном в мартите и 39—47 % кремнезема — в кварце). Пока эти руды относят к забалансовым и при добыче магнетитовых руд они складываются в отвалы [40].

Исследования и сравнительные технико-экономические расчеты показали, что если в тонковкрапленных рудах содержится небольшое количество железистых силикатов и охристых железных минералов (ухудшающих результаты флотации), то более выгодной является чисто флотационная схема их обогащения. Однако при повышенном содержании в руде силикатов железа (свыше 5—6 %) результаты флотации настолько ухудшаются, что

\* На фабрике «Лэйк Кэрл» (Канада) применяется сухое самоизмельчение в мельницах «Аэрофол» [80].

более экономичным становится обогащение руды обжигмагнитным процессом [40].

Гравитационно-флотационная схема обогащения руды при мелкой и тонкой вкрапленности дает концентраты худшего качества по сравнению с флотационной и обжигмагнитной схемами и поэтому менее выгодна. Но при крупной вкрапленности железных минералов гравитационно-флотационная схема может оказаться более экономичной.

Новые магнитные сепараторы (полиградиентные) дают высокую производительность на слабомагнитных рудах. В связи с этим для тонковкрапленных руд рассматриваемого класса перспективна схема магнитного обогащения (без предварительного обжига), а при мелкой вкрапленности — гравитационно-магнитная схема с применением винтовых или конусных сепараторов для зернистых продуктов и полиградиентных магнитных сепараторов для тонкоизмельченных продуктов; качество магнитного концентрата может быть повышено удалением из него породы обратной анионной флотацией [40].

Перспективна схема обогащения тонковкрапленных гематитовых руд с применением селективной флокуляции и флотации.

Типовая схема обогащения марганцевых руд группы Г-1, характеризующихся средней вкрапленностью окислов марганца, включает три стадии обогащения при максимальной крупности зерен 12; 2 и 0,5 мм в первой, второй и третьей стадиях. Более крупные классы обогащаются отсадкой, а мелкие — концентрацией на столах или магнитной сепарацией.

Схемы обогащения мелковкрапленных хромовых руд включают дробление и измельчение руды до 0,3—0,5 мм, гидравлическую классификацию и обогащение крупных классов отсадкой, а мелких концентрацией на столах.

Хромитовые руды можно также обогащать магнитной сепарацией на сепараторах с высокой напряженностью магнитного поля.

**Группа Г-2.** К этой группе относятся руды с плотной неразрушенной пустой породой, содержащие сильно- и слабомагнитные полезные минералы. Представителями группы являются магнетито-мартитовые и магнетито-гематитовые разности руд месторождений Кривого Рога, Курской магнитной аномалии, Кольского полуострова, а также некоторых уральских и сибирских месторождений. Для большинства руд этих месторождений характерна мелкая и тонкая вкрапленность полезных минералов. Содержание железа в рудах колеблется в пределах 30—40 %. Из этого количества 30—70 % находится в магнетите, остальные в основном — в мартите и гематите. Сравнительно небольшая часть железа встречается в форме гидроокислов и карбонатов и еще меньшая часть — в виде силикатов. Пустая порода представлена в основном кварцем.

Руды группы Г-2 могут обогащаться по магнито-гравитационной, магнитофлотационной, флотационно-магнитной, обжигмаг-

нитной, флотационной, гравитационно-флотационной и магнитной (без предварительного обжига) схемам [40, 47].

Схемы обогащения, включающие гравитационные процессы, неприменимы для руд с тонкой вкрапленностью полезных минералов. Обжигмагнитная схема неэкономична вследствие высоких капитальных затрат и эксплуатационных расходов. Поэтому для тонковкрапленных руд наиболее перспективны три схемы: магнитофлотационная, флотационная и магнитная (без предварительного обжига). В последнем случае схема должна иметь два цикла: цикл извлечения магнетита на сепараторах со слабым полем и цикл извлечения слабомагнитных окислов на сепараторах с сильным полем. При необходимости качество концентратов, получаемых во втором цикле, может быть повышено обратной анионной флотацией.

**Г р у п п а Г-3.** К этой группе относятся первичные железные руды с неразрушенной вмещающей породой, в которых полезные минералы представлены преимущественно сильномагнитными разновидностями — магнетитом, реже титаномагнетитом. Гематита и маргита содержится до 15 %. Водные окислы железа, как правило, отсутствуют или содержатся в очень малых количествах. Небольшая часть железа находится в виде минералов — сульфидов и силикатов, не поддающихся извлечению в железный концентрат. Так как основное количество железа в этих рудах находится в форме магнетита, то они получили название магнетитовых. Железный концентрат из них наиболее выгодно извлекать магнитной сепарацией.

Минеральный состав пустой породы зависит от генетического типа месторождения. Из месторождений магнетитовых руд наиболее важное промышленное значение имеют метаморфизованные, контактово-метасоматические и магматические месторождения\*.

В рудах метаморфизованных месторождений, получивших название железистых кварцитов, основным нерудным минералом является кварц, другие минералы (полевые шпаты, амфиболы, хлорит) имеют подчиненное значение. В рудах контактово-метасоматических месторождений пустая порода представлена амфиболами, пироксенами, хлоритом, гранатом, эпидотом, скаполитом, кальцитом. Другие минералы пустой породы встречаются

\* К типу метаморфизованных относятся месторождения Кривого Рога, Курской магнитной аномалии, Оленегорское, а также некоторые месторождения Восточной Сибири и Дальнего Востока.

К типу контактово-метасоматических относятся магнетитовые месторождения Урала (Магнитогорское, Высокогорское, Гороблагодатское), месторождения Кустанайской области (Соколовское, Сарбайское, Качарское), Дашкесанское месторождение на Кавказе и некоторые другие, менее важные в промышленном отношении.

К типу гидротермально-метасоматических относятся Ено-Ковдорское (Кольский полуостров), Коршуновское и др. (Ангаро-Илимский железорудный район) [24].

К типу магматических относятся Качканарское месторождение и месторождения титано-магнетитовых руд Урала и Кольского полуострова.

в очень малых количествах. В магматических рудах пустая порода представлена в основном четырьмя группами минералов — пироксенами, оливинами, амфиболами (роговая обманка) и полевыми шпатами.

Вкрапленность полезных минералов и особенно минералов — носителей вредных примесей в большинстве руд мелкая и тонкая. Поэтому для получения кондиционных концентратов требуется тонкое измельчение.

Руды группы Г-3 имеют очень важное промышленное значение вследствие больших запасов и сравнительно легкого их обогащения магнитной сепарацией. В общем количестве обогащаемых железных руд в мире магнетитовые составляют 57 % (1977 г.) [47].

Выбор принципиальной схемы обогащения магнетитовых руд определяется характеристиками вкрапленности полезных минералов, пустой породы и минералов — носителей вредных примесей.

Зависимость между принципиальной схемой обогащения и характером вкрапленности минералов для магнетитовых руд и руд, обогащаемых флотацией, в своей основе одинакова. При магнитном обогащении, так же как и при флотации, более экономичными являются стадийные схемы, из которых наиболее часто применяются двух- и трехстадийные.

Ниже рассмотрены типичные примеры, показывающие зависимость между принципиальной схемой обогащения и характером вкрапленности минералов.

**1. Вкрапленность пустой породы неравномерная.** Вкрапленность магнетита мелкая и тонкая, зерна магнетита находятся в сростании с минералами пустой породы или с минералами, содержащими вредные примеси. Такая вкрапленность может быть названа агрегатной, так как руду можно рассматривать как состоящую из крупных выделений пустой породы и крупных агрегатов, представляющих собой тонкие сростки магнетита с другими минералами. Для получения кондиционных по содержанию железа и вредных примесей концентратов руда требует более тонкого измельчения, чем для выделения основной массы отвальных хвостов.

При указанном характере вкрапленности применяются стадийные схемы обогащения руды (рис. 50) с получением в первых стадиях отвальных хвостов и некондиционных концентратов, а в последней стадии — хвостов и кондиционного концентрата.

Схема, изображенная на рис. 50, а, является основной для обогащения магнетитовых руд. Она применяется на всех обогатительных фабриках для тонковкрапленных магнетитовых руд месторождений Кривого Рога, Курской магнитной аномалии, Кольского полуострова, а также Урала и Сибири [24, 40, 47].

За рубежом такая схема применяется на крупных обогатительных фабриках «Адамс» и «Гриффитс» (Канада), «Сэвидж Ривер» (Австралия), «Батлер» (США) и ряде других [47].



В случае засорения руды пустой породой в процессе горных работ первая стадия обогащения производится при крупности руды 25—30 мм с применением сухой магнитной сепарации (Качканарская, Соколовско-Сарбайская и Коршуновская обогатительные фабрики). Выход хвостов из этой стадии обогащения составляет около 11—15 %.

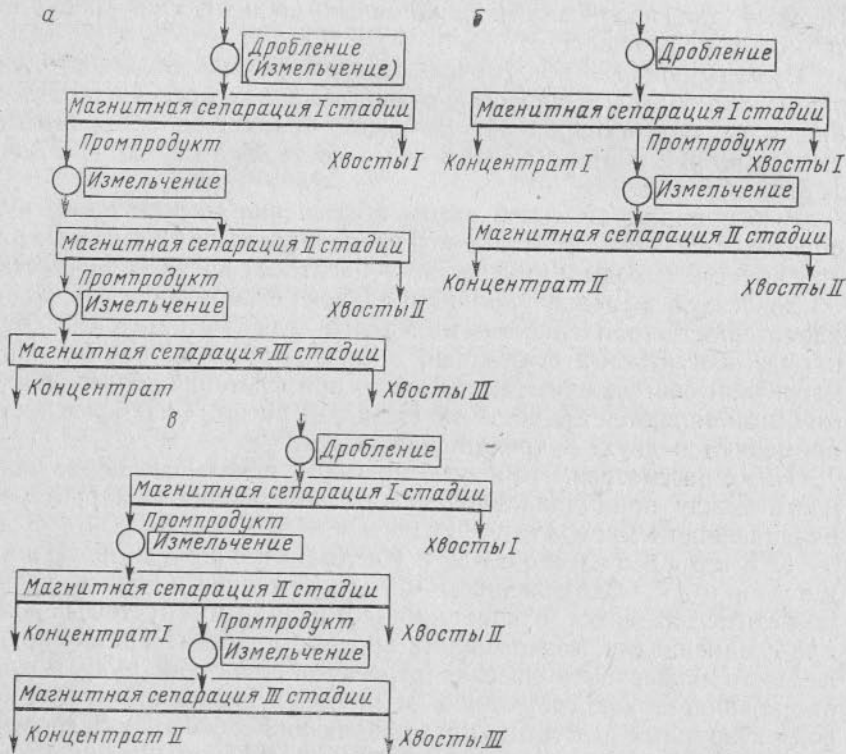


Рис. 50. Принципиальная схема обогащения магнетитовых руд

Мокрое магнитное обогащение обычно включает две или три стадии. Первая стадия обогащения производится на сливе стержневых мельниц, работающих в открытом цикле (крупность 2—3 мм, содержание класса — 0,074 мм 20—30 %), или на сливе классификаторов (гидроциклонов), установленных в замкнутом цикле с шаровыми мельницами первой стадии измельчения (содержание класса — 0,074 мм 50—60 %).

При трехстадиальных схемах мокрого магнитного обогащения вторая стадия включается в замкнутый цикл мельница — гидроциклон. В последнюю стадию обогащения поступает слив гидроциклона, содержащий 80—95 % класса — 0,074 мм.

2. Вкрапленность магнетита и пустой породы относительно крупная и неравно-

мерная, зерна магнетита свободны от включений минералов — носителей вредных примесей или содержат эти включения в допустимых пределах.

В первой стадии обогащения (рис. 50, б) после сравнительно грубого измельчения (дробления) может быть выделена часть кондиционного концентрата, часть отвальных хвостов и содержащий сростки промпродукт для второй стадии обогащения.

Такая схема обогащения применяется на обогатительных фабриках, перерабатывающих руды с относительно крупной вкрапленностью магнетита (Гороблагодатская, Высокогорская и Дашкесанская фабрика) [24, 47].

Выделение части концентрата и хвостов в первой стадии обогащения уменьшает количество материала, направляемого в измельчение и во вторую стадию. В этом заключается преимущество данной схемы. Однако получение богатых концентратов, содержащих более 60—62 % железа, затруднено тем, что в первой стадии обогащения приходится отделять чистые зерна магнетита от сростков, состоящих из магнетита и пустой породы. Эта операция требует очень тщательной регулировки магнитных сепараторов и не является надежной в технологическом отношении, особенно при мокрой магнитной сепарации мелкого материала. По этой причине на обогатительных фабриках, применяющих схему, изображенную на рис. 50, б, в первой стадии обогащения получаются концентраты с низким содержанием железа. Например, на Гороблагодатской и Высокогорской обогатительных фабриках концентрат первой стадии после сухой сепарации содержит всего лишь 50—55 % железа.

На больших обогатительных фабриках, перерабатывающих тонковкрапленные железные руды, где к надежности технологического процесса и качеству концентратов предъявляются особенно высокие требования, схема на рис. 50, б не применяется.

При относительно крупной вкрапленности, обеспечивающей возможность обогащения руды в первой стадии с применением сухой магнитной сепарации и при пониженных кондициях, предъявляемых к качеству концентрата, схема на рис. 50, б может оказаться экономически выгодной.

Если при неравномерной и относительно крупной вкрапленности в руде магнетита и пустой породы последняя представлена более крупными выделениями, чем магнетит, то при пониженных требованиях к качеству концентрата может оказаться выгодной схема обогащения, показанная на рис. 50, в. Однако последняя схема имеет тот же недостаток, что и схема на рис. 50, б, и по ней невозможно получить высококачественный концентрат во второй стадии обогащения.

При выборе конечной крупности измельчения руды большое значение имеют требования к концентратам, связанные с их дальнейшим использованием. Концентраты, поступающие на агломерацию, не должны быть тоньше чем 90—95 % — 0,074 мм.

Крупность концентратов для окомкования должна быть не менее 85 % класса — 0,044 мм [24]. Это последнее условие согласуется с требованиями весьма тонкого помола для получения богатых концентратов при обогащении тонковкрапленных руд.

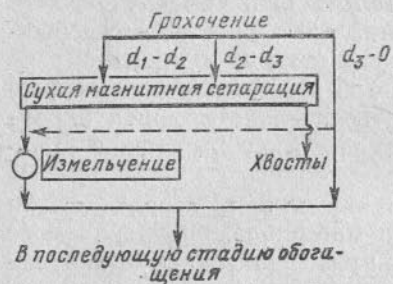


Рис. 51. Вариант схемы обогащения с предварительным грохочением материала:

$d_1-d_2$ ;  $d_2-d_3$  и  $d_3-0$  — крупность классов

сепарации классифицированного по крупности материала, например, строительного щебня [24, 40, 47].

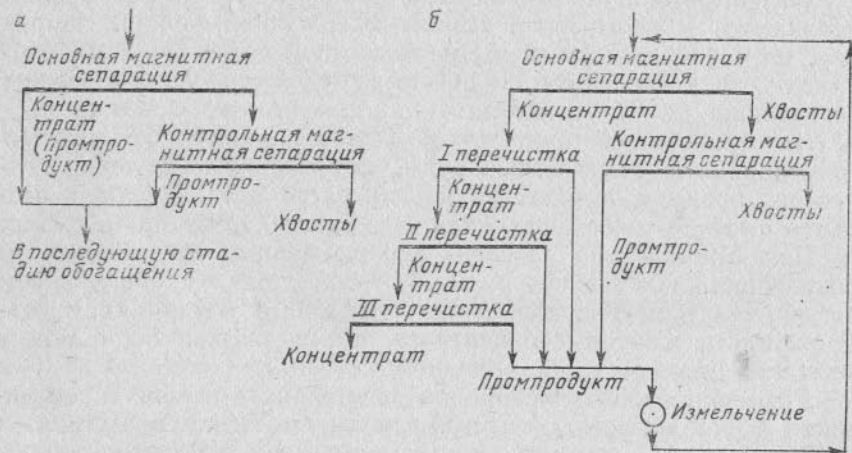


Рис. 52. Схемы магнитной сепарации в отдельных стадиях обогащения

В стадиях обогащения (рис. 52), где выделяются отвалы хвосты и некондиционный концентрат, следует применять схему а, включающую контрольную сепарацию хвостов. В стадиях обогащения, где выделяются два окончательных продукта — кондиционный концентрат и отвалы хвосты, следует применять схему б, включающую основную сепарацию, контрольную сепарацию хвостов и одну, две или три перечистки концентрата. Тре-

буемое число перечисток концентрата, как и крупность измельчения перед отдельными стадиями обогащения, устанавливается исследовательскими работами.

Магнитная флокуляция затрудняет операции классификации по крупности и фильтрования и, наоборот, облегчает операцию сгущения. Поэтому концентраты магнитного обогащения перед поступлением их в гидроциклоны, механические классификаторы и фильтры следует подвергать размагничиванию, и размагниченные концентраты перед сгущением следует намагничивать.

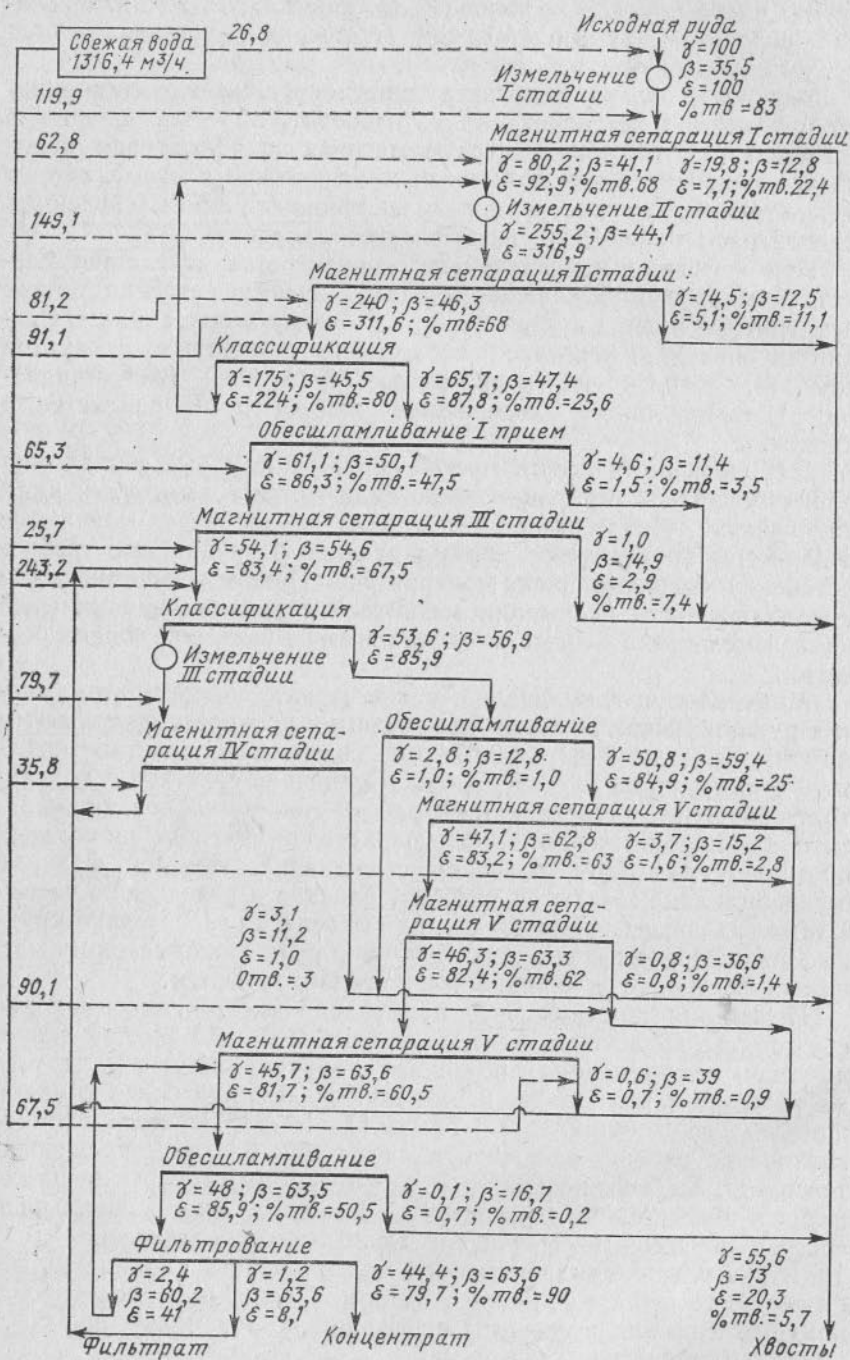
При сгущении намагниченных концентратов вследствие магнитной флокуляции в слив выносятся преимущественно тонкие немагнитные шламы пустой породы. Поэтому в операциях сгущения происходит некоторое обогащение сгущенных продуктов железом, твердая же фаза слива сгустителей (гидросепараторов) имеет низкое содержание железа и направляется в хвосты.

Для удаления в хвосты пустой породы в крупных зернах операция магнитной сепарации часто включается в замкнутый цикл измельчения — классификация. В этом случае через магнитные сепараторы проходит вся циркулирующая нагрузка, что требует установки большого числа сепараторов. Поэтому экономическая целесообразность включения магнитной сепарации в замкнутый цикл измельчения в каждом случае должна быть обоснована расчетом.

Минералогический анализ магнетитовых концентратов многих руд показывает, что наиболее бедными по железу оказываются крупные классы +0,1, +0,074 мм, содержащие сростки магнетита с минералами пустой породы. Попадание сростков в концентрат объясняется особенностями работы гидроциклонов, применяемых для классификации в последней стадии измельчения богатых промпродуктов. При большом содержании тяжелой фракции в гидроциклоне создаются условия, близкие к разделению частиц в тяжелых средах. Поэтому в слив выносятся относительно крупные зерна породы и сростки. В то же время тяжелые зерна магнетита поступают в мельницу и переизмельчаются.

Испытания показали, что применение вместо гидроциклонов сит тонкого грохочения (сита со щелями 0,25—0,1 мм при периодическом встряхивании) позволяет получить концентраты того же качества и при том же извлечении железа при более крупном помоле (содержание класса +74 мкм 11—18 %). Поскольку тонкое грохочение сложно включить в схему при большой производительности, то была испытана работа мельницы в открытом цикле в последней стадии измельчения. Это позволило доизмельчить сростки и повысить содержание железа в концентрате на 1,5 % [47]. Исключение гидроциклонов может оказать влияние на эффективность работы мельницы. Таким образом, при проектировании нужно иметь результаты испытаний по доизмельчению богатых промпродуктов.





В качестве примера на рис. 53 приведена схема обогащения тонковкрапленных магнетитовых руд на обогатительной фабрике Второго Южного горно-обогатительного комбината (ЮГОК-2).

Схема включает три стадии обогащения. В первую стадию поступает слив стержневых мельниц, вторая стадия включена в замкнутый цикл измельчения в шаровых мельницах, в третью стадию поступает слив гидроциклонов крупностью 95 % класса — 0,074 мм. В первых двух стадиях выделяются отвалы хвосты и бедные концентраты, в третьей стадии — кондиционный концентрат и отвалы хвосты. Перед классификацией материал размагничивается. Намагничивание слива гидроциклонов перед обезвоживанием производится магнитными системами, встроенными в гидросепараторы.

Таблица 16

Крупность руды, поступающей из карьера в зависимости от ее крепости (криворожские магнетитовые кварциты) [47]

Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова	Крупность классов, мм				
	900—700	700—500	500—300	300—200	200—0
8—10	—	—	12,4	9,6	78,0
10—12	—	0,7	6,3	7,6	88,4
12—14	0,5	1,0	9,4	8,9	80,2
13—16	2,0	4,4	15,2	10,8	67,6
15—17	1,7	3,2	19,6	6,4	69,1
17—18	1,9	8,4	15,0	10,8	63,7

Многолетний опыт переработки железистых кварцитов Криво-го Рога на фабриках большой производительности обобщен в книге [47]. Некоторые материалы и показатели по указанным источникам приводятся ниже. В табл. 16 приведена характеристика крупности руды разной крепости, поступающей с карьеров на фабрики.

Производительность конусных дробилок крупного дробления ККД-1500/180 при выпускной щели 200 мм составляет по фабрикам 1500—2900 т/ч (при насыпной плотности около 2,2 т/м³). При щели 280—300 мм производительность на дробилку достигает 3700—5250 т/ч в зависимости от крупности поступающей руды.

Производительность конусных дробилок среднего дробления КСД-2200 при щели 30 мм в открытом цикле по материалу, поступающему на грохот перед дробилкой, составляет 300—400 т/ч. Производительность дробилок среднего дробления сдерживается

Рис. 53. Технологическая схема обогащения тонковкрапленных магнетитовых руд на обогатительной фабрике ЮГОК-2

Показатели работы мельниц на обогатительных фабриках перерабатывающих магнетитовые руды Кривого Рога [47]

Обогатительная фабрика предприятия, способ измельчения	Стадия измельчения	Конечная крупность измельчения — 74 мкм, %	Удельная производительность по классу — 74 мкм т/(м <sup>2</sup> ·ч)	Общая удельная производительность по фабрике, т/(м <sup>2</sup> ·ч)	Средняя общая крупность измельчения /концентрат + хвосты/класс — 74 мкм, %
ЛебГОК, самонизмельчение	I	73	0,85	0,578	88,2
	II	88	0,30		
	III	98	0,22		
ИнГОК-II, самонизмельчение	I	73	0,79	0,459	91,7
	II	97	0,3		
	III	98	0,22		
ИнГОК, шаровое	I	63	1,57	0,950	90,4
	II	86	0,84		
	III	98	0,22		
ЮГОК-II, стержневое, шаровое	I	24	0,54	0,846	85,9
	II	63	0,80		
	III	91	0,28		

Примечание. ЛебГОК — Лебединский горно-обогатительный комбинат; ИнГОК — Ингулецкий горно-обогатительный комбинат; ЮГОК — Южно-Криворожский горно-обогатительный комбинат.

производительностью следующих за ними по цепи аппаратов дробилок КМД-2200 и далека от возможной производительности.

Производительность дробилок КМД-2200 в открытом цикле по материалу, поступающему на предварительное грохочение при щели 6—8 мм, — 250—270 т/ч.

Показатели работы мельниц приведены в табл. 17. Обращает внимание низкая удельная производительность в последних стадиях измельчения.

По-видимому, это объясняется способом измерения производительности; ее нельзя оценивать в этой стадии образованием класса — 0,074 мм, поскольку измельчение ведется свыше 95 % класса 0,074 мм, а нужно оценивать по классу — 0,050 мм. Производительность мельниц самоизмельчения и рудно-галечных мельниц в 1,5—2 раза ниже шаровых мельниц.

В табл. 18 приведена удельная производительность по исходной руде по барабанным магнитным сепараторам для сильномагнитных руд, дешламаторам и гидроциклонам. По гидроциклонам даны усредненные нагрузки на 1 гидроциклон диаметром 350 мм. Если на фабрике были еще и гидроциклоны другого диаметра, они были пересчитаны на гидроциклоны 350 мм.

Схемы получения сверхбогатых концентратов. Для процессов прямого восстановления железа, порошковой металлургии и сталеплавленного производства требуются концентраты с высоким содержанием железа и малыми содержаниями вредных примесей.

Удельная производительность оборудования ГОКов и технологические показатели (1973 г.)

Горно-обогатительные комбинаты (секции)	Удельная производительность оборудования, т/ч				Средняя крупность измельчения (концентрат + хвосты) класс — 74 мкм, %	Содержание железа в концентрате, %	Извлечение железа в концентрате, %
	по классу — 74 мкм	по исходной руде					
		мельниц на 1 м <sup>3</sup> объема	магнитных сепараторов на 1 м фронта сепараторов	дешламаторов на 1 м <sup>2</sup> площади			
ЮГОК-1	0,825	1,5	2,04	5,52	81,4	65,22	81,94
ЮГОК-2 (1—8)	0,94	1,85	1,79	5,4	74,2	63,79	82,9
ЮГОК-2 (9—14)	0,854	2,33	1,38	4,4	81,4	65,20	82,07
НКГОК (1—6)	1,15	3,81	1,90	8,4	82,3	65,69	72,31
НКГОК (7—8)	1,15	3,81	1,45	6,5			
ЦГОК, магнетитовая руда (8—18)	1,15	3,77	2,09	5,1	79,5	66,84	65,1
ЦКОГ, обжигмагнитная (1—3; 5—7)	1,11	2,13	1,24	5,7			
ИнГОК-1 (1—10)	1,0	1,91	1,22	6,0	87,1	64,48	77,92
ИнГОК-2 (11—19)	0,44	1,56	1,0	3,3	91,8	65,12	77,03
СевГОК-1 (1—16)	1,16	3,02	1,45	7,1	85,5	64,80	76,32
СевГОК-2 (17—27)	1,10	2,41	1,40	4,0	86,8	65,24	76,04

Примечание. ЦГОК — Центральный горно-обогатительный комбинат. СевГОК — Северный горно-обогатительный комбинат. См. также примечание к табл. 1.

Исследования, проведенные за последние годы в СССР, показали возможность получения сверхбогатых концентратов из руд Оленегорского, Михайловского, Гаринского и других месторождений. Полученные концентраты содержали 68—71 % железа и удовлетворяли кондициям по содержанию вредных примесей.

При обогащении этих руд только часть железа извлекается в сверхбогатый концентрат, вторая же часть извлекается в концентрат для доменного производства. Для выделения сверхбогатого концентрата требуется тонкое измельчение черновых концентратов — до 95—100 % класса — 0,05 мм. Выделение сверхбогатых концентратов достигается или применением схем, включающих увеличение число стадий обогащения и увеличенное число перемешивания концентрата магнитной сепарацией, или трехкратной классификацией богатых концентратов магнитного обогащения в магнитных конусах с целью удаления в слив шламов пустой породы и бедных сростков, или дополнительным флотационным обогащением богатых магнитных концентратов.



Схемы обогащения комплексных магнетитовых руд. К комплексным относятся магнетитовые руды, содержащие кроме железа другие ценные компоненты, например кобальтоносный пирит, сульфиды меди, свинца и цинка, ильменит, апатит. Такие руды обогащаются по комбинированным схемам, включающим магнитную сепарацию и флотацию хвостов магнитной сепарации, для извлечения дополнительных ценных компонентов.

Из магнетитовых руд Ковдорского месторождения после выделения магнетита, гравитационными методами из хвостов магнитной сепарации извлекается циркониевый минерал бадделит и затем флотацией — апатитовый концентрат.

Из магнетитовых руд Соколовско-Сарбайского месторождения флотацией хвостов магнитной сепарации можно получить коллективный концентрат сульфидов, содержащий кобальтоносный пирит, сульфиды меди, цинка и др. [47].

## § 9. ПРОЦЕССЫ И СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ\*

### УСЛОВИЯ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ВЫБОР ПРОЦЕССА И СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Обогащение углей имеет назначением удаление минеральных примесей, содержащихся в угле и попадающих в него при добыче из почвы и кровли пласта.

При обогащении углей для материала крупнее 0,5—1,0 мм применяют гравитационные методы обогащения, а при необходимости обогащения мелкого материала — флотацию.

При выборе схемы обогащения угля важное значение имеет вопрос о глубине обогащения. Под глубиной обогащения понимается максимальная крупность зерен мелкого класса угля, который не подвергается обогащению, а используется в естественном виде.

Выбор технологической схемы обогащения угля определяется: назначением угля и в связи с этим требованиями, предъявляемыми к его качеству; категорией обогатимости угля; влажностью угля; характеристикой крупности угля и зольностью отдельных его классов; характеристикой вкрапленности минеральных примесей, обуславливающих зольность угля.

**Назначение угля.** В зависимости от свойств угли используются для коксования с целью получения металлургического топлива, в качестве энергетического топлива, для получения горючих газов, а также для полукоксования и гидрогенизации с целью переработки на жидкое топливо, при производстве цемента, извести и кирпича.

Коксующиеся угли являются наиболее ценными, а требования, предъявляемые к их качеству, значительно выше требований,

предъявляемых к качеству энергетических углей. Поэтому для коксующихся углей следует применять более эффективные процессы, совершенные технологические схемы и глубокое обогащение. Коксующиеся угли подвергаются обогащению в тех случаях, когда зольность и содержание серы в рядовом угле выше допустимых кондиций. Обычно угли для коксования обогащают при зольности, превышающей 7%. Концентраты отгружаются коксохимическим заводам в несортированном виде.

Энергетические угли подвергаются обогащению в тех случаях, когда это экономически выгодно. Для них применяются более простые схемы и менее глубокое обогащение, обычно до 6—13 мм. Концентраты неспекающихся энергетических углей сортируются на классы по крупности в соответствии с действующими стандартами [14].

Малозольные энергетические угли с содержанием золы меньше 10—12% обогащению не подвергаются. Схема обработки таких углей определяется требованиями, предъявляемыми к крупности отдельных классов. Малозольные неспекающиеся угли марок А, Д, Г и механически прочные угли марок Т и Б дробятся до 100 мм и сортируются на классы 50—100, 25—50, 13—12, 6—13 и 0—6 мм. (При сортировке бурых углей последний класс имеет крупность 0—13 мм, а при повышенной влажности бурого угля 0—25 мм). Механически прочные и термически устойчивые антрациты дроблению не подвергаются. При их сортировке выделяются классы +100, 50—100, 25—50, 13—25, 6—13 и 0—6 мм.

**Категории обогатимости угля.** В литературе известно много методов оценки обогатимости углей. Наиболее простым является метод оценки по содержанию промежуточных фракций в исходном угле, т. е. фракций, плотность которых больше плотности малозольных фракций, извлекаемых в концентрат, и меньше плотности породных фракций, извлекаемых в хвосты. Чем больше содержание промежуточных фракций в исходном угле, тем труднее он обогащается. В зависимости от трудности обогащения угли подразделяются на несколько категорий.

Классификация углей по обогатимости в зависимости от содержания промежуточных фракций, отнесенного к беспородной массе, приведена в табл. 19.

Для легкообогатимых углей при прочих равных условиях допустимы менее эффективные процессы обогащения, более простые технологические схемы и высокая производительность обогатительных машин. Наоборот, труднообогатимые угли требуют более эффективных процессов обогащения, усложненных технологических схем и снижения производительности обогатительных машин.

**Влажность угля.** От содержания в угле внешней влаги зависит метод выделения из угля перед гравитационными процессами обогащения пылеватого материала крупностью <0,5 мм. При содержании внешней влаги до 5—5,5% удаление

\* Параграф 9 переработан Ю. А. Маковским и П. Г. Назаровым.

Классификация углей по обогатимости по ГОСТ 10100—75

Содержание промежуточных фракций на беспородную массу, %	Категория обогатимости	Наименование обогатимости
До 4 включительно	1	Легкая
Свыше 4 до 10 включительно	2	Средняя
Свыше 10 до 17 включительно	3	Трудная
Свыше 17 включительно	4	Очень трудная

Примечание. Промежуточными фракциями для каменных углей считаются фракции плотностью от 1,4 до 1,8 г/см<sup>3</sup>. Категорию обогатимости антрацита определяют по фактическому выходу промежуточных фракций плотностью 1,8—2,0 г/см<sup>3</sup>: легкая — 4%; средняя — 4—8%; трудная — 8—14%; очень трудная — более 14%.

такого материала производится методом обеспыливания или обеспыливания с последующим обеспыливанием угля. При более высокой влажности угля применяется обеспыливание.

Вследствие проведения на шахтах орошения углей для уменьшения пылеобразования в забоях за последнее время значительно увеличилась влажность углей, поступающих на фабрику. В связи с этим применение обеспыливания стало крайне редким.

Влажность угля определяет также возможность применения пневматического обогащения мелких его классов. При содержании внешней влаги в угле свыше 4—5% пневматическое обогащение дает неудовлетворительные результаты и поэтому без предварительной подсушки угля применяться не может.

Характеристика крупности угля и зольность отдельных его классов оказывают влияние на выбор метода и глубины обогащения. При высоком содержании класса >6 мм более выгодным является обогащение в суспензиях, а при низком — обогащение отсадкой или в суспензионных циклонах.

Содержание в угле класса <0,5 мм и зольность этого класса влияют на выбор глубины обогащения коксующихся углей. При низкой зольности класса <0,5 мм и малом выходе появляется возможность его подшихтовки к концентрату. В этом случае класс <0,5 (<1,0) мм в обогащение не поступает. Он выделяется в виде пыли, которая присоединяется к концентрату.

Характеристика вкрапленности минеральных примесей в угле влияет на выбор числа стадий обогащения. Если в угле не содержится загрязняющих примесей в виде мелких выделений или содержание их в этой форме незначительно, то могут применяться одностадийные схемы обогащения, т. е. схемы без дополнительного дробления промпродуктов. В противном случае промпродукты подвергаются додроблению. При обработке высокосернистых коксующихся углей с мелкими включениями серного колчедана дополнительно дроб-

лению должен подвергаться не только промпродукт, но и концентрат, выделяемый при обогащении крупного класса.

Характеристика вкрапленности минеральных примесей влияет также на максимальную крупность угля, поступающего в обогащение. При крупных включениях породы в обогащение поступает уголь крупностью до 300—100 мм. При более мелкой вкрапленности крупность угля, поступающего в обогащение, снижается до 50 мм, а в некоторых случаях и до 12 мм.

#### ВЫБОР ГЛУБИНЫ И ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ

**Глубина обогащения.** Коксующиеся угли с большим выходом и высокой зольностью класса <0,5 мм следует обогащать полностью, в противном случае класс <0,5 мм нельзя будет использовать для коксования. При незначительном выходе класса <0,5 мм и низкой его зольности он может добавляться в угольную шихту для коксования без предварительного обогащения. Таким образом, глубина обогащения коксующихся углей лежит в пределах 0—0,5 мм.

Глубина обогащения энергетических углей обычно находится в пределах 6—25 мм, чаще 6—13 мм. Она зависит от расстояний, на которые перевозятся угли, и от мощности котельных установок. На крупных котельных установках, оборудованных пылеугольными топками, возможно сжигание высокзольных углей при высоких к. п. д. Поэтому угли, предназначенные для сжигания в крупных котельных, обогащаются до меньшей глубины или не обогащаются совсем, если расстояние перевозки их невелико. При дальних перевозках углей обогащение должно быть более глубоким.

Вопрос о наиболее выгодной глубине обогащения энергетических углей в каждом случае должен решаться на основе экономических расчетов [14]. При добыче энергетических углей гидроспособом уголь поступает на обогатительную фабрику в мокром виде. В этом случае глубину обогащения угля экономически выгодно доводить до 0,5 мм.

Пневматическое обогащение имеет ограниченную область применения. Оно может применяться для сильно шламующихся в воде энергетических углей (которые нельзя обогащать мокрым способом) и для легкообогащаемых и сухих энергетических углей с пониженной зольностью. В последнем случае пневматическому обогащению подвергается только средний по крупности класс.

Наиболее легко обезвоживающийся крупный класс поступает в мокрое обогащение, а самый мелкий класс используется в необогащенном виде.

Обогащение в желобах не предусматривается типовыми схемами обогащения углей, так как оно менее экономично по сравнению с обогащением в суспензиях или отсадкой.



Обогащение в суспензиях производится в сепараторах с поступательным и вращательным движением суспензии. В сепараторах с поступательным движением суспензии разделение кусков породы и угля происходит под действием силы тяжести, а в сепараторах с вращательным движением суспензии — под действием центробежных сил. Первая разновидность процесса применяется для обогащения крупного  $>6$  (10) мм, вторая — для обогащения мелкого 10 (6)—0,5 (0,2) мм материала (иногда до 25—0,5 мм).

Процесс обогащения в суспензиях имеет ряд существенных преимуществ по сравнению с другими гравитационными процессами и является наиболее прогрессивным. За последние годы обогащение в суспензиях каменных углей, особенно крупных классов, получило широкое применение.

Основные преимущества процесса обогащения в суспензиях заключаются в высокой технологической эффективности его, в возможности автоматического регулирования, нечувствительности к изменениям производительности и качества исходного продукта. Суспензионные сепараторы просты по конструкции и имеют высокую производительность. Среднее вероятное отклонение при обогащении крупных классов угля в суспензиях (колесные сепараторы)  $E_p = 0,035—0,055$  г/см<sup>3</sup>; мелких классов (суспензионные гидроциклоны)  $E_p = 0,015—0,06$  г/см<sup>3</sup>, а в отсадочных машинах  $E_p = 0,06—0,20$  г/см<sup>3</sup>.

Высокая точность разделения в суспензиях приводит к тому, что практические показатели обогащения близки к теоретическим, получаемым при опытах лабораторного расслоения угля в тяжелых жидкостях.

Применяемые методы автоматического регулирования процесса позволяют поддерживать постоянство плотности суспензии в узких пределах с точностью до 0,003—0,005 г/см<sup>3</sup>. Это обеспечивает высокое качество и стабильность результатов обогащения.

Для обогащения мелкого угля (класс 10—0,5 мм) применяют процесс обогащения в суспензионных циклонах. Основные преимущества этого процесса по сравнению с отсадкой состоят в получении более высоких технологических показателей. Недостаток процесса — повышенная стоимость обогащения вследствие увеличения расхода энергии, материалов и затрат на ремонт оборудования. Капитальные затраты при обоих процессах примерно одинаковы.

Процесс обогащения в суспензиях должен применяться в следующих случаях: для крупного ( $>10—13$  мм) класса коксующихся углей всех категорий обогатимости при условии, что содержание этого класса в рядовом угле не менее 15—20 %; для энергетических углей, кроме добываемых гидроспособом, при глубине обогащения до 6; 13 и 25 мм.

Обогащение мелкого класса угля в суспензионных циклонах применяется в основном при обогащении углей трудной и очень

трудной обогатимости, а также для переобогащения промежуточных продуктов отсадки. Это объясняется более высокими эксплуатационными расходами при обогащении мелкого класса в циклонах по сравнению с отсадкой. Выбор одного из этих процессов может быть сделан только путем технико-экономического их сравнения в конкретных условиях проектирования [28].

Процесс обогащения углей в тяжелых суспензиях в СССР широко распространен, чему способствует доступность дешевого утяжелителя (магнетитовые концентраты железорудных фабрик) [70]. В то же время совершенствование отсадочных машин, увеличение их производительности, простота схемы и эксплуатации (отсутствие расхода и регенерации утяжелителя) делает процесс отсадки вполне конкурентоспособным по сравнению с процессом разделения в тяжелых суспензиях.

Так, например, в ФРГ разработана отсадочная машина («Батак») [62, 70] производительностью до 1000 т/ч в одном агрегате. Для длительной эксплуатации обогащение в отсадочных машинах обеспечивает технологические показатели, одинаковые по сравнению с обогащением в тяжелых суспензиях. Все это привело к развитию в угольной промышленности ФРГ обратной тенденции вытеснения отсадкой процесса разделения в тяжелых суспензиях. В 1977 г. заменена отсадкой последняя тяжелосредняя установка для обогащения мелкого угля и заменены многие установки для разделения в тяжелых средах крупного угля.

Гидравлическая отсадка может применяться для обогащения углей любой категории обогатимости. До настоящего времени отсадка является основным процессом обогащения каменных углей. Однако за последние годы относительное количество угля, обогащаемого отсадкой, непрерывно уменьшается, что объясняется более широким применением процесса обогащения в суспензиях для крупного материала и флотации — для шламов.

Гидравлическую отсадку надлежит применять: для обогащения класса  $<10(13)$  мм коксующихся углей легкой и средней обогатимости; для обогащения неклассифицированных коксующихся углей той же категории обогатимости, содержащих незначительное количество крупного класса; для обогащения класса крупнее 0,5 мм энергетических углей, добываемых гидроспособом.

Флотация применяется для обогащения мелочи ( $<0,5$  мм) коксующихся углей и в отдельных случаях энергетических углей и антрацитов [70].

В связи с механизацией горных работ содержание мелочи в рядовых углях за последние годы все время увеличивалось и достигло 20—30 % и более. По этим причинам флотационный процесс имеет в настоящее время очень важное значение и получил широкое применение при обогащении коксующихся углей.

При флотации шламов коксующихся углей, как правило, применяются схемы, предусматривающие получение двух продуктов — концентрата и отвалных хвостов. Для углей легкофлоти-

руемых применяют схемы с непосредственным получением концентрата и отвальных хвостов из основной флотации (рис. 54, а, б), а для труднофлотируемых углей используют схемы с перечисткой концентрата или промпродукта (54, в, г).

Концентрация на столах может применяться для обогащения: антрацитового штыба и отсева энергетических углей, шламов радиальных сгустителей и багер-зумпфов, промежуточных продуктов отсадочных машин. Максимальная крупность

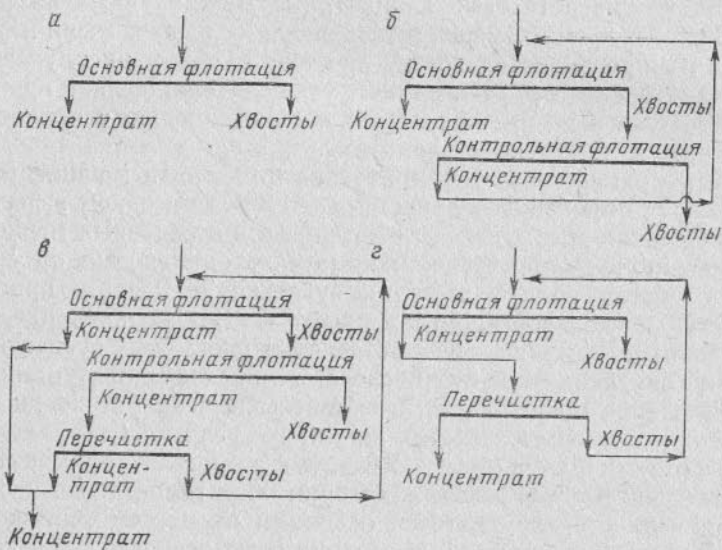


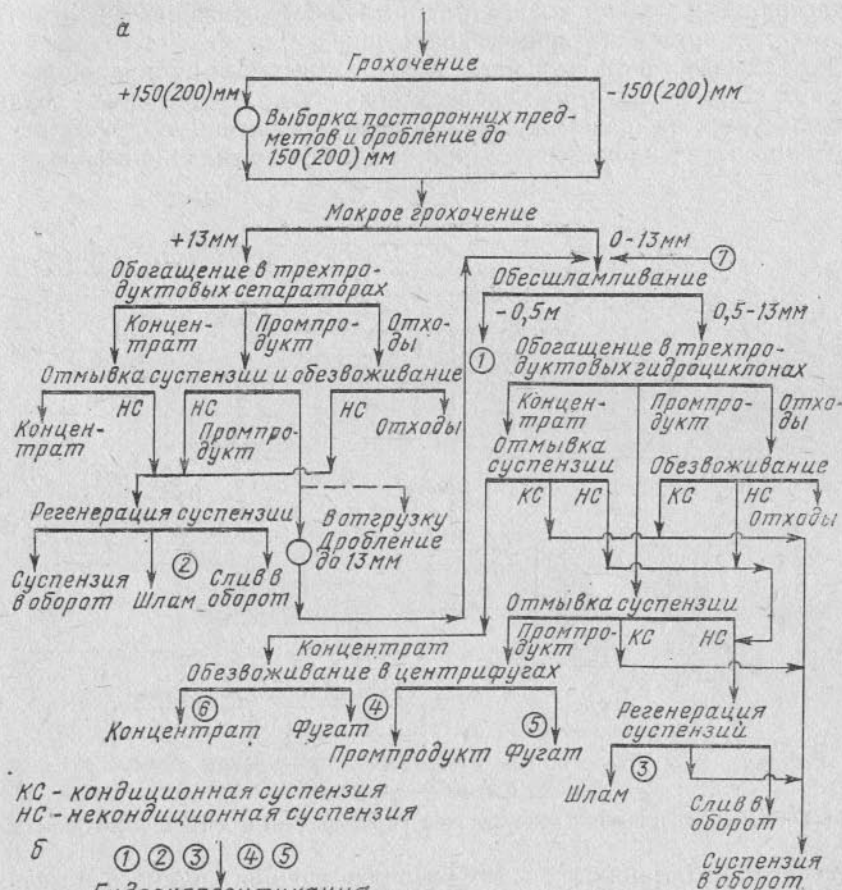
Рис. 54. Схемы флотации каменных углей

угля в питании столов — 13 мм, в редких случаях — 25 мм. Нижний предел крупности зерен угля, эффективно обогащаемых на концентрационных столах, составляет 0,10—0,17 мм [10, 70]. Основным недостатком концентрационных столов заключается в их громоздкости (низкая производительность на 1 м<sup>2</sup> занимаемой площади).

### СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ

Для обогащения коксующихся углей трудной и весьма трудной обогатимости применяют схему, показанную на рис. 55. Крупный класс угля обогащается в трехпродуктовых тяжелосредних сепараторах, либо в двухпродуктовых сепараторах по двум плотностям разделения, а мелкий класс и дробленый промпродукт сепараторов — в трехпродуктовых тяжелосредних гидроциклонах.

В некоторых случаях для обогащения мелкого угля в этих условиях используются отсадочные машины с последующей перемывкой промпродукта в тяжелосредних гидроциклонах. Шламы



а — схема обогащения крупных и мелких классов; б — схема обогащения шламов

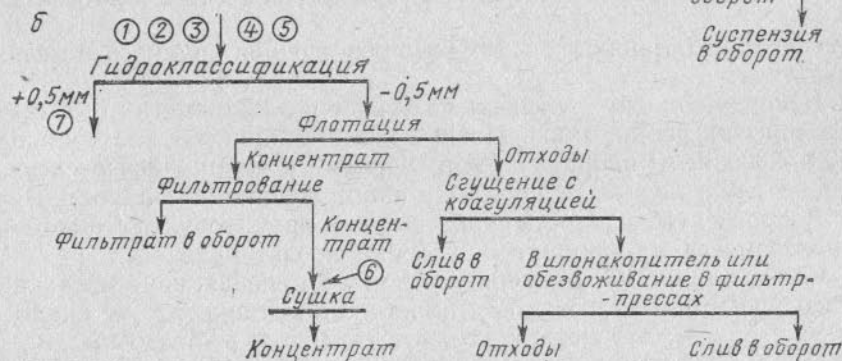


Рис. 55. Схема обогащения коксующихся углей трудной и весьма трудной обогатимости:

а — схема обогащения крупных и мелких классов; б — схема обогащения шламов



без предварительного сгущения, а иногда после частичного сгущения поступают на флотацию. Флотационный концентрат после фильтрации и мелкий концентрат после обезвоживания в центрифугах подвергаются термической сушке.

Отходы флотации сгущаются в радиальных или цилиндрических сгустителях с применением коагулянта. Осветленная вода используется на производственные цели, а сгущенные отходы перекачиваются в илонакопитель или после обезвоживания в фильтр-

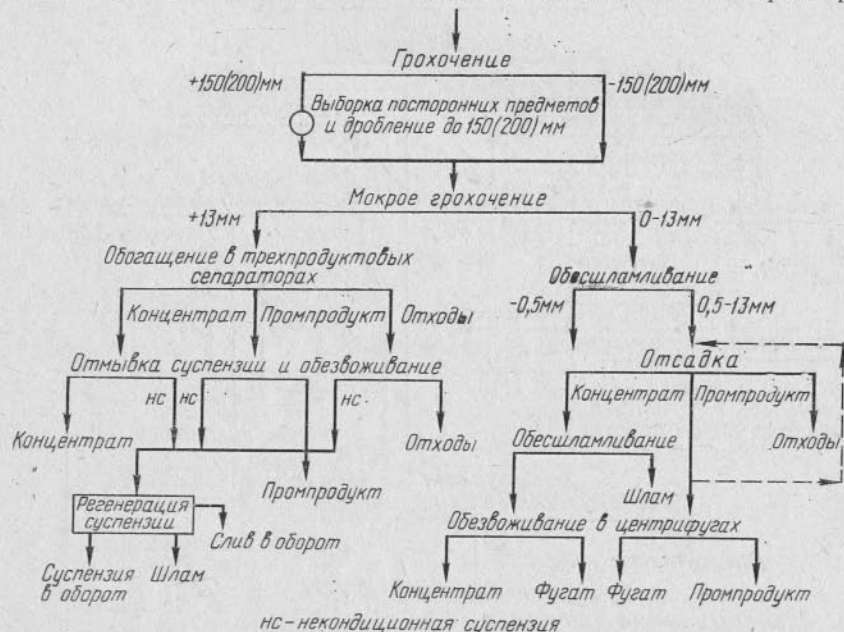


Рис. 56. Схема обогащения коксующихся углей средней и легкой обогатимости

прессах присоединяются к отходам обогащения крупного и мелкого угля.

Некондиционная суспензия поступает в электромагнитные сепараторы на регенерацию. Магнетитовый концентрат плотностью 2100—2300 кг/м<sup>3</sup> направляется в сборники кондиционной суспензии, а немагнитный продукт — в цикл обработки шламов.

Вопрос о необходимости сушки мелкого промпродукта решается в зависимости от конкретных условий проектирования.

Схема на рис. 56 применяется для обогащения коксующихся углей средней и легкой обогатимости. Она отличается от схемы на рис. 55 тем, что мелкий уголь обогащается в отсадочных машинах с выделением трех конечных продуктов. В схеме предусмотрена возможность выделения при отсадке двух конечных продуктов с циркуляцией промпродукта. Подобная схема может применяться для энергетических углей и антрацитов при глубине обогащения 0 и 0,5 мм. Обогащение крупного

класса в этом случае следует производить в двухпродуктовых тяжелосредних сепараторах. Схема обработки шламов здесь аналогична схеме на рис. 55.

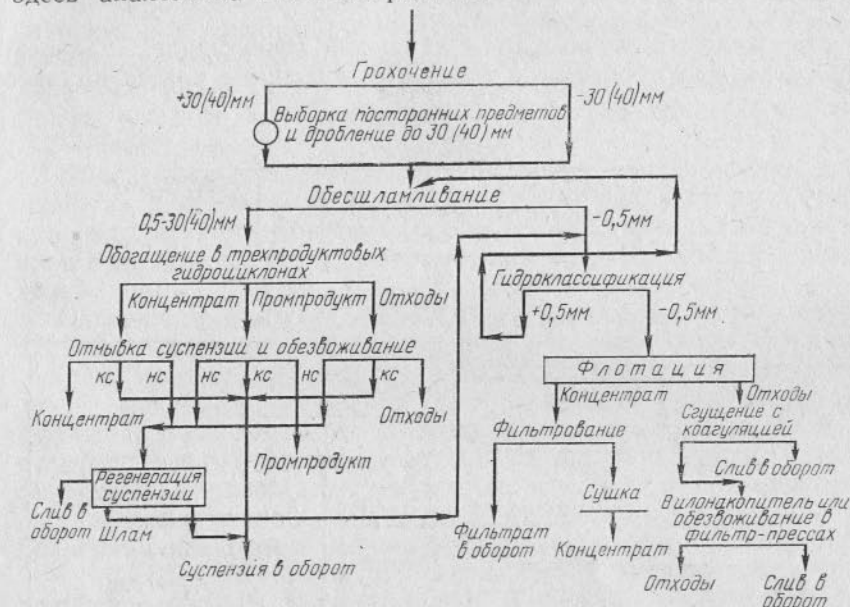


Рис. 57. Схема обогащения хрупких коксующихся углей

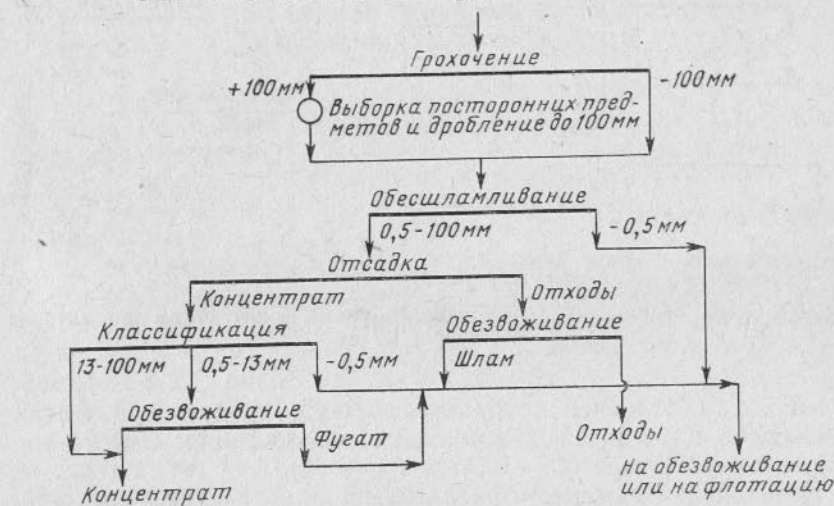


Рис. 58. Схема обогащения углей легкой обогатимости с незначительным содержанием класса крупнее 13 мм

Для хрупких коксующихся углей трудной обогатимости, содержащих незначительное количество крупных классов, может применяться схема, изображенная на рис. 57,

Схемой предусматривается дробление угля до 30 (40) мм и обогащение всего угля одним машинным классом в тяжелосредних трехпродуктовых гидроциклонах либо в двухпродуктовых гидроциклонах по двум плотностям.

В отдельных случаях для обогащения коксующихся и энергетических легкообогащаемых углей с содержанием класса крупнее

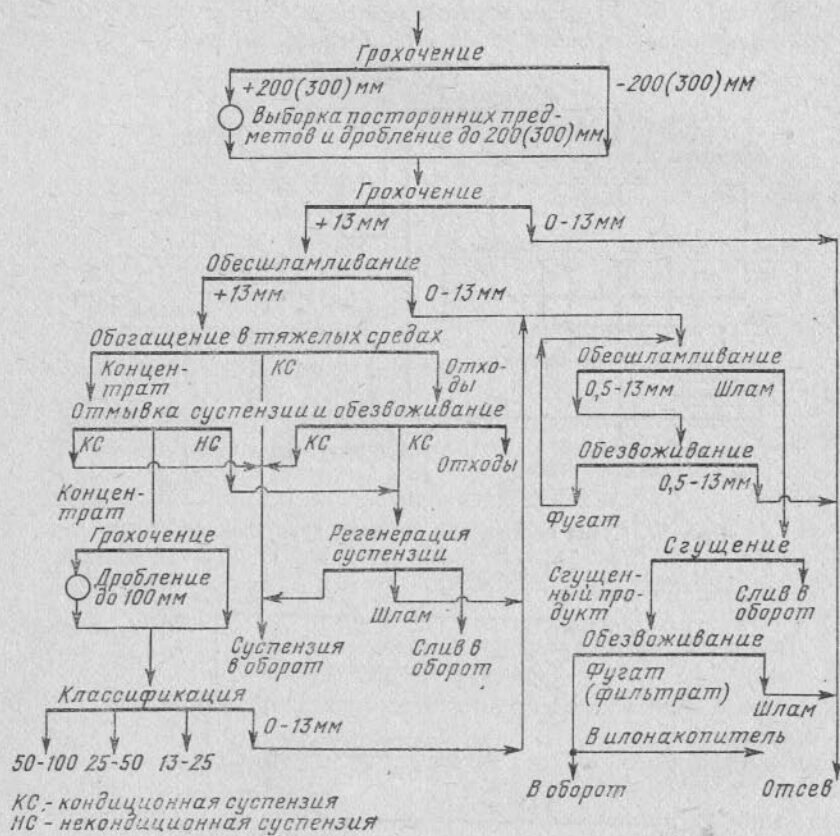


Рис. 59. Схема обогащения энергетических углей и антрацита при глубине обогащения 13 мм

13 мм до 20 % может применяться схема, предусматривающая обогащение в отсадочных машинах неклассифицированного материала крупностью 0,5—100 мм (рис. 58).

Капитальные затраты и эксплуатационные расходы на обогатительных фабриках с применением неклассифицированной отсадки примерно на одну четверть меньше по сравнению с фабриками, применяющими классификацию перед обогащением.

Обогащение шлама и обезвоживание концентрата и отходов флотации осуществляются аналогично предыдущим схемам. Схема

с отсадкой неклассифицированного угля наиболее применима для обогащения углей, добываемых гидроспособом.

Схема на рис. 59 предназначена для энергетических углей, антрацитов и сланцев при глубине обогащения 13 или 25 мм. Схема предусматривает обогащение крупного класса в двухпродуктовых тяжелосредних сепараторах. По этой схеме можно обогащать уголь до 6 мм двумя машинными классами: +25 (50) мм и 6—25 (50) мм.

Шлам после сгущения и обезвоживания в осадительных центрифугах или вакуум-фильтрах присоединяется к отсеву. Фугат или фильтрат направляется в оборот. Во избежание накопления илов в системе предусматривается отвод части фугата или фильтрата в илонакопитель.

Описанные схемы обогащения углей характеризуются следующими особенностями: использованием для обогащения крупных классов процесса разделения в тяжелых средах; применением для труднообогащаемых мелких углей разделения в тяжелосредних гидроциклонах, для легко- и среднеобогащаемых мелких углей — отсадки; применением для операций обесшламливания и классификации по крупности 0,5 мм дуговых сит, конических грохотов, багер-зумпфов и низконапорных гидроциклонов; переходом на полностью замкнутую водно-шламовую схему с использованием эффективных коагулянтов при сгущении и обезвоживании; широким применением флотации при обогащении шламов.

## § 10. СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕСКОВ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Наиболее важное промышленное значение имеют четыре группы россыпных месторождений: содержащие благородные металлы; содержащие касситерит, вольфрамит, танталит; содержащие титановые, циркониевые и ториеворедкоземельные минералы; содержащие алмазы\*. Обычно россыпные руды являются комплексными.

В россыпных рудах зерна полезных минералов находятся в свободном состоянии, поэтому в схемах обогащения этих руд операции дробления и измельчения, как правило, отсутствуют. Подготовка к обогащению состоит в дезинтеграции песков и последующем их грохочении на сите грохота с отверстиями 6—25 мм с выделением в нижнем классе эфелей и в верхнем — гали. Операция грохочения является одновременно операцией обогащения по крупности, так как основная часть ценных компонентов концентрируется в мелком классе (в эфелях), в крупном же классе (в гале) извлекается незначительная их часть, представленная крупными самородками (при их наличии). После улавливания

\* Плотность самородных благородных металлов составляет 15—19 г/см<sup>3</sup>, касситерита, вольфрамит и танталита 6—8 г/см<sup>3</sup>, титановых, циркониевых и ториеворедкоземельных минералов 4,2—5,2 г/см<sup>3</sup>, алмазов — 3,5 г/см<sup>3</sup>.



самородков специальными уловителями крупный класс направляется в хвосты, а мелкий — в дальнейшее обогащение.

Мокрая дезинтеграция производится в барабанных грохотах (бочках), барабанных дезинтеграторах (скрубберах), на плоских грохотах или площадках под действием сильной струи воды, выбрасываемой монитором, в желобах (шлюзе) под действием быстрого потока воды. Для труднопромывистых песков иногда применяют корытные мойки, устанавливаемые перед скруббером-грохотом. Операции дезинтеграции и грохочения часто осуществляются в одном аппарате — барабанном грохоте или скруббере-грохоте. Операция дезинтеграции должна предшествовать операции грохочения. При непосредственной загрузке песков для промывки на шлюз операции дезинтеграции и обогащения также осуществляются в одном аппарате, но и в этом случае дезинтеграция предшествует концентрации.

Схема обогащения песков состоит из двух циклов — основного и цикла доводки. В первом цикле удаляется в хвосты основная масса пустой породы и получается грубый концентрат при максимальном извлечении в него ценных компонентов. Вследствие низкого абсолютного содержания полезного компонента в россыпных рудах и высокой его стоимости выход концентрата из основного цикла обычно бывает мал, ценность же его значительна. Эти два обстоятельства позволяют применять в цикле доводки сложные схемы обогащения для полного извлечения всех ценных компонентов в товарные продукты.

Обогащение россыпных руд в основном цикле производится гравитационными процессами — на шлюзах, отсадкой, на винтовых, струйных и конусных сепараторах. При обогащении алмазных песков и пород применяется сепарация в тяжелых суспензиях. Для пересортировки мелких концентратов часто используются концентрационные столы [50].

Выбор процесса обогащения зависит в основном от крупности, плотности и формы зерен извлекаемых минералов.

Если пески содержат только золото крупностью  $>0,2$  мм, то обогащение может производиться на шлюзах (рис. 60) при высокой их производительности.

Схема обогащения (рис. 60, а) на шлюзах небольших размеров может дать высокое извлечение при обработке легкопромывистых россыпей с крупным золотом, не содержащих значительного количества валунчатого материала. При гидравлическом методе разработки этих россыпей применяется такая же схема, но в этом случае большое сечение шлюза, значительная его длина, сильное разбавление песков водой и высокие скорости потока обеспечивают хорошую дезинтеграцию и достаточно полное извлечение золота, позволяя в то же время транспортировать по шлюзу валуны размером до 300 мм.

При других методах разработки россыпей с небольшим содержанием мелкого золота, применяются схемы, показанные на

рис. 60, б и в. В схеме на рис. 60, в хвосты первого шлюза подвергаются грохочению на сите грохота с более мелкими отверстиями, чем на сите первого грохота. Меньшая крупность материала, поступающего на второй шлюз, дает возможность понизить скорость потока и тем самым создать благоприятные условия для улавливания мелкого золота. Повторное обогащение на шлюзах мелкой фракции хвостов основного шлюза часто применяется и при гидравлической разработке россыпей.

При содержании в песках крупного и мелкого золота ( $<0,20$  мм) для обработки эфелей следует применять комбинированную схему, включающую обогащение на шлюзах и отсадку или обогащение на шлюзах и контрольное обогащение хвостов шлюза на винтовых сепараторах.

Отсадочные машины устанавливаются перед шлюзами или на хвостах шлюзов. При установке отсадочных машин перед шлюзами устраняется необходимость частого сполоска шлюзов, но при наличии в песках самородков требуется периодическая остановка отсадочных машин для удаления самородков.

Винтовые сепараторы устанавливаются для улавливания мелкого золота. При наличии также и крупного золота винтовые сепараторы следует устанавливать после коротких шлюзов. Назначение их состоит в улавливании золота, которое на винтовых сепараторах извлекается хуже, чем на шлюзах. При установке на драгах вместо отсадочных машин винтовых сепараторов увеличивается извлечение золота на 5—10 %, уменьшаются простои драги, сокращается на 35—40 % расход воды и уменьшается на 15—60 % себестоимость обработки песков. В то же время производительность обогатительных устройств драги повышается на 150—165 %.

Схемы основного цикла обогащения песков, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы, включают операции дезинтеграции, грохочения и обогащения мелкого класса



Рис. 60. Схема обогащения россыпных руд, содержащих золото

грохота в отсадочных машинах, на винтовых, струйных и конусных сепараторах. Для перемешивания концентрата часто применяются концентрационные столы. Обогащение на шлюзах не позволяет получить высокое извлечение редкометалльных минералов, поэтому на крупных обогатительных фабриках применявшиеся ранее шлюзы заменены отсадочными машинами или винтовыми сепараторами.

Отсадкой эффективно извлекаются округлые зерна касситерита крупностью до 0,045 мм и колумбита крупностью до 0,060 мм. При обогащении отсадкой крупные зерна извлекаются лучше, чем мелкие, а при обогащении на винтовых сепараторах лучше извлекаются зерна средней крупности (от 4 до 0,1 мм). Зерна мельче 0,050—0,074 мм на винтовых сепараторах извлекаются плохо, а зерна крупнее 4 мм извлекаются хуже, чем зерна крупностью 4—0,25 мм. Округлая форма зерен способствует их извлечению отсадкой и затрудняет извлечение на винтовых сепараторах. Наоборот, пластинчатая форма зерен облегчает извлечение на винтовых сепараторах и ухудшает извлечение отсадкой. Наличие тонких шламов в количестве, превышающем 15 %, повышает вязкость пульпы и затрудняет обогащение на винтовых сепараторах. В этом случае требуется обесшламливание песков.

Концентрационные столы и автоматические шлюзы (особенно с орбитальным движением типа «Мозли») при низких нагрузках способны извлекать более тонкие зерна, чем винтовые сепараторы.

При содержании в песках полезных минералов высокой плотности (более 6—6,5 г/см<sup>3</sup>) в виде крупных зерен округлой формы лучше применять обогащение отсадкой. При средней крупности зерен (4—0,1 мм) следует применять винтовые сепараторы, а при мелких зернах — струйные и конусные сепараторы. Если часть зерен ценных минералов крупнее 4 мм, то после предварительной классификации крупный класс следует обогащать отсадкой, а мелкий — на винтовых или конусных (струйных) сепараторах.

Типичные схемы основного цикла обогащения песков, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы, приведены на рис. 61.

Доводка концентратов основного цикла обогащения производится по схемам, включающим магнитную и электрическую сепарацию, концентрацию на столах, флотогравитацию, флотацию, сушку. Схема доводки определяется минеральным составом и крупностью концентрата. Перед магнитной и электрической сепарациями черновой концентрат, как правило, классифицируется по крупности.

Схемы основного цикла при обогащении алмазонасыщенных песков включают операции дезинтеграции, грохочения и обогащения отсадкой или в тяжелых суспензиях. В обогащение поступают только средние классы крупности, крупные и мелкие классы направляются в отвал. Выбор максимальных и минимальных размеров зерен, поступающих в обогащение, зависит от крупности

алмазов, содержащихся в россыпи. Обычно максимальная крупность обогащаемых зерен лежит в пределах 25—8 мм, а минимальная 2,5—0,5 мм.

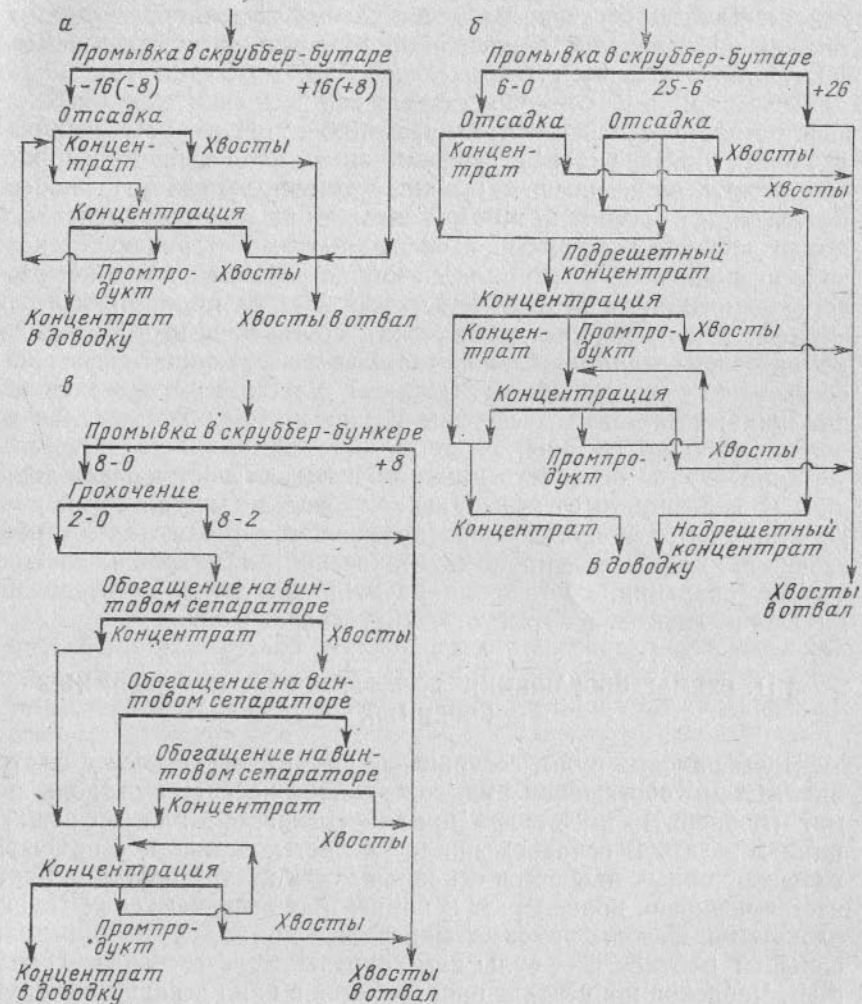


Рис. 61. Типичные схемы обогащения россыпных руд, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы:

а и б — схемы для крупнозернистых песков; в — схемы для тонкозернистых песков

При обогащении средних классов отсадкой применяется предварительная классификация по узкой шкале с модулем 2 или 3.

Обогащение в сепараторах с поступательным движением суспензии применяется для материала крупнее 1,8—3 мм. В суспензионных циклонах может обогащаться материал крупностью



до 0,8—0,5 мм. Узкой классификации при обогащении в суспензиях не требуется, например, на одной центральной обогатительной фабрике на обогащение в суспензиях поступает класс 25 (16)—2,8 мм. Перед обогащением в суспензиях выделяется магнетит, так как он затрудняет регенерацию ферросилиция, применяемого в качестве утяжелителя.

Вследствие высокой ценности алмазов и сравнительно небольшой разности в плотности алмазов ( $3,5 \text{ г/см}^3$ ) и пустой породы ( $2,7—2,9 \text{ г/см}^3$ ) наиболее перспективным для основного цикла обогащения алмазонасных россыпей и пород является процесс разделения в суспензиях. При этом типовая схема основного цикла включает следующие операции: дезинтеграцию песков; классификацию на четыре класса крупности с направлением первого (самого крупного) и четвертого (самого мелкого) классов в отвал, как не содержащих алмазов; обогащение второго класса крупности в сепараторах с поступательным движением суспензии; обогащение третьего (более мелкого) класса в суспензионных циклонах; выделение суспензии из продуктов обогащения и ее регенерацию по обычной схеме.

Концентраты основного цикла обогащения поступают в доводку. В зависимости от минерального состава и крупности черного концентрата при доводке применяются разные схемы обогащения, включающие процессы грохочения, магнитной и электрической сепарации, обогащения на жировых столах, обогащения на люминесцентных автоматических сепараторах.

## § 11. СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ВОЛЬФРАМОВЫХ И ОЛОВЯННЫХ КОРЕННЫХ РУД

Вольфрамовые руды, содержащие шеелит, обогащаются флотацией. Схемы обогащения руд, содержащих касситерит и вольфрамит (гюбнерит), имеют два цикла — основной, или рудный, и цикл доводки. В основном цикле удаляется в хвосты с помощью гравитационных процессов основная масса пустой породы и получается черновой концентрат. В концентрат извлекаются не только оловянные и вольфрамовые минералы, но и другие минералы большой плотности — сульфиды, окислы железа, барит, гранат и др. Черновой концентрат направляется в цикл доводки, которую выгоднее производить на хорошо оборудованных центральных доводочных фабриках.

При проектировании схемы обогащения для вольфрамитовых и касситеритовых руд необходимо предусматривать мероприятия по ограничению ошламования полезных минералов, чтобы уменьшить потери металла. Ограничение ошламования достигается: применением многостадийных схем обогащения; применением для операций дробления и измельчения аппаратов, действующих преимущественно по принципу раздавливания, а не истирания, особенно при измельчении богатых продуктов; применением для

поверочной классификации при измельчении аппаратов, обеспечивающих высокую эффективность процесса, т. е. преимущественно грохотов и гидравлических классификаторов; включением в циклы измельчения операций обогащения для извлечения ценных минералов по мере их освобождения от сростков; тщательным ошламливанием материала перед операциями, в которых выделяются отвальные хвосты; выделением в операциях обогащения двух промпродуктов — богатого, содержащего сростки и свободные зерна полезных минералов, и бедного, содержащего только сростки, причем богатые промпродукты возвращаются в обогащение без дополнительного измельчения, а бедные промпродукты доизмельчаются и поступают в последующую стадию обогащения; быстрым удалением концентрата из отсадочных машин.

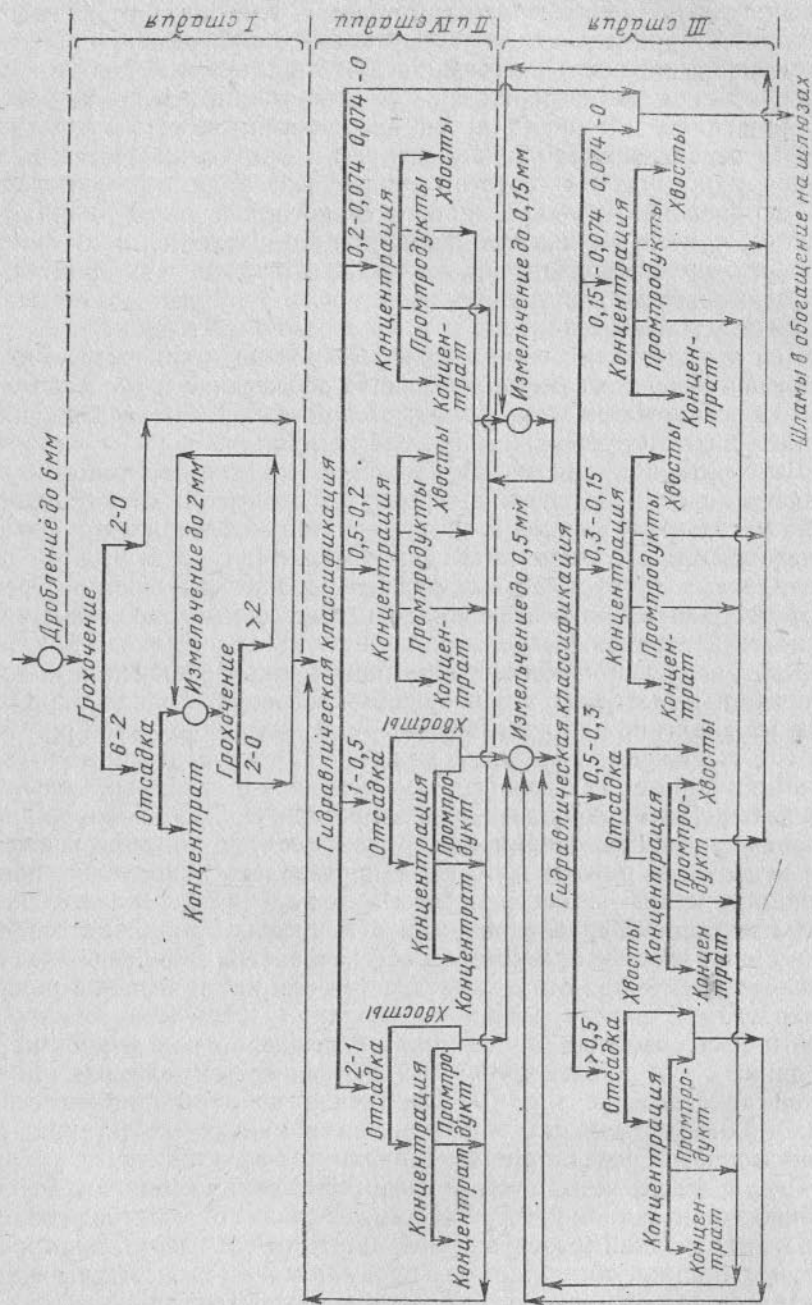
Для крупных классов при большой производительности обогатительной фабрики следует применять обогащение в суспензиях. Мелкие зернистые классы обогащаются отсадкой и концентрацией на конусных (струйных) сепараторах и столах.

Перспективной для вольфрамитовых и касситеритовых руд является схема обогащения зернистых продуктов гравитационными методами, а шламов и промпродуктов — флотацией с целью выделения бедного концентрата для гидрометаллургии. Для тонковкрапленных вольфрамитовых руд представляет большой интерес флотационная схема обогащения с последующей гидрометаллургией концентрата.

Для уменьшения ошламования при мелком дроблении и измельчении желательно эти операции производить в валках. Однако на практике для измельчения руды и промпродуктов применяются стержневые мельницы, как более производительные и надежные в работе. Так как переизмельчение в стержневых мельницах больше, чем в конусных дробилках мелкого дробления, то для ограничения ошламования минералов следует по возможности большую часть работы дробления производить в конусных дробилках и меньшую часть работы — в мельницах. Желательно, чтобы крупность дробленой руды в конусных дробилках совпала с крупностью, при которой обеспечивается выделение значительного количества отвальных хвостов или части черного концентрата.

Типовая схема основного цикла обогащения вольфрамовых и оловянных руд с неравномерной вкрапленностью полезных минералов показана на рис. 62. Первичная концентрация классов  $-2 + 0,074 \text{ мм}$  может производиться на конусных (струйных) сепараторах, а перечистки концентратов — на столах.

Схема имеет четыре стадии обогащения при максимальной крупности питания 6; 2; 0,5 и 0,15 мм. IV стадия обогащения совмещена со II стадией (разгрузка мельницы, измельчающей промпродукты до 0,15 мм, объединяется с продуктом 2—0 мм, поступающим во II стадию обогащения). Хвосты выделяются из классов не крупнее 0,5 мм.



Доизмельчение промпродуктов до 0,5 и 0,15 мм производится в стержневых мельницах, работающих в замкнутых циклах, с гидравлическим классификатором, обогатительным аппаратом (отсадочной машиной) и концентрационным столом.

Включение операции обогащения в замкнутый цикл мельница—классификатор ограничивает ошламование и обеспечивает наиболее полную реализацию принципа «не дробить ничего лишнего».

При ином характере вкрапленности типовая схема изменяется в следующих направлениях: при отсутствии крупных выделений полезных минералов отсадка класса 6—2 мм может быть исключена, при крупной вкрапленности может быть исключено доизмельчение промпродуктов до 0,15 мм.

Для лучшего обесшламливания материал 2—0 мм перед гидравлической классификацией может подвергаться предварительной механической классификации.

На обогатительных фабриках малой производительности число классов гидравлической классификации может быть уменьшено до трех. Кроме того, схему можно упростить совмещением некоторых операций, например гидравлической классификации первой и второй стадий с одновременным совмещением операций обогащения.

Схема обогащения шламов основного цикла обогащения вольфрамовых и оловянных руд показана на рис. 63.

Класс мельче 0,013 мм в обогащение не поступает. Вторая порция концентрата для всех классов крупности производится на концентрационных столах, остальные операции обогащения выполняются на автоматических шлюзах.

Автоматические шлюзы Бартлс-Мозли с круговым (орбитальным) движением пакетов дек, изготовленных из стеклопластика успешно извлекают мелкие классы касситерита из шламов (извлечение 40—50 % из класса 40—20 мкм). Перед шлюзами должны быть выделены из шламов классы крупнее 0,1 мм на гидроциклонах и дуговых ситах. Доработка тонких черновых концентратов должна проводиться на концентрационных столах для тонких шламов (например, типа Холман) [50].

При малой производительности обогатительной фабрики или низком содержании полезных металлов в шламах схема может быть упрощена: уменьшением числа очисток хвостов тонкой фракции; направлением в отвал фракции —0,018 мм вместо фракции —0,013 мм; уменьшением числа поступающих в обогащение фракций до двух, например в обогащение можно направить фракции крупностью 0,074—0,036 и 0,036—0,018 мм. Целесообразность упрощения схемы должна быть подтверждена экономическими расчетами.

Рис. 62. Типовая схема основного цикла обогащения коренных вольфрамовых и оловянных руд с неравномерной вкрапленностью полезных минералов (обогащение зернистой части)



Шламы при простом составе пустой породы можно также обрабатывать флотацией. Применяемые для этого схемы включают операции сгущения или обесшламливания исходного продукта, основную флотацию, две или три перечистки концентрата, одну

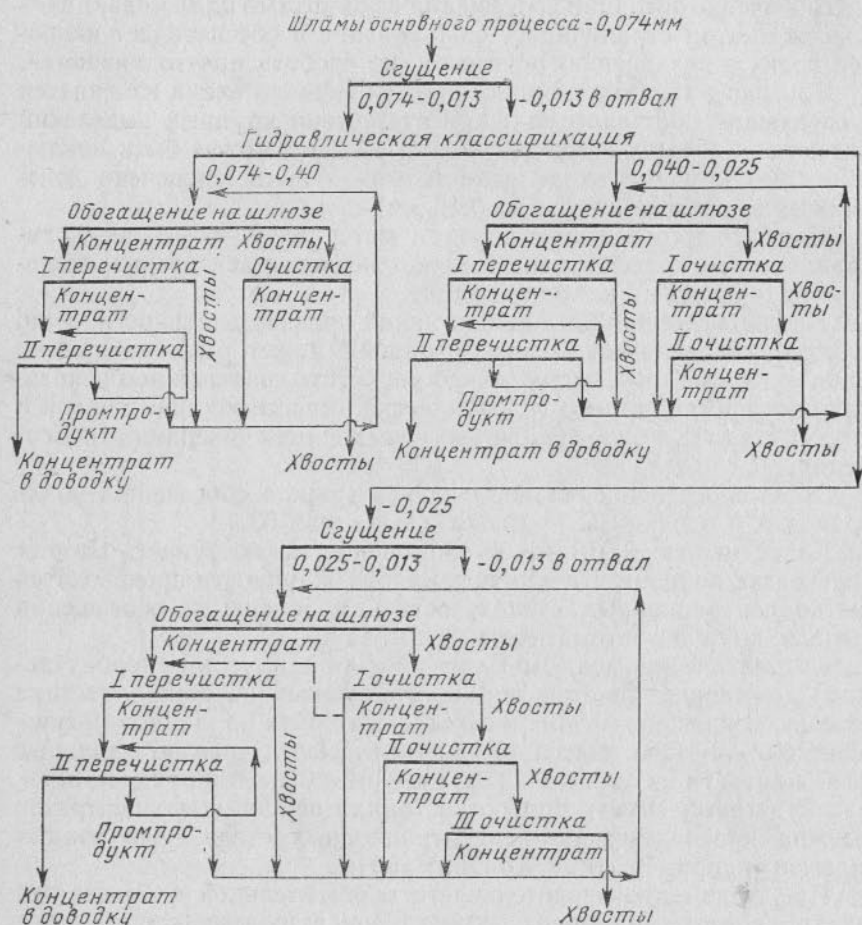


Рис. 63. Схема обогащения шламов основного цикла обогащения коренных вольфрамовых и оловянных руд

или две контрольные флотации. Если в шламах имеются сульфиды, то они предварительно флотируются в отдельном цикле. Из хвостов оловянной флотации касситерит иногда дополнительно извлекают на шлюзах. Бедный флотационный концентрат также иногда перечищается на шлюзе или на шламовом концентрационном столе. Полученные при флотации некондиционные вольфрамитовые концентраты могут перерабатываться гидрометаллургией (автоклавым процессом).

Черновые концентраты основного цикла обогащения поступают в доводку. При доводке применяются флотогравитация, пенная флотация, магнитная и электрическая сепарация, обжиг, гидрометаллургия. Выбор схемы доводки определяется крупностью и минеральным составом черновых концентратов.

Разнообразие встречающихся в практике оловянных руд, процессы и схемы их обогащения рассмотрены в работе [50].

## § 12. РАСЧЕТ КОЛИЧЕСТВЕННЫХ СХЕМ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ГРАВИТАЦИОННЫМИ И МАГНИТНЫМИ ПРОЦЕССАМИ

Методы расчета количественных схем обогащения руд гравитационными и магнитными процессами аналогичны расчету схем флотации (см. главу IV, § 7).

Для устойчивого протекания гравитационных процессов в некоторых случаях требуется получение определенного выхода продукта, тогда этот показатель наряду с показателями извлечения и содержания необходимо включать в число исходных показателей при расчете схемы.

Расчет схемы обогащения каменных углей несколько отличается от расчета схемы обогащения руд. Это различие заключается в следующем. Расчеты схемы обогащения руд ведутся на основе предварительных испытаний по обогащению сырья, проведенных в аппаратах тех же типов, которые будут установлены на проектируемой обогатительной фабрике. Поэтому численные значения исходных показателей можно брать такими, которые получились при испытаниях. Расчет схемы обогащения углей ведется на основании лабораторных опытов расслоения проб углей в тяжелых жидкостях. Практические показатели обогащения углей не будут совпадать с полученными при опытах расслоения, поэтому возникает необходимость перехода от лабораторных, или «теоретических» показателей к практическим\*.

При обогащении руд процессы ошламования минералов в операциях транспортирования и обогащения не имеют существенного значения и при расчете схемы не принимаются во внимание. При обогащении углей происходит значительное ошламование их, которое необходимо учитывать при расчете количественной схемы.

Исходными материалами при расчете схемы обогащения углей являются: ситовые анализы угля и зольность отдельных его классов крупности; результаты опытов расслоения классов угля в тяжелых жидкостях; результаты опытов флотации шламов; практические данные, характеризующие ошламование угля в операциях транспортирования, грохочения, обогащения и обезвоживания; практические данные, характеризующие эффективность грохочения, потери твердого в фугатах, фильтрах, в сливах сгустителей и в газах сушильных печей.

\* Метод пересчета показателей см. главу II, § 1.

Расчет практических результатов обогащения на основании теоретических результатов может быть сделан двумя методами — по показателям извлечения отдельных фракций угля в продукты обогащения и по показателям содержания легкой, промпродуктовой и породной фракций в продуктах обогащения. При первом методе расчета в качестве исходных показателей служат показатели извлечения, а при втором методе — показатели содержания. Первый метод является более точным, поскольку показатели извлечения всегда более стабильны, чем показатели содержания.

Расчет схемы обогащения углей производится на основании следующих допущений: шламы крупностью <math>< 0,5\text{ мм}</math> при отсадке полностью переходят в концентрат (основная масса попавших в концентрат шламов удаляется при последующих операциях обезвоживания концентрата на грохотах); характеристика крупности зернистой части продуктов обогащения не отличается от характеристики крупности зернистой части поступающего в отсадку угля; все зернистые классы, т. е. классы крупнее <math>0,5\text{ мм}</math>, шламуется в одинаковой степени; процессы ошламования происходят при отсадке и в предшествующих отсадке операциях [3, 4, 70].

Нормативные показатели для обогащения в магнетитовой суспензии каменных углей приведены в работе [58].

При расчете схемы обогащения руд в суспензиях следует исходить из следующих положений:

количество циркулирующей суспензии в зависимости от типа сепаратора колеблется от 1,5 до 4—5 м<sup>3</sup> (в среднем 2—3 м<sup>3</sup>) на 1 т обогащаемого материала;

расход утяжелителя при обогащении 0,2—0,5 кг/т;

объем неразбавленной суспензии в верхних классах первых дренажных грохотов составляет 35—45 % объема (в плотной массе) дренаруемого материала;

количество суспензии, удаляемой из сепаратора с тяжелым продуктом, зависит от способа его разгрузки (примерно 0,5 м<sup>3</sup> на 1 т продукта);

расход воды на 1 т твердого в питании операций; на отмывку шламов перед обогащением в суспензиях 0,5—1,2 м<sup>3</sup>/т, на отмывку утяжелителя от продуктов обогащения 1,0—1,2 м<sup>3</sup>/т при регенерации магнетитовых и ферросилициевых суспензий магнитной сепарацией 0,5—1,0 м<sup>3</sup>/т твердого;

объем разбавленной суспензии составляет около 1 м<sup>3</sup>/т исходного материала.

Содержание утяжелителя в суспензии рассчитывается по формуле

$$p = \frac{\delta(\Delta - 1)}{\Delta(\delta - 1)},$$

где  $p$  — содержание утяжелителя по массе в суспензии в долях единицы;  $\delta$  — плотность утяжелителя, г/см<sup>3</sup>;  $\Delta$  — плотность суспензии, г/см<sup>3</sup>; 1 — плотность воды, г/см<sup>3</sup>.

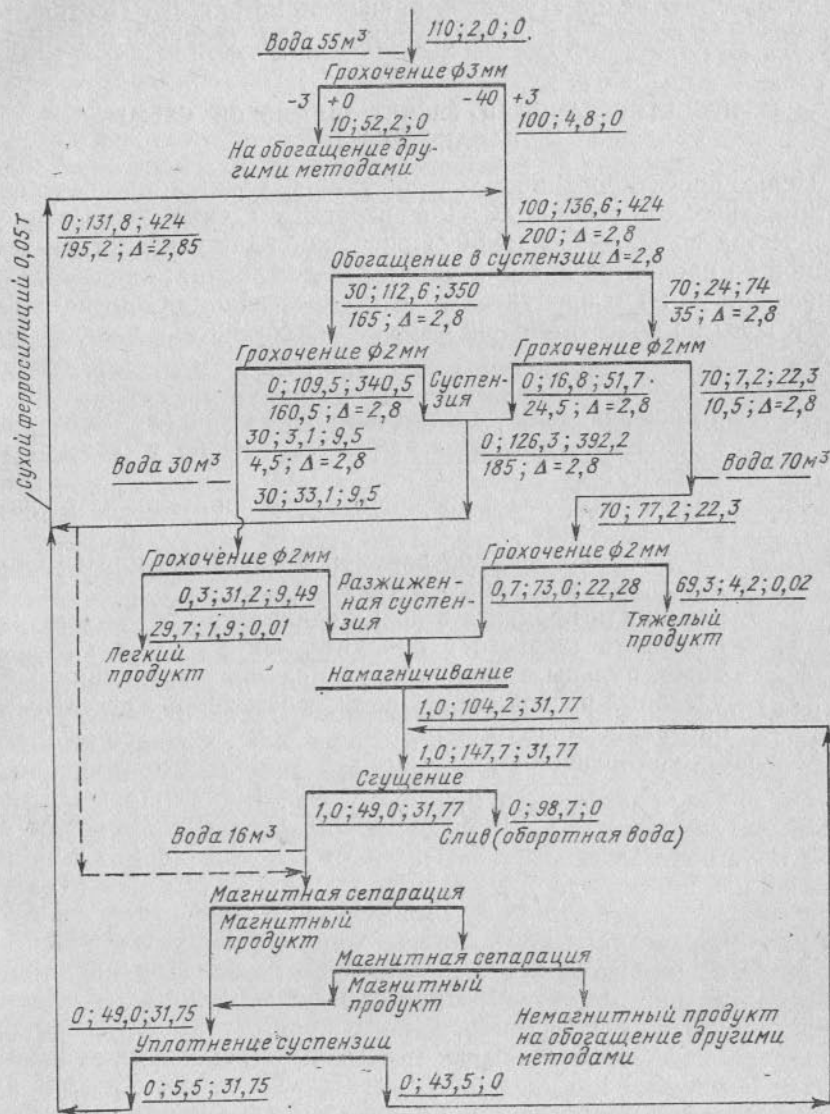


Рис. 64. Примерная количественная и шламовая схема обогащения руды в тяжелой суспензии.

В числителе: руда, т; вода, м<sup>3</sup>; утяжелитель, т; в знаменателе: объем суспензии в продукте, м<sup>3</sup>;  $\Delta$  — плотность суспензии, г/см<sup>3</sup>. Пунктиром показано, что часть кондиционной по плотности суспензии может направляться в регенерацию для очистки от шламов



Примерная количественная и шламовая схема обогащения 100 т руды в тяжелой суспензии приведена на рис. 64. Плотность суспензии принята 2,8 г/см<sup>3</sup>, утяжелителя (ферросилиция) — 6,7 г/см<sup>3</sup>.

### § 13. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ШЛАМОВОЙ СХЕМЫ, БАЛАНС ВОДЫ

Целью проектирования шламовой схемы является: обеспечение оптимальных отношений Ж : Т в операциях схемы; определение количества воды, добавляемой в операции или, наоборот, выделяемой из продуктов при операциях обезвоживания; определение отношений Ж : Т в продуктах схемы; определение общей потребности воды по обогатительной фабрике и составление баланса по воде.

Принятые обозначения:

$R_n$  — отношение жидкого к твердому по массе в операции или в продукте, численно равно отношению м<sup>3</sup> воды / 1 т твердого;

$W_n$  — количество воды в операции или в продукте, м<sup>3</sup> в единицу времени;

$L_n$  — количество воды, добавляемой в операцию или к продукту, м<sup>3</sup> в единицу времени;

$S_n$  — влажность продукта в долях единицы;

$\delta_n$  — плотность твердого в продукте, т/м<sup>3</sup>;

$V_n$  — объем пульпы в продукте, м<sup>3</sup> в единицу времени;

$l_n$  — удельный расход свежей воды, добавляемой в отдельные операции, м<sup>3</sup>/т твердого.

Основные соотношения

$$W_n = R_n Q_n; \quad R_n = \frac{W_n}{Q_n}; \quad (97)$$

$$R_n = \frac{S_n}{1 - S_n}; \quad (98)$$

$$S_n = \frac{R_n}{1 + R_n} = \frac{W_n}{Q_n + W_n}; \quad (99)$$

$$V_n = W_n + \frac{Q_n}{\delta_n} = R_n Q_n + \frac{Q_n}{\delta_n};$$

$$V_n = Q_n \left( R_n + \frac{1}{\delta_n} \right). \quad (100)$$

#### ИСХОДНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ДЛЯ РАСЧЕТА ШЛАМОВОЙ СХЕМЫ

Для получения высоких показателей обогащения каждую операцию обработки продукта необходимо проводить при оптимальном отношении Ж : Т, т. е. при оптимальном значе-

нии  $R$ . Эти значения устанавливаются по данным испытаний обогатимости исходного сырья с учетом опыта действующих обогатительных фабрик. Установленные значения  $R$  являются исходными показателями для расчета шламовой схемы. Они относятся к первой группе исходных показателей.

Так как разжижение любого продукта можно изменять путем добавки к нему или, наоборот, выделения из него воды, то отсюда следует принципиальная возможность создания оптимальных разжижений во всех операциях обогащения. Однако, если увеличение значения  $R$  легко достигается добавкой воды, то уменьшение его требует операций обезвоживания, громоздких в конструктивном оформлении. Поэтому операции обезвоживания продуктов следует вводить в схему в тех случаях, когда они существенно необходимы для повышения технологических показателей.

Во многих операциях обработки не имеется возможности регулировать влажность некоторых продуктов, выходящих из этих операций. Так, например, при механической классификации нельзя простыми способами регулировать влажность песков. В операциях флотации при заданных выходе, качестве концентрата и реагентном режиме нельзя в широких пределах регулировать влажность концентрата, то же самое можно сказать в отношении операций концентрации на столах, отсадки, промывки, магнитной сепарации. Во всех перечисленных операциях обогащения изменения разжижения в поступающем в обработку продукте практически не будут изменять влажности получаемых концентратов, но будут значительно влиять на влажность хвостов. Из приведенных примеров видно, что часть продуктов, выходящих из операции обогащения, будет иметь относительно постоянную или колеблющуюся в узких пределах для заданных условий влажность. Значения  $R$  для таких продуктов составляют вторую группу исходных показателей для расчета шламовой схемы.

Для успешного осуществления некоторых технологических операций необходимо не только обеспечить оптимальное отношение Ж : Т в питании, но и подавать в операцию определенное количество дополнительной воды (например, при отсадке, концентрации на столах, промывке, гидравлической классификации и др.). Нормы расхода дополнительной воды на 1 т обрабатываемого продукта являются также исходными показателями при расчете схемы и составляют третью группу исходных показателей.

Оптимальные отношения Ж : Т в операциях и продуктах, а также расход дополнительной воды колеблются в широких пределах в зависимости от свойств обрабатываемого материала и требований, предъявляемых к продуктам обработки. Поэтому исход-

Таблица 20

## Ориентировочные содержания твердого по массе в некоторых операциях и продуктах обогащения

Наименование операций и продуктов	Содержание твердого, %	
	в питании операции	в продуктах
Измельчение в стержневых и шаровых мельницах	65—80	—
Слив классификаторов при измельчении до:		
0,3 мм	—	28—50
0,2 мм	—	25—45
0,15 мм	—	20—35
0,10 мм	—	15—30
Пески спиральных классификаторов	—	80—85
Пески гидроциклонов	—	60—70
Основная флотация первой стадии при двухстадиальных схемах	30—50	—
Основная флотация при одностадийных схемах и основная флотация второй стадии:		
для руд	20—35	—
То же, для углей	17—25	—
Перечистка концентратов флотации	15—30	—
Концентраты основной флотации	—	25—45
Концентраты контрольной флотации	—	25—35
Концентраты перечистных операций флотации	—	30—50
Отсадка каменных углей	30—40	—
Отсадка руд	40—50	—
Продукты отсадки, выдаваемые обезвоживающими элеваторами:		
крупные	—	80—90
мелкие зернистые	—	75—85
Продукты отсадки, выдаваемые через краны, насадки и порог	—	30—50
Концентрация на столах	25—35	—
Тяжелые продукты со столов	—	40—60
Промежуточные продукты со столов	—	30—45
Концентрация на винтовых сепараторах	25—35	—
Концентрация на струйных и конусных сепараторах	45—55	—
Гидравлическая классификация	30—50	—
Песковые фракции гидравлической классификации	—	20—50
Мытые продукты наклонных корытных моек	—	90—85
Сгущенные продукты сгустителей при сгущении рудных концентратов перед фильтрованием	—	50—70
То же, при сгущении угольных шламов	—	25—35
Фильтрование флотационных угольных концентратов без предварительного сгущения	30—40	82—76
Фильтрование угольных шламов после сгущения	25—35	80—76
Центрифугирование мелкого угольного концентрата	85—82	93—91
Обезвоживание в бункерах крупного угольного концентрата	93—91	93—95
То же, породы углеобогатительных фабрик	70—82	84—89

Таблица 21

## Ориентировочные нормы добавки воды в операциях обработки (дополнительно к воде поступающей с питанием)

Наименование операции	Расход воды на 1 т твердого, м <sup>3</sup>
Отсадка крупных классов угля, +12 (8) мм	3,5—4,5
Отсадка мелких классов угля, —12 (8) мм	3,0—3,5
Отсадка неклассифицированного угля, 100—0 мм	3,0—4,0
Отсадка руд в отсадочных машинах с подвижным решетом	3,0—4,0
Отсадка руд в диафрагмовых отсадочных машинах	3,5—5,0
Отсадка руд в поршневых отсадочных машинах	6,0—8,0
Концентрация руд на столах	1,5—2,5
Промывка руд в наклонных корытных мойках	3,0—6,0
Промывка руд в скрубберах	1,0—2,0
Промывка руд в горизонтальных корытных мойках	1,0—2,0
Промывка руд в бутарах	4,0—10,0
Гидравлическая классификация с получением трех нижних классов	0,5—1,5
Мокрое грохочение и обесшламивание на грохотах	1,0—2,5
Отмывка при обезвоживании на грохотах:	
угольных концентратов	0,30—0,50
угольных шламов	1,0
Смывка флотационных концентратов по желобам	0,5—1,5
Отмывка шламов перед обогащением в суспензиях:	
руды	0,5—1,2
угля	0,4—0,8
Отмывка суспензии от продуктов обогащения:	
руды	1—1,2
угля	0,8—1,2
Общий расход воды:	
флотационные и мокрые магнитообогатительные фабрики	3—6
углеобогатительные фабрики, применяющие отсадку	6—8
углеобогатительные фабрики с обогащением в тяжелых суспензиях	1,2—2,0
промывочные фабрики	4—8

ные показатели должны устанавливаться на основании результатов исследовательских работ и по практическим данным обогатительных фабрик, обрабатывающих близкое по составу сырье. Для ориентировочных расчетов можно пользоваться данными, приведенными в табл. 20 и 21.

При пользовании таблицами необходимо учитывать: для материалов высокой плотности содержание твердого в питании и в продуктах операций должно быть выше, чем для материалов низкой плотности; для крупных и зернистых материалов содержание твердого в питании и продуктах в большинстве случаев должно быть выше, чем для мелких и шламистых; при флотации богатых продуктов с легкофлотирующимся минералом содержание твердого в пенных продуктах будет выше, чем при обратных условиях;



расход свежей воды при отсадке и гидравлической классификации для крупного материала больше, чем для мелкого; расход воды при промывке зависит от промывистости руды.

### ПОРЯДОК РАСЧЕТА ШЛАМОВОЙ СХЕМЫ

1. Устанавливают численные значения исходных показателей.
2. Составляют вспомогательную таблицу, куда записываются масса продуктов по данным расчета количественной схемы и исходные показатели для расчета.
3. По формуле  $W_n = R_n Q_n$  подсчитывают и записывают во вспомогательную таблицу количество воды для тех продуктов и операций, для которых известны по исходным показателям значения  $R$ .
4. По уравнениям баланса определяют количество воды, добавляемое в отдельные операции или в отдельные продукты, и одновременно подсчитывают количество воды во всех продуктах схемы.
5. По формуле (97) подсчитывают значения  $R_n$ .
6. По формуле (100) подсчитывают объемы пульпы для всех продуктов и операций.
7. Результаты расчета шламовой схемы оформляют в виде таблицы и графика.
8. Составляют баланс воды по обогатительной фабрике, определяют общий расход воды и удельный ее расход на 1 т обогащаемого полезного ископаемого.

### Пример расчета шламовой схемы

Рассчитать шламовую схему для операций тонкого измельчения, флотации и обезвоживания (рис. 65). Масса отдельных продуктов известна из расчета количественной схемы.

1. Устанавливаем численные значения исходных показателей по отчетам об исследовательских работах и по данным обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье (табл. 22).

2, 3. Составляем вспомогательную таблицу, куда записываем массу твердого в отдельных продуктах и операциях, найденные при расчете количественной схемы, исходные показатели для расчета шламовой схемы и значения  $W_n$ , подсчитанные для продуктов и операций с известными значениями  $R_n$  по формуле  $W_n = R_n Q_n$  (табл. 23).

Таблица 22

### Исходные показатели для расчета шламовой схемы

I группа. Оптимальные значения $R$ , которые необходимо обеспечить		II группа. Нерегулируемые значения $R$		III группа. Нормы расхода свежей воды в отдельных операциях
$R_1 = 0,3$	$R_{VI} = 4,0$	$R_1 = 0,03$	$R_{14} = 2,0$	Для транспорта концентрата в сгуститель $l_{17} = 1,5 \text{ м}^3/\text{т}$ , тогда $R_{IX} = R_{17} + l_{17} = 1,5 + 1,5 = 3,0 \text{ м}^3/\text{т}$
$R_4 = 1,5$	$R_{VII} = 2,8$	$R_5 = 0,25$	$R_{17} = 1,5$	
$R_7 = 2,5$	$R_{VIII} = 4,0$	$R_8 = 0,3$	$R_{18} = 3,0$	
$R_{IV} = 0,4$	$R_X = 1,0$	$R_{II} = 2,5$		
$R_V = 2,8$	$R_{24} = 2,5$			

4. Определяем количество воды, добавляемой в отдельные операции, и количество воды в отдельных продуктах.

Определяем  $L_T$  (по уравнению баланса воды для операции I):

$$W_1 + W_5 + L_1 = W_1;$$

$$L_1 = W_1 - W_1 - W_5 = 120 - 6 - 50 = 64 \text{ м}^3/\text{ч};$$

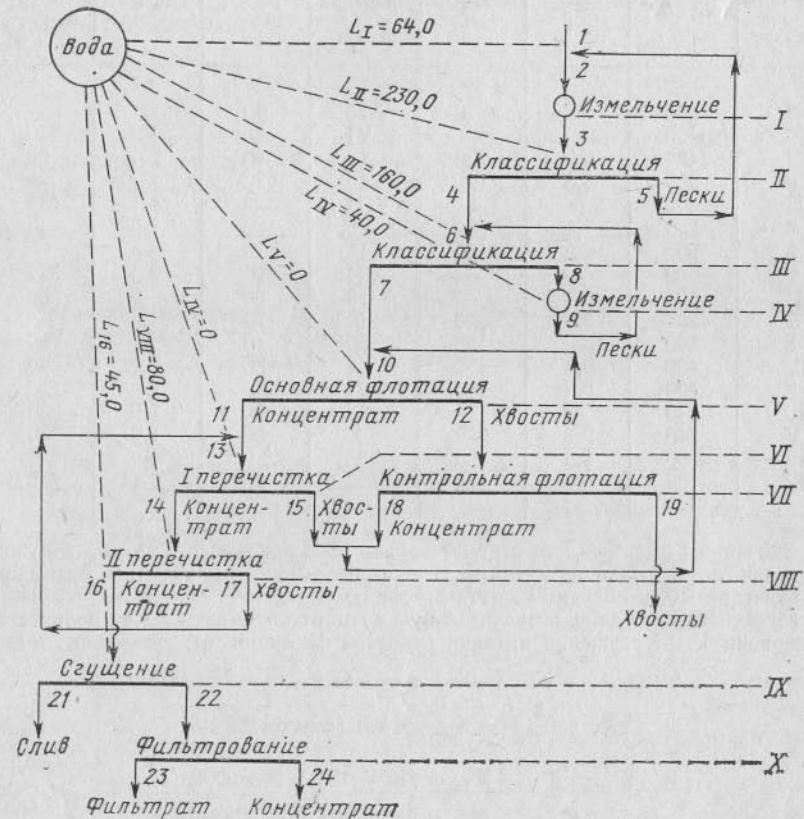


Рис. 65. К расчету шламовой схемы (смесь продуктов 15 и 18 — продукт 20, количество воды, добавляемой в I перериску —  $L_{VI}$ )

Последующие расчеты  $L$  и  $W$  производим аналогичным образом:

$$L_{II} = W_4 + W_5 - W_3 = 300 + 50 - 120 = 230 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{III} = W_7 + W_8 - W_9 - W_4 = 500 + 120 - 160 - 300 = 160 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{IV} = W_{IV} - W_8 = 160 - 120 = 40 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Дальнейшие расчеты ведем с конца схемы обогащения:

$$L_{VIII} = W_{VIII} - W_{14} = 160 - 80 = 80 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{17} = W_{VIII} - W_{16} = 160 - 45 = 115 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{VI} = W_{VI} - W_{11} - W_{16} = 240 - 125 - 115 = 0 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{15} = W_{VI} - W_{14} = 240 - 80 = 160 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{20} = W_{15} + W_{18} = 160 + 60 = 220 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_V = W_V - W_7 - W_{20} = 672 - 500 - 220 = -48 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Вспомогательная таблица для расчета шламовой схемы

№ операции и продукта	$Q_n$ , т/ч	$R_n$	$W_n$ , м <sup>3</sup> /ч	№ операции и продукта	$Q_n$ , т/ч	$R_n$	$W_n$ , м <sup>3</sup> /ч
I	200	0,03	6	13	60	—	—
2	400	—	—	VI	60	4,0	240
I	400	0,3	120	14	40	2,0	80
3	400	0,3	120	15	20	—	—
II	400	—	—	VIII	40	4	160
4	200	1,5	300	16	30	1,5	45
5	200	0,25	50	17	10	—	—
6	600	—	—	VII	190	2,8	532
III	600	—	—	18	20	3,0	60
7	200	2,5	500	19	170	—	—
8	400	0,3	120	20	40	—	—
IV	400	0,4	160	IX	30	3,0	90
9	400	0,4	160	21	0	—	—
10	240	—	—	22	30	1,0	30
V	240	2,8	672	X	30	1,0	30
11	50	2,5	125	23	0	—	—
12	190	—	—	24	30	0,11	3,3

Значение  $L_V$  получилось отрицательным. Это показывает, что воду нужно не добавлять, а, наоборот, удалять, т. е. чтобы обеспечить заданное оптимальное значение  $R_V$ , необходимо ввести операцию сгущения. Учитывая, что избыток воды составляет лишь незначительную часть от оптимального ее количества в операции V, от сгущения питания основной флотации отказываемся, тогда:

$$L_V = 0; \quad W_V = W_7 + W_{20} = 500 + 220 = 720 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$R_V = \frac{W_V}{Q_V} = \frac{720}{240} = 3,0 \text{ (вместо 2,8);}$$

$$W_{12} = W_V - W_{11} = 720 - 125 = 595 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{VII} = W_{VII} - W_{12} = 532 - 595 = -63 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

В контрольной флотации опять имеется небольшой избыток воды, и для достижения оптимального значения  $R_{VII}$  необходимо хвосты основной флотации подвергнуть сгущению. Но вследствие небольшого избытка воды операцию сгущения хвостов не производим.

Тогда:

$$L_{VII} = 0; \quad W_{VII} = W_{12} = 595 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$R_{VII} = \frac{W_{VII}}{Q_{VII}} = \frac{595}{191,3} = 3,13 \text{ (вместо 2,8);}$$

$$W_{19} = W_{VII} - W_{18} = 595 - 60 = 535 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$L_{18} = I_{18} Q_{18} = 1,5 \cdot 30 = 45 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{21} = W_{IX} - W_{22} = 90 - 30 = 60 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$W_{23} = W_{22} - W_{24} = 30 - 3,3 = 26,7 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

5, 6. Подсчитываем значения  $R_n$  по формуле (97) и объем пульпы по формуле (100).

Для определения объема пульпы необходимо кроме  $Q_n$  и  $R_n$  знать еще плотности продуктов  $\delta_n$ , которые при операциях обогащения изменяются. Но так как объем твердого обычно невелик по сравнению с объемом пульпы, то при определении  $V_n$  с достаточной степенью точности можно принимать плотность твердого постоянной. Принимаем плотность продуктов равной  $3 \text{ г/см}^3$ .

Относительная ошибка в определении объема пульпы из-за неправильной плотности твердого равна

$$\frac{\Delta V}{V} = \frac{\Delta \delta}{(\delta + \Delta \delta)(R\delta - 1)}, \quad (101)$$

где  $\delta$  — истинная плотность твердого;  $\Delta \delta$  — разница между принятой и истинной плотностью твердого;  $R$  — отношение Ж:Т в продукте.

Если  $\delta = 3 \text{ г/см}^3$ ;  $\Delta \delta = 1 \text{ г/см}^3$  и  $R = 3$ , то:

$$\frac{\Delta V}{V} = \frac{1}{(3+1)(3 \cdot 3 - 1)} = \frac{1}{40}, \text{ или } 2,5 \%,$$

т. е. при ошибке в плотности твердого на 33 % ошибка в определении объема пульпы равна всего лишь 2,5 %.

Если  $R = 1$ , то ошибка будет больше:

$$\frac{\Delta V}{V} = \frac{1}{(3+1)(1 \cdot 3 - 1)} = \frac{1}{16}, \text{ или } 6,2 \%.$$

7. Оформляем результаты расчета шламовой схемы в виде таблицы по форме, аналогичной применяемой для количественной схемы. Для примера в табл. 24 приводим запись шламовой схемы для операции основной флотации.

Также записываются и все другие операции.

Шламовая схема изображается как количественная, аналогично рис. 44, на схеме наносятся значения  $R_n$ ,  $W_n$ ,  $L_n$  и  $V_n$ .

Таблица 24

Пример записи шламовой схемы

№ продукта и операции	Наименование операций и продукта	$Q$ , т/ч	$R$	$W$ , м <sup>3</sup> /ч	$V$ , м <sup>3</sup> /ч
V	Основная флотация				
7	Поступают: слив классификатора объединенный промпродукт свежая вода	200	2,5	500	566,7
20		40	5,5	220	233,3
		—	—	0	0
10	Итого	240	3,0	720	800,0
11	Выходят: концентрат хвосты	50	2,5	125	141,7
12		190	3,13	595	658,3
10	Итого	240	3,0	720	800,0



## БАЛАНС ВОДЫ

Шламовая схема дает возможность составить баланс общей и свежей воды по обогатительной фабрике. Суммарное количество воды, поступающее в процесс, должно равняться суммарному количеству воды, уходящему из процесса с конечными продуктами. Поэтому баланс общей воды выразится равенством

$$W_1 + \sum L = \sum W_R, \quad (102)$$

где  $W_1$  — количество воды, поступающее с исходным сырьем;  $\sum L$  — суммарное количество воды, добавляемой в процесс;  $\sum W_R$  — суммарное количество воды, уходящее из процесса с конечными продуктами.

Для рассчитанной шламовой схемы баланс общей воды приведен в табл. 25.

Т а б л и ц а 25

Баланс общей воды на фабрике (к примеру расчета)

Поступает воды в процесс	м <sup>3</sup> /ч	Уходит воды из процесса	м <sup>3</sup> /ч
С исходной рудой $W_1$	6	С хвостами $W_{19}$	535
В измельчении I приема $L_I$	64	В сливе сгустителя $W_{21}$	60
В классификации I приема $L_{II}$	230	В фильтрате $W_{23}$	26,7
В классификации II приема $L_{III}$	160	С концентратом $W_{24}$	3,3
В измельчении II приема $L_{IV}$	40		
Во 2-ю перемычку концентрата $L_{VIII}$	80		
В окончательный концентрат $L_{16}$	45	Всего уходит $\sum W_R$	625,0
Всего поступает $W_1 + \sum L$	625		

Из уравнения (102) следует, что расход общей воды на обогатительной фабрике будет

$$\sum L = \sum W_R - W_1. \quad (103)$$

Для нашего случая

$$\sum L = 625 - 6,0 = 619 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Если на обогатительной фабрике используется обратная вода, то расход свежей воды будет равен разности между расходом общей воды и количеством обратной воды

$$L_{св} = \sum L - \sum W_{об}; \quad L_{св} = \sum W_R - W_1 - \sum W_{об}, \quad (104)$$

где  $L_{св}$  — расход свежей воды;  $\sum W_{об}$  — суммарное количество обратной воды.

Остальные значения букв — прежние.

Для рассматриваемого примера, при условии использования слива сгустителя (продукт 21) и фильтрата (продукт 23) расход свежей воды будет

$$\begin{aligned} L_{св} &= \sum W_R - W_1 - (W_{21} + W_{23}) = \\ &= 625 - 6 - (60 + 26,7) = 532,3 \text{ м}^3/\text{ч}. \end{aligned}$$

Все приведенные выше подсчеты относятся к воде, потребляемой для технологических целей. Чтобы определить общую потребность воды для обогатительной фабрики, необходимо учесть еще расход ее на смыв полов, промывку аппаратов (в случае их остановки) и на другие нужды. Обычно при проектировании принимают, что общее потребление воды фабрикой на 10—15 % превышает потребление воды для технологических целей.

## ВЫБОР И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ОСНОВНОГО ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

### § 1. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РАСЧЕТА ОБОРУДОВАНИЯ

При выборе обогатительного оборудования приходится решать три основных вопроса — выбор типа аппарата, определение его производительности, выбор оптимального в технико-экономическом отношении размера аппарата и в связи с этим потребного количества устанавливаемых аппаратов.

Установочную и потребляемую мощность, число оборотов и другие показатели при выборе оборудования обычно не рассчитывают, так как эти данные берутся из каталогов заводов-изготовителей. Исключением являются мельницы и дробилки, для которых заводская установленная мощность не всегда может быть реализована при работе, и транспортное оборудование, где расход мощности может меняться в широких пределах в зависимости от производительности, высоты подъема, длины транспортирования и других условий.

В ряде случаев для проектируемых условий может быть применен только один тип аппарата. Однако часто для осуществления одной и той же операции могут быть применены аппараты разных типов. Правильный выбор в этом случае может быть сделан только на основании технико-экономического сравнения отдельных типов аппаратов. Решающую роль в вопросе о выборе типа аппарата играет учет накопленных практических данных по эксплуатации подобных аппаратов, работающих в условиях, аналогичных условиям проектируемой обогатительной фабрики.

Производительность обогатительных аппаратов зависит от многих причин. Применяемые для технологического расчета некоторых аппаратов теоретические формулы исходят из идеализированных условий их работы и учитывают только главнейшие причины, влияющие на конечный результат. Поэтому теоретические формулы являются приближенными, а получаемые по этим формулам результаты могут расходиться с данными практики. Из этого не следует делать вывод о бесполезности теоретических формул. Большая ценность последних заключается в том, что они указывают, от каких основных условий зависит конечный результат и как влияют отдельные условия на работу аппарата. Теоретические формулы позволяют также вводить обоснованные поправки при определении производительности аппаратов, работающих в разных условиях,

Для определения производительности обогатительного оборудования применяются следующие методы.

Определение производительности по теоретическим формулам. К числу аппаратов, производительность которых приближенно может быть определена по теоретическим формулам, относятся: щековые и конусные дробилки, гладкие валки (работающие при свободном питании), гидравлические классификаторы, сгустители и отстойники при поступлении в них разбавленных пульп, гидросепараторы, гидроциклоны, осадительные центрифуги, циклоны.

Перечисленные аппараты подразделяются на две группы. К первой группе относятся дробильные машины, для которых объем и масса дробленого продукта поддаются теоретическому определению, а ко второй группе — классифицирующие машины с упорядоченным движением пульпы, расчет которых основан на теории движения твердых тел в воде или в воздухе под действием силы тяжести и силы инерции.

Определение производительности по эмпирическим формулам производится для гирационных, инерционных и колосниковых грохотов, спиральных классификаторов и некоторых других аппаратов. Эмпирические формулы, так же как и теоретические, показывают зависимость производительности от наиболее важных свойств обрабатываемого материала и условий работы аппарата. В отличие от теоретических эмпирические формулы можно применять лишь в диапазоне тех условий, для которых справедливость этих формул проверена опытным путем.

Определение производительности по нормам удельной нагрузки на единицу объема, площади или длины аппарата. Допустимая норма удельной нагрузки устанавливается при предварительных испытаниях аппарата. Чаще в процессе испытаний определяется не абсолютная норма удельной нагрузки, а относительный коэффициент производительности, показывающий, во сколько раз производительность аппарата при обработке исследуемого материала больше или меньше производительности того же аппарата при обработке эталонного материала. В качестве эталонного материала может быть выбран любой материал, для которого нормы удельной производительности известны по данным практики. Относительный коэффициент производительности можно определить лабораторными испытаниями исследуемого и эталонного материалов.

Определение производительности по нормам удельного расхода энергии. Сущность этого метода заключается в том, что предварительно устанавливается норма удельного расхода энергии на единицу массы или объема обрабатываемого материала. Частное от деления потребляемой аппаратом мощности на норму удельного расхода энергии



будет равно производительности аппарата. Для определения нормы удельного расхода энергии применяют такой же способ, что и для определения нормы удельной нагрузки, т. е. за основу принимают известный из практики удельный расход энергии для эталонного материала, который умножают на относительный коэффициент расхода энергии, устанавливаемый сравнительными испытаниями эталонного и исследуемого материалов.

Определение производительности по времени пребывания обрабатываемого материала в аппарате. Для успешного протекания некоторых процессов требуется определенная продолжительность обработки материала. Полезный объем аппаратов этой группы определяется умножением требуемой в единицу времени объемной производительности (по питанию) на необходимую продолжительность обработки. Продолжительность обработки материала для отдельных операций устанавливается предварительными исследовательскими работами.

Определение производительности аппаратов как транспортирующих устройств. При непрерывном процессе производительность оборудования должна рассматриваться с двух точек зрения: как аппаратов, осуществляющих определенный технологический процесс, и как транспортирующих устройств. Например, при дроблении в щековой дробилке крупнокусковой, очень прочной руды производительность будет лимитироваться мощностью установленного электродвигателя, а при дроблении мелкокусковой, хрупкой или мягкой руды производительность будет лимитироваться транспортирующей способностью дробилки, т. е. количеством материала, которое может разгружаться из рабочей зоны за периоды холостого хода щеки. Из двух значений производительности следует выбрать наименьшее.

Определение производительности по данным каталогов и справочников. Производительность некоторых аппаратов, например, зубчатых дробильных валков, концентрационных столов берется по каталогам заводов-изготовителей или по справочникам. Производительность щековых и конусных дробилок также берется по каталогам с введением поправок на плотность дробимого материала и ширину разгрузочной щели дробилки.

Число устанавливаемых аппаратов зависит от выбранного размера оборудования. Применение аппаратов малого размера требует увеличенной площади здания, затрудняет их обслуживание и ремонт. С другой стороны, установка аппаратов больших размеров вызывает увеличение высоты помещений, увеличение грузоподъемности кранов и приводит к относительно большим потерям производительности при остановке одного аппарата. Поэтому для каждой проектируемой обогатительной фабрики необходимо определить оптимальный размер устанавливаемого оборудования. В некоторых случаях выбор размера аппарата опреде-

ляется лишь техническими условиями. Например, если выбранная по размеру куска щековая дробилка имеет избыточную производительность, то все другие варианты отпадают, так как установка дробилок меньшего размера невозможна.

Если по техническим условиям возможна установка как крупного, так и более мелкого оборудования, то размер аппаратов выбирается путем технико-экономического сравнения нескольких вариантов по основным показателям — массе и стоимости оборудования, установочной мощности, потребных площади и объема здания.

В качестве общего положения необходимо иметь в виду следующее: если расчетное число однотипных аппаратов для какой-либо операции получается больше 4—6, то переход на увеличенный размер аппарата будет выгодным (из этого положения нельзя делать обратного вывода).

Число запасных дробилок и грохотов зависит от продолжительности работы цеха дробления в сутки, емкости приемных и промежуточных бункеров. Для первого приема дробления обычно запасные дробилки не устанавливаются. Во втором и третьем приемах дробления на 2—3 работающих дробилки устанавливается одна запасная и на 3—4 работающих грохота — один запасной\*. Запасные аппараты для операций измельчения, обогащения и сгущения не устанавливаются. Необходимое время для ремонта оборудования в этом случае предусматривается уменьшением числа рабочих дней в году по сравнению с календарным.

Оборудование для фильтрования и сушки концентратов должно проектироваться с запасом производительности. На обогатительных фабриках средней и большой производительности цех фильтрования и сушки работает обычно синхронно с цехом обогащения. В этом случае, чтобы не лимитировать работу главного цеха, в цехе фильтрования и сушки на 3—4 работающих аппарата устанавливается один запасной. На фабриках малой производительности, а также и на фабриках большой производительности, но с малым выходом концентрата (например, молибденовых) возможно накапливание концентрата в сгустителях и буферных чанах. Тогда цех фильтрования и сушки обычно проектируется на односменную работу, но без запасного оборудования. Накапливание пульповых продуктов оказывается необходимым, например, при мокрой шихтовке продуктов на доводочных фабриках.

Насосы для перекачивания пульпы или дублируются, или на два работающих насоса устанавливаются один запасной.

## § 2. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ

Выбор типа и размера дробилок для крупного и среднего дробления зависят от физических свойств полезного ископаемого, требуемой производительности дробилки и крупности дробленого

\* В решении вопроса о запасных дробилках определяющее значение имеет их коэффициент использования. См. главу 3, § 2.

продукта. Из физических свойств полезного ископаемого имеют значение твердость и вязкость, наличие глины, влажность, крупность максимальных кусков.

Дробление твердых и средней твердости полезных ископаемых. Для первого приема крупного дробления применяют щековые или конусные дробилки крупного дробления (типа ККД) и для второго приема — конусные редуционные дробилки (типа КРД). Выбранная дробилка должна обеспечивать требуемую производительность при запроектированной крупности дробленого продукта. Ширина приемного отверстия дробилки должна быть на 10—15 % больше размера наибольших кусков в питании. При выборе необходимо сравнить щековую и конусную дробилки по установочной мощности, массе, стоимости и удобству размещения оборудования.

Размер дробилок выбирается по каталогам заводов-изготовителей. Дробилку для первой стадии дробления следует выбирать таких размеров, чтобы необходимая производительность обогатительной фабрики обеспечивалась одной дробилкой.

Производительность щековых и конусных дробилок крупного дробления на рудах средней крепости определяется по табл. 26. При выборе конусных дробилок надо иметь в виду, что дробилки

Таблица 26

Производительность щековых и конусных дробилок крупного дробления

Щековые дробилки с простым качанием щеки			Конусные дробилки крупного дробления		
Оси вные размеры, мм	Пределы регулирования выходной щеки, мм	Производительность, м <sup>3</sup> /ч	Тип дробилки	Основные размеры, мм	Производительность, м <sup>3</sup> /ч
600×900	80—160	45—84	ККД	500/75	200
900×1200	95—165	130—230	ККД	900/110	330
1200×1550	110—190	230—400		900/140	420
1500×2100	135—225	450—750		900/160	480
2100×2500	250	1100	ККД	1200/130	560
				1200/150	680
				1200/180	800
			ККД	1500/160	1300
				1500/180	1450
				1500/200	1600
			ККД	1500/160-250	
				160	1450
				180	1650
				200	1850
				220	2000
				250	2300
			КРД	700/75	400
				900/100	680

изготавливаются с определенным размером выходной щели и регулирование щели предусмотрено только для компенсации износа футеровок.

Для промежуточных размеров выходной щели щековых дробилок производительность находится интерполяцией.

В каталогах производительность дробилок дается обычно для руд средней крепости с насыпной массой 1,6 т/м<sup>3</sup> (плотность в монолите 2,7 т/м<sup>3</sup>) и при условии, что размер наибольших кусков в питании равен 0,8—0,9 В, где В — ширина приемного отверстия дробилки\*. Для руд с другими физическими свойствами могут быть введены поправки — на крепость (дробимость) руды, на насыпную плотность руды, на крупность и на влажность руды. Ориентировочные поправки к производительности приведены в табл. 27. Поправка на насыпную плотность руды к производительности по каталогу (если она дана в тоннах) вычисляется по формуле

$$k_{\delta} = \frac{\delta_n}{1,6} \approx \frac{\delta}{2,7}, \quad (105)$$

где  $k_{\delta}$  — поправочный коэффициент;  $\delta_n$  — насыпная масса руды, т/м<sup>3</sup>;  $\delta$  — плотность руды (в монолите), т/м<sup>3</sup>; 1,6 и 2,7 — насыпная масса и плотность средней руды.

С учетом всех поправок производительность дробилки Q (в т/ч) определяется по формуле

$$Q = Q_n k_{др} k_{\delta} k_{кр} k_{вл}, \quad (106)$$

где  $Q_n$  — производительность дробилки по каталогу, т/ч;  $k_{др}$  — поправка на крепость (дробимость) руды;  $k_{кр}$  — поправка на крупность питания;  $k_{вл}$  — поправка на влажность.

Практически поправки вводятся только в тех случаях, когда свойства дробимого материала значительно отличаются от свойств средней руды. Отечественные заводы поставляют щековые и конусные дробилки крупного дробления с электродвигателями, мощность которых достаточна для дробления очень крепкой породы с пределом прочности на сжатие 2500 кгс/см<sup>2</sup> при производительности соответствующей пропускной способности при заданной выходной щели. Поэтому дробилка выбирается только по размеру максимального куска и по производительности.

Если исходная руда имеет низкую крепость (прочность), то электродвигатель дробилки, выбранной указанным способом, будет недогружен.

Зарубежные заводы поставляют один и тот же типоразмер дробилок с разными эксцентриситетами (для конусных дробилок) и разными величинами хода щеки, зависящими от размера выходной щели и с электродвигателями разной мощности в зависи-

\* В каталогах производительность дробилок указана в м<sup>3</sup>/ч, для получения производительности в т/ч следует данные таблиц умножить на насыпную плотность руды.



Поправочные коэффициенты на условия дробления [66]

Категория крепости	Руды												
	некрепкие			средней крепости				крепкие			особой крепости		
Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова $f$	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20		
Коэффициент, учитывающий крепость руды $k_{др} = 1 - 0,05(f - 14)$	1,20	1,15	1,10	1,05	1,0	0,95	0,90	0,85	0,8	0,75	0,70		
Отношение номинальной крупности руды к ширине приемного отверстия $d_n/B$		0,3		0,4		0,5		0,6		0,7	0,85		
Коэффициент, учитывающий крупность руды $k_{кр} = 1 + \left(0,8 - \frac{d_n}{B}\right)$		1,5		1,4		1,3		1,2		1,1	1		
Влажность руды $\omega$ , %	4	5	6	7	8	9	10						
Коэффициент, учитывающий влажность $k_{вл}$	1	1	0,95	0,9	0,85	0,8	0,75						

мости от производительности, крупности исходного и продукта и крепости руды.

Потребную мощность электродвигателя, например, определяют расчетом по методике Бонда [1]. Для данной руды определяется индекс работы  $\omega_i$  по специальной упрощенной методике. Отбирается из пробы руды 30—40 кусков размерами 50—75 мм. Куски разрушаются двумя встречными молотами, падающими как маятники и ударяющими кусок одновременно с двух сторон. По результатам опытов вычисляется индекс работы.

Потребная энергия для дробления 1 т  $\omega$  (кВт·ч/т) рассчитывается по формуле

$$\omega = 7,5\omega_i \left( \frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right),$$

где  $\omega_i$  — индекс работы Бонда;  $D_{80}$  и  $d_{80}$  — размеры отверстий сит через которые просыпается 80 % материала, соответственно для исходного питания и продукта дробилки, мкм. В расчетах принимается  $D_{80} = (0,5 \div 0,67) B$ , где  $B$  ширина приемного отверстия дробилки.

Значения индексов работы для некоторых горных пород даны ниже (глава 5, § 2).

Потребляемая мощность электродвигателем

$$N_{эд} = \omega Q, \text{ кВт},$$

где  $Q$  — производительность дробилки по питанию, т/ч.

Выбирается ближайший больший электродвигатель.

Выбор типа дробилки определяется главным образом соотношением между размером наибольших кусков в питании и необходимой производительностью. При одинаковой ширине приемного отверстия длина выходной щели у конусных дробилок приблизительно в 2,5—3 раза больше, чем у щековых дробилок. Поэтому и производительность конусной дробилки в 2,5—3 раза превосходит производительность щековой дробилки, имеющей такую же ширину приемного отверстия. Вследствие этого при крупной руде и небольшой производительности конусная дробилка может оказаться недогруженной. В этом случае более выгодна установка щековой дробилки. Наоборот, при большой производительности и сравнительно малой крупности руды более выгодной оказывается установка конусной дробилки.

Помимо производительности и крупности наибольших кусков при выборе типа дробилки нужно учитывать, что щековые дробилки проще в конструктивном отношении, занимают меньше места по высоте, менее склонны к заглушению при дроблении влажных и глинистых руд, более приспособлены для дробления вязких руд, требующих увеличенной амплитуды качания щеки. Но щековые дробилки требуют более равномерного питания, они не могут работать под завалом и поэтому нуждаются в установке питателя, менее приспособлены для дробления плитнякового ма-

териала, сменные части их изнашиваются скорее, чем сменные части конусных дробилок.

Поэтому если технико-экономическое сравнение не покажет явного преимущества щековых дробилок, то к установке следует принимать конусную дробилку.

Среднее и мелкое дробление твердых и средней твердости руд обычно выполняется в конусных дробилках среднего и мелкого дробления (типов КСД и КМД).

Дробилки выбираются по каталогам и справочникам. Поскольку в каталогах дается производительность для средней руды, то вводятся поправки на дробимость, на насыпную плотность и на крупность руды (табл. 27 и формула (106)).

Проектную производительность дробилок типа КСД и КМД при открытом цикле дробления для руд средней твердости выбирают по табл. 28.

Для промежуточных размеров выходной щели производительность находится интерполяцией.

При работе конусных дробилок мелкого дробления в замкнутом цикле производительность по питанию дробилки будет больше, чем при открытом цикле, так как возвращаемый в дробилку оборотный продукт понижает среднюю крупность поступающего в дробилку материала (по сравнению с открытым циклом). Производительность конусной дробилки мелкого дробления, работающей в замкнутом цикле, для средних руд может быть подсчитана по формуле

$$Q_{a.ц} = K_{ц}Q, \quad (107)$$

Таблица 28

Производительность конусных дробилок среднего и мелкого дробления при работе в открытом цикле

Конусные дробилки среднего дробления			Конусные дробилки мелкого дробления		
Типоразмер	Пределы регулирования выходной щели, мм	Производительность, м <sup>3</sup> /ч	Типоразмер	Пределы регулирования выходной щели, мм	Производительность, м <sup>3</sup> /ч
КСД-600Гр	12—35	19—35			
КСД-900Гр	15—40	30—35			
КСД-1200Гр	20—50	77—115	КМД-1200Гр	5—15	45—130
КСД-1200Т	10—25	42—95	КМД-1200Т	3—12	27—90
КСД-1750Гр	25—60	170—320	КМД-1750Гр	9—20	90—130
КСД-1750Т	15—30	100—190	КМД-1750Т	5—15	85—110
КСД-2200Гр	30—60	360—610	КМД-2200Гр	10—20	180—260
КСД-2200Т	15—30	180—360	КМД-2200Т	5—15	160—220
КСД-3000Гр *	50—80	275—700	КМД-2200СТ	—	—
КСД-3000Т *	15—40	850—1200	КМД-3000Т *	6—20	320

\* Приведена ориентировочная производительность.

где  $Q_{a.ц}$  — производительность по поступающему в дробилку материалу, т/ч;  $K_{ц}$  — коэффициент крупности для замкнутого цикла дробления (1,3—1,4);  $Q$  — производительность дробилки в открытом цикле (см. табл. 28) для принятой ширины выходной щели.

Дробление мягких и хрупких полезных ископаемых. Для крупного, среднего и мелкого дробления применяются одно- и двухвалковые зубчатые и рифленные дробилки, молотковые и роторные дробилки, дезинтеграторы.

Зубчатые двухвалковые дробилки (ГОСТ 12237—66) предназначены для крупного и среднего дробления рядового угля и сланцев с примесями крупнокусковой породы, имеющей коэффициент крепости  $f \leq 4-6$  по М. М. Протождяконову. Они также применяются для дробления мягких руд, например, марганцевых. Зубчатые валковые дробилки по сравнению с дробилками других типов образуют мало мелочи. Дробилки выпускаются двух типов: тихоходные и быстроходные. Тихоходные дробилки предназначены для дробления более твердых сортов каменного угля, а быстроходные — для мягких его разновидностей. Тихоходные дробилки дают меньшее переизмельчение, чем быстроходные дробилки, и поэтому применяются, когда ограничение переизмельчения имеет особое значение.

Производительность двухвалковых зубчатых дробилок берется из каталогов. Ее также можно приближенно подсчитать по формуле

$$Q = 60\pi D L s n \mu, \quad (108)$$

где  $Q$  — производительность зубчатых дробилок, м<sup>3</sup>/ч;  $D$  и  $L$  — диаметр и длина валков, м;  $s$  — щель между гладкими поверхностями валков, м;  $n$  — частота вращения валков, об/мин;  $\mu$  — коэффициент разрыхления для угля 0,15—0,27.

По условиям захвата диаметр валков должен быть в 1,85—3,5 раза больше размера максимальных кусков в питании при степени дробления 2,5—4 [44].

Молотковые дробилки и дезинтеграторы дают большее переизмельчение, чем зубчатые валковые дробилки, поэтому их не следует устанавливать, если требуется получить кусковатый и в достаточной мере крупный материал. Обычно молотковые дробилки и дезинтеграторы применяются для мелкого дробления. Последние вследствие слабости конструкции могут устанавливаться только для дробления самых мягких и хрупких полезных ископаемых.

Молотковые и роторные дробилки отличаются простотой конструкции, малой массой, низкой стоимостью на единицу производительности и небольшим удельным расходом энергии. В последние годы эти дробилки получили широкое применение для дробления мягких и средней твердости полезных ископаемых таких, как каменный уголь, коксовая шихта, известняк, руды легких, черных, легких, редких и благородных метал-



лов, калийные соли, асбестовые, баритовые и флюоритовые руды, строительные материалы [6, 60].

Молотковые дробилки выпускаются нескольких типов: одно-роторные реверсивные и неререверсивные; двухроторные с роторами, вращающимися в одном и в разных направлениях; с неподвижными дробящими плитами; с плитами, качающимися на шарнирах; с подвижными плитами, выполненными в виде пластинчатого конвейера.

Крупность кусков в питании молотковых однороторных дробилок может достигать до 400—500 мм, а двухроторных — до 1000 мм. Последние менее подвержены забиванию и обычно применяются для дробления более влажных и слипающихся материалов, а также при наличии крупных кусков в питании.

Ширину щели между колосниками молотковых дробилок и расстояние между колосниковой решеткой и концом молотков (при радиальном их положении) выбирают в зависимости от требуемой крупности дробленого продукта и влажности дробимого материала. Ширина щели между колосниками должна быть в 3—6 раз больше поперечника дробленого продукта при дроблении до 5 мм и в 1,5—2 раза — при дроблении до 50 мм.

При дроблении глинистых влажных руд во избежание забивки колосниковой решетки расстояние между колосниками следует увеличивать. В трудных случаях применяются дробилки без колосниковой решетки, а также дробилки с подвижной дробящей плитой. В молотковых и роторных дробилках производительность, дробимость (измельчаемость) материала, степень дробления и потребляемая мощность взаимосвязаны. При дроблении данного материала, в данной дробилке, при той же мощности привода увеличение производительности по исходному питанию уменьшит степень дробления и наоборот.

Лучший способ определения производительности ударных дробилок — это расчет по эффективности дробления. По опытным данным определяется эффективность дробления  $e_3$ :

$$e_3 = \frac{Q_3}{N_3 \eta},$$

где  $Q_3$  — производительность работающей (эталонной) дробилки, т/ч;  $N_3$  — установленная мощность электродвигателя действующей дробилки, кВт;  $\eta$  — отношение потребляемой мощности к мощности электродвигателя.

Если проектируемая дробилка должна работать на другой руде и при других крупностях исходного материала и продукта, то нужно сделать поправки на дробимость (измельчаемость)  $k_n$  и на крупность  $k_{кр}$ , определяемые опытным путем. Тогда эффективность дробления проектируемой дробилки будет

$$e = e_3 k_n k_{кр}$$

и производительность молотковой или роторной дробилки с электродвигателем мощностью  $N$  определится

$$Q = N \eta e_3 k_n k_{кр}.$$

Подобный расчет принят для выбора молотковых дробилок для угля на электростанциях и разработаны методики определения коэффициентов.\*

Для других полезных ископаемых еще не накоплено достаточно опытных данных и для расчета молотковых дробилок предлагается использовать методику Бонда.

Производительность молотковых дробилок рассчитывается по двум методам: как дробящего аппарата и как транспортирующего аппарата. Первая производительность определяется по формуле [1].

$$Q_1 = \frac{3,16 N \eta \sqrt{Dd}}{w_i (\sqrt{D} - \sqrt{d})}, \quad (110)$$

где  $N$  — мощность установленного электродвигателя, кВт;  $\eta$  — отношение потребляемой мощности к установленной ( $\eta = 0,8 \div 0,95$ );  $D$  и  $d$  — крупности (в мм) исходного и дробленого продуктов, определяемые как длины сторон квадратных отверстий, через которые проходит 80 % продукта;  $w_i$  — индекс работы — расход энергии на дробление и измельчение полезного ископаемого от бесконечного массива ( $D = \infty$ ) до 80 % — 0,1 мм, кВт·ч/т.

Индекс работы  $w_i^*$  (в кВт·ч/т) для некоторых горных пород имеет следующие значения:

известняк 6—18,	средний 12
гранит 9—25,	» 17
диабаз 11—27,	» 12
кварцит 6—23,	» 17
базальт 12—40,	» 25

Весьма мягкие породы имеют индекс работы меньше 9, а весьма крепкие больше 26 [81].

Объемную производительность (в м<sup>3</sup>/ч) молотковых дробилок можно определить по каталогам или по эмпирическим формулам [6]

$$\text{При } D_p > L_p \quad Q = 0,1 D_p^2 L_p n; \quad (111)$$

$$\text{При } D_p < L_p \quad Q = 0,1 D_p L_p^2 n; \quad (112)$$

где  $D_p$  — диаметр ротора, м;  $L_p$  — длина ротора, м;  $n$  — частота вращения ротора, об/мин.

Производительность стандартных однороторных дробилок крупного дробления, указанная в ГОСТ 12375-70, относится к дроблению известняка с пределом прочности при растяжении  $\sigma_p$  10,78 МПа с плотностью  $\delta = 2,7$  г/см<sup>3</sup>, при средневзвешенном раз-

\* Ромадин В. П. Пылеприготовление. М., Госэнергоиздат, 1953.

мере кусков загружаемого материала не более половины максимального куска и при размере выходной щели 0,1 диаметра ротора.

Для других материалов и условий при определении производительности вводятся поправочные коэффициенты\*.

Производительность стандартных однороторных дробилок среднего и мелкого дробления относится к известняку такой же прочности, как и для дробилок крупного дробления. Поправочные коэффициенты на производительность при других условиях определяются по ГОСТ 12376—71\*\*.

### § 3. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ГРОХОЧЕНИЯ

Из большого числа конструкций грохотов заслуживают рассмотрения следующие: неподвижные колосниковые, эксцентриковые одновальные с круговыми качаниями короба в вертикальной плоскости (гирационные), инерционные с круговыми или эллиптическими вибрациями короба в вертикальной плоскости (самоцентрирующиеся), вибрационные горизонтальные с прямолинейными вибрациями короба под углом к плоскости решета (с самобалансным вибратором), резонансные механические и электровибрационные, а также дуговые сита.

Неподвижные колосниковые применяются для крупного грохочения.

Колосниковые грохоты устанавливают во всех случаях, когда допустима пониженная эффективность грохочения (60—70 %) и когда крошение материала не имеет существенного значения. Их часто применяют для предварительного грохочения руды перед первой стадией дробления. Ширину щелей между колосниками грохота в этом случае обычно принимают более 60—70 мм.

Площадь решетки (в м<sup>2</sup>) колосникового грохота можно определить по эмпирической формуле

$$F = \frac{Q}{2,4a}, \quad (113)$$

где  $Q$  — производительность грохота по питанию, т/ч;  $a$  — ширина щели между колосниками, мм.

При большом количестве крупных кусков в питании во избежание их застревания ширину грохота  $B$  берут не менее тройного размера наибольшего куска, а при незначительном количестве крупных кусков принимают на 100 мм больше двойного размера наибольших кусков. Обычно длина грохота принимается в два раза больше ширины, т. е.  $L = 2B$ , и практически составляет от 3,5 до 6 м.

Размеры колосникового грохота часто определяются условиями его установки, так как грохот одновременно транспортирует руду в дробилку. При загрузке грохота из опрокидывающихся

\* Дробилки однороторные крупного дробления ГОСТ 12375—70

\*\* Дробилки однороторные среднего и мелкого дробления ГОСТ 12376—71.

вагонов ширину его принимают равной длине кузова вагона, а при загрузке пластинчатым питателем — равной ширине питателя. Углы наклона грохота принимают для руд 37—45°, для рядовых углей 30—35°. При влажности грохотимого материала, вызывающей слипание его, углы наклона увеличивают на 5—10°.

Вибрационные инерционные грохоты (самоцентрирующиеся) легкого типа применяются для грохочения с высокой эффективностью среднего по крупности (отверстия сит до 40 мм) и мелкого материалов. Эти грохоты в основном предназначены для углей и материалов невысокой плотности.

Вибрационные инерционные грохоты (самоцентрирующиеся) среднего и тяжелого типа применяются для грохочения крупного, среднего и мелкого материалов. Грохоты тяжелого типа рекомендуются для руд плотностью более 1,6 т/м<sup>3</sup> при крупном и среднем по крупности материале.

Вибрационные грохоты горизонтальные с самобалансным вибратором рекомендуются для сухого грохочения, для грохочения с отмывкой, для обезвреживания и для отделения суспензии от продуктов обогащения в тяжелых суспензиях. Грохоты изготавливаются легкого типа для углей и среднего и тяжелого типа — для руд. Для грохочения агломерата изготавливаются самобалансные грохоты особо тяжелого типа с площадью грохочения до 18 м<sup>2</sup> и колосниковыми решетками с отверстиями до 20 мм.

Производительность гирационных и вибрационных грохотов определяется по эмпирическим формулам.

Для расчета грохотов, работающих на руде, угле и дробленых строительных материалах, имеются разные формулы со своими поправочными коэффициентами [34, 56, 70]. Сопоставление этих формул показало, что в основе их лежат одни и те же удельные нагрузки, а различие в поправочных коэффициентах для разных материалов недостаточно обосновано.

Приводим способ, принятый при расчете производительности рудных грохотов, вполне применимый также к грохотам для других полезных ископаемых [1].

Производительность (в т/ч) гирационных и вибрационных грохотов\* ориентировочно может быть определена по формуле

$$Q = Fq\delta klmnop, \quad (114)$$

где  $F$  — рабочая площадь сита, м<sup>2</sup>;  $q$  — удельная производительность на 1 м<sup>2</sup> поверхности сита, м<sup>3</sup>/ч (табл. 29);  $\delta$  — насыпная плот-

\* По этому способу можно рассчитывать и горизонтальные грохоты с самобалансным вибратором. Вибрационные грохоты. Выбор и теория. Материалы фирмы «Аллис-Чалмерс» (США) на симпозиуме в институте Механобр, июнь 1977.



Таблица 29

Средняя производительность на 1 м<sup>2</sup> поверхности сита  
гирационных и вибрационных грохотов

Показатель	Отверстия сита, мм									
	0,5	0,8	1	2	3	6	10	13	16	20
Средняя производительность, м <sup>3</sup> /ч	3,0	3,5	4,0	5,5	7,5	13	19	22	24,5	28

Показатель	Отверстия сита, мм									
	25	30	40	50	60	70	80	100	150	200
Средняя производительность, м <sup>3</sup> /ч	31	33,5	37	42	46	50	55	63	90	110

ность материала, т/м<sup>3</sup>;  $k$ ,  $l$ ,  $m$ ,  $n$ ,  $o$  и  $p$  — поправочные коэффициенты (табл. 30).

Для уточнения расчета можно дополнительно ввести поправки к удельной производительности по табл. 29:

на коэффициент живого сечения сетки:

$$\text{для руд} \quad k_{ж.с} = \frac{ж.с.}{50};$$

$$\text{для углей} \quad k_{ж.с} = \frac{ж.с.}{60},$$

где  $ж.с.$  — живое сечение сетки, %;

на форму отверстий рабочей поверхности:

квадратные отверстия	$k_{отв} = 1$
круглые	$k_{отв} = 0,8$
прямоугольные:	
2 : 1	$k_{отв} = 1,15$
3 : 1	$k_{отв} = 1,20$
4 : 1	$k_{отв} = 1,25$

на направление вращения приводного вала (т. е. по направлению или против наклона грохота):

$$\text{по направлению наклона грохота} \dots k_{напр} = 1$$

$$\text{против наклона} \dots k_{напр} = 0,9.$$

Выбранный грохот следует проверить по толщине слоя материала. Допускается высота слоя материала в разгрузочном конце грохота, равная четырехкратному размеру отверстия при грохождении руд и трехкратному при грохождении углей, но не более 100 мм для руд и 150 мм для углей.

Таблица 30

Поправочные коэффициенты к формуле (114) для расчета производительности  
гирационных и вибрационных грохотов

Коэф- фициент	Условия грохоче- ния, учитываемые коэффициентами	Условия грохочения и числовые значения коэффициентов										
		0	10	20	30	40	50	60	70	80	90	
$k$	Содержание в исходном материале зерен размером меньше половины размера отверстий сита, %	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	
	Значение $k$	10	25	30	30	40	50	60	70	80	90	
$l$	Содержание в исходном материале зерен размером больше размера отверстий сита, %	0,94	0,97	1,00	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,00	3,36	
	Значение	40	50	60	70	80	90	92	94	95		
$m$	Эффективность грохочения, %	2,3	2,1	1,9	1,65	1,35	1,0	0,9	0,8			
	Значение $m$											

Условия грохочения и числовые значения коэффициентов		Условия грохочения и числовые значения коэффициентов		
Условия грохочения, учитываемые коэффициентами	Коэффициент	Форма зерен	Формула	
		Форма зерен и материал	Формула	Уголь
Влияние влажности	$o$	Влажность материала	Значение $n$	Округленная (например, морская галька)
			Влажность материала	Уголь
Способ грохочения	$p$	Грохочение сухое или мокрое	Значение $n$	Округленная (например, морская галька)
			Влажность материала	Уголь
		Кoeffициент $o$	Значение $p$	Уголь
		Влажность материала	Значение $n$	Уголь
		Кoeffициент $o$	Значение $p$	Уголь
		Влажность материала	Значение $n$	Уголь
		Кoeffициент $o$	Значение $p$	Уголь

Толщина слоя надрешетного продукта в разгрузочном конце грохота рассчитывается по формуле

$$h = \frac{P}{3,68Bv_m},$$

где  $h$  — толщина слоя, мм;  $P$  — масса надрешетного продукта на один грохот, т/ч;  $\delta$  — насыпная плотность материала, т/м<sup>3</sup>;  $B$  — рабочая ширина грохота (номинальная ширина — 0,15 м), м;  $v_m$  — скорость движения материала по грохоту, м/с.

Для расчета можно принимать следующие практические скорости движения материала по грохоту:

грохот с круговыми колебаниями (частота колебаний 750—900 в минуту, диаметр колебаний —  $2r = 8 \div 11$  мм, наклон грохота 20°, материал сухой < 3 % внешней влаги) — 0,5 ÷ 0,63 м/с;

грохот с прямолинейными колебаниями (самобалансный, частота колебаний 850—900 в минуту), амплитуда — двойной размах (до 16 мм) — 0,2 ÷ 0,23 м/с.

Производительность двухситных грохотов рассчитывается по верхнему и нижнему ситам.

При определении требуемой площади нижнего сита для выбора коэффициентов  $k$  и  $l$  необходимо знать содержание в питании зерен размером меньше половины отверстий сита и избыточных зерен размером больше отверстий сита.

Обозначим:

$a_1$  и  $a_2$  — размер отверстий верхнего и нижнего сит, мм;

$\beta^{-a_1}$ ,  $\beta^{-a_2}$ ,  $\beta^{-0,5a_2}$  — содержание классов  $-a_1$ ,  $-a_2$  и  $-0,5a_2$  в исходном материале, поступающем на грохот (на верхнее сито), в долях ед.;

$\beta_1^{+a_2}$  и  $\beta_1^{-0,5a_2}$  — содержание классов  $+a_2$  и  $-0,5a_2$  в материале, поступающем на нижнее сито, в долях ед.;

$E$  — эффективность грохочения по классу  $-a_1$  на верхнем сите, в долях ед.;

$\gamma$  — выход материала, поступающего на нижнее сито (по отношению к исходному материалу) в долях ед.

Тогда

$$\gamma = \beta^{-a_1} E. \quad (115)$$

Эффективность грохочения по классам  $0,5a_2$  и  $a_2$  на верхнем сите в большинстве случаев близка к единице, поэтому:

$$\beta_1^{+a_2} = \frac{\beta^{-a_1} E - \beta^{-a_2}}{\beta^{-a_1} E}; \quad (116)$$

$$\beta_1^{-0,5a_2} = \frac{\beta^{-0,5a_2}}{\beta^{-a_1} E}. \quad (117)$$



При расчете двухситных грохотов эффективная рабочая площадь нижнего сита принимается равной  $0,7F$ , где  $F$  рабочая площадь верхнего сита. Введение коэффициента  $0,7$  объясняется неполным использованием нижнего сита в процессе грохочения, так как питание поступает не только в начале сита, но и по всей его длине.

Если по кондициям на товарные сорта обусловлено предельное загрязнение нижним классом верхнего продукта грохота, то при расчетах предварительно определяется требуемая эффективность грохочения по формуле

$$E = \frac{\beta - \beta_1}{(1 - \beta_1) \beta}, \quad (118)$$

где  $\beta_1$  — допустимое содержание нижнего класса в верхнем продукте.

Все значения  $\beta$  и  $E$  даны в долях ед.

Как при операциях грохочения, так и при операциях обезвоживания имеет большое значение угол наклона грохота, определяющий скорость движения материала по ситам грохота и толщину постели на сите.

Оптимальный угол наклона может быть найден только экспериментальным путем. Чтобы была возможность на практике установить грохот под оптимальным уклоном (неизвестным в момент проектирования), при компоновке оборудования необходимо предусматривать возможность установки грохота под максимальным углом наклона.

Выбранные по расчету вибрационные грохоты для углей следует проверять по практическим нагрузкам. Полученные по расчету удельные нагрузки не должны превышать нагрузки, приведенные в табл. 31.

Таблица 31

Удельная производительность грохотов  $t/(m^2 \cdot ч)$  при сухом грохочении углей с влажностью до 3—4% [44]

Уголь	Размеры отверстий, мм							
	6×6	10× ×10	13× ×13	25× ×25	50× ×50	75×75	100×100	150×150
Инерционные наклонные грохоты								
Каменный	5,5	7,3	13,3	17,5	25,0	35—45 *	24—55 *	65—80 *
Антрацит	6,5	8,8	14,3	21,0	30,0	40—50 *	50—70 *	75—100 *
Резонансные грохоты								
Каменный	5,3	7,1	13,6	18,0	27	28		
Антрацит	6,3	8,4	14,6	21,6	34	42		

\* Для грохотов типа ГИТ.

Грохоты для мокрой классификации и обесшламливания углей, рассчитываются так же как и грохоты для обезвоживания (см. гл. V § 10).

Дуговые (криволинейные) сита предназначены для мокрого грохочения и обезвоживания мелкого материала, в подрешетный продукт можно выделять класс мельче 3,0—0,2 мм. Эффективность грохочения по номинальной крупности \* на дуговых ситах примерно следующая.

На ситах с отверстиями	1 мм	90%
» » » »	0,7—0,3 мм	70%
» » » »	0,3 мм	35%

Недостатки дуговых сит — короткий срок службы (на углеобогатительных фабриках 600—4000 ч), повышенная влажность верхнего продукта (45—50% твердого по объему). Дуговые сита могут работать при подаче пульпы на сита с небольшим подпором и под напором.

На углеобогатительных фабриках дуговые сита применяются: для обесшламливания мелкого угля по классу 0,5 мм (щель около 1 мм) перед отсадочными машинами; для обезвоживания мелкого концентрата отсадочных машин или других сильно обводненных продуктов, при этом верхний продукт сита направляется для окончательного обезвоживания на вибрационные грохоты и центрифуги; для выделения крупных зерен из шламистых материалов, например, из фугата или хвостов флотации [44, 70].

На обогатительных фабриках с процессом обогащения в тяжелых суспензиях дуговые сита можно использовать для отделения основной массы суспензии от продуктов обогащения. Известно применение дуговых сит в замкнутом цикле с шаровыми и стержневыми мельницами при измельчении калийных солей перед флотацией.

Размер щелевидных отверстий в дуговых ситах зависит от крупности разделения, т. е. от размера максимального зерна, выделяемого в нижний продукт грохота.

Требуемая крупность разделения, мм . . . . .	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0
Рекомендуемая ширина щелевидных отверстий сита, мм . . . . .	0,6	0,7	0,85	1,0	1,1	1,4	1,6	2,2	2,5	3,0	3,2

Пульпа обычно подается на сито под напором 68,6—250 гПа, скорость подачи на сито примерно 3 м/с. Указанные соотношения ширины отверстий сита и крупности разделения относятся к данным условиям. Но сита могут работать при более низких, а также и при более высоких скоростях подачи на них пульпы.

\* Номинальной крупностью продукта считают размер сита, соответствующий остатку 5%, размер отверстия сита дугового грохота больше номинальной крупности в 2—2,5 раза.

Обычные размеры дуговых сит: радиус кривизны 500—600 мм, центральный угол 90°, площадь 1 м<sup>2</sup>. Удельная производительность дугового сита с отверстиями 0,3—0,7 мм 70—150 м<sup>3</sup>/(ч·м<sup>2</sup>) по исходной пульпе.

Объемная производительность дугового сита по исходной пульпе, используемого для классификации и работающего под напором, прямо пропорциональна площади живого сечения сита и скорости подачи пульпы [1].

$$Q = 160Fv, \quad (119)$$

где  $Q$  — объемная производительность дугового сита, м<sup>3</sup>/ч;  $F$  — площадь живого сечения сита (коэффициент живого сечения щелевых сит 0,3—0,4), м<sup>2</sup>;  $v$  — скорость подачи пульпы на сито (3÷8 м/с), м/с.

#### § 4. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Выбор типа мельниц. Вначале следует решить вопрос о том, будут ли применяться мельницы со стальными дробящими телами или мельницы самоизмельчения. Этот вопрос решается технико-экономическим сравнением вариантов схем дробления и измельчения. Относительные достоинства и недостатки схем с применением самоизмельчения и основные варианты, подвергаемые технико-экономическому сравнению, рассмотрены в главе IV § 1.

Из мельниц со стальными дробящими телами на обогатительных фабриках преимущественно применяются: стержневые, шаровые с разгрузкой через решетку, шаровые с центральной разгрузкой.

Стержневые мельницы дают более высокую по сравнению с шаровыми производительность при измельчении до 1—3 мм, но они не могут эффективно работать, когда требуется получить более мелкий продукт. Эти мельницы широко применяются при грубом измельчении (до 0,5—3 мм) мелковкрапленных руд, обогащаемых гравитационными и магнитными процессами, например руд редких и черных металлов, а также в первой стадии измельчения при двухстадийном измельчении других полезных ископаемых. В прочих случаях более эффективно работают шаровые мельницы.

Из шаровых мельниц наиболее распространены мельницы с разгрузкой через решетку. Они более производительны и выдают измельченный продукт с меньшим содержанием шламов, чем мельницы с центральной разгрузкой. Удельная производительность мельниц с разгрузкой через решетку на 10—15 % выше производительности мельниц с центральной разгрузкой.

Недостатком мельниц с разгрузкой через решетку является сравнительная сложность их конструкции и поэтому более высокая

стоимость на единицу массы и на единицу полезного объема. Эксплуатация мельниц с решеткой также сложнее и дороже.

Недостатки мельниц с центральной разгрузкой — меньшая удельная производительность и более сильное ошламование измельчаемых продуктов. Мельницы с центральной разгрузкой должны устанавливаться в тех случаях, когда переизмельчение продукта является полезным для последующей его обработки, например при цианировании золотых руд с весьма тонкой вкрапленностью золота или при доизмельчении тонковкрапленных промпродуктов.

В последние годы в практике отмечается более широкое применение мельниц с центральной разгрузкой. Этому сильно способствовала замена спиральных классификаторов гидроциклонами. В разгрузке сливных мельниц меньше самых крупных классов по сравнению с разгрузкой мельниц с решеткой, поэтому снижается износ насосов и гидроциклонов, работающих в замкнутом цикле с мельницами.

При выборе типа и размера мельниц со стальной дробящей средой следует иметь в виду следующие соображения.

1. По действующему стандарту предусмотрено изготовление стержневых и шаровых мельниц диаметром до 4,5 м. В перспективе намечается производство еще более крупных мельниц.

2. Установка мельниц больших размеров дает существенную экономию капитальных затрат. В то же время не следует ожидать от их применения экономии в расходе энергии и стали. Из эксплуатационных статей расходов сокращается зарплата, вследствие увеличения производительности на одного рабочего по обслуживанию мельниц. Мельницы большого диаметра требуют более частых остановок для замены футеровки, по сравнению с мельницами средних размеров, вследствие повышенного износа футеровки и меньшей ее массы в мельнице на 1 т производительности. Это приводит к снижению коэффициента использования больших мельниц.

3. Практикой установлено, что оптимальная крупность питания шаровых мельниц около 10 мм. Руду такой крупности можно измельчать до флотационной крупности в одну стадию в мельницах большого диаметра 4—6 м шарами диаметром 50—80 мм.

Мощность, потребляемая мельницей, характеризующая ее потенциальную производительность, зависит от крупности шаров. Если наибольшие шары в мельнице будут диаметром меньше 0,012÷0,01 диаметра мельницы, то мощность, потребляемая мельницей, будет падать с соответствующим падением производительности. При мелких шарах в мельнице получается много слоев шаров и вследствие скопления слоя по слою внутренние слои уже не воспринимают крутящего момента, переданного приводом барабану мельницы и в дробящей нагрузке образуется ядро неподвижных шаров, не работающих в мельнице. Поэтому мельница диаметром более 5 м снижает производительность против той, которая



должна быть, исходя из рассчитанной мощности. Если же загрузить большую мельницу крупными шарами, не соответствующими крупности исходной руды, то снизится эффективность измельчения. На основе этих соображений высказываются сомнения в целесообразности увеличения диаметра шаровых мельниц сверх 5 м.

4. Если нет возможности приготовить руду для питания мельниц крупностью около 10 мм (глинистая, влажная руда, дробилки забиваются, сетки грохотов замазываются), то следует рассмотреть применение двухстадиального измельчения в стержневых и шаровых мельницах.

В стержневые мельницы рационально подавать материал крупностью мельче 20 мм, т. е. также полученный в замкнутом цикле конусных дробилок с грохотами. Продукт стержневых мельниц поступает на измельчение в шаровые мельницы.

Ранее обычно на одну стержневую мельницу устанавливали две мельницы такого же размера (см. гл. IV, § 3). Теперь, с увеличением размеров шаровых мельниц, следует подбирать одну шаровую мельницу по потребляемой мощности, эквивалентную двойной мощности стержневой мельницы.

Определение производительности мельниц. Производительность шаровых и стержневых мельниц зависит от многих условий: измельчаемости руды; крупности исходного и конечного продуктов; типа и размера мельницы; формы футеровки; заполнения мельницы дробящей средой; гранулометрического состава, формы, плотности и твердости дробящих тел; числа оборотов барабана мельницы; отношения  $J : T$  в питании мельницы; величины циркулирующей нагрузки; заполнения мельницы пульпой; эффективности работы классифицирующего устройства.

Так как измельчаемость руд и другие условия могут изменяться в очень широких пределах, то производительность мельниц определяют не по каталогам и справочникам, а расчетом.

Наиболее часто применяются два метода расчета производительности мельницы — по удельной производительности и по эффективности измельчения. Удельную производительность определяют по исходной руде или чаще по вновь образуемому расчетному классу (обычно — 0,074 мм) на единицу объема барабана мельницы, а затем подсчитывают общую производительность мельницы.

Эффективность измельчения определяют в тоннах готового продукта или чаще в тоннах вновь образуемого расчетного класса на 1 кВт·ч затраченной энергии, а затем с учетом потребляемой мельницей мощности подсчитывают общую производительность мельницы. При определении удельной производительности и эффективности измельчения проектируемой мельницы исходят из практических показателей, полученных на какой-либо действующей обогатительной фабрике, где мельницы работают в условиях, близких к оптимальным, а свойства руды и процесс измельчения в достаточной мере стабильны.

Удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу определяется по формуле

$$q = q_1 K_n K_R K_D K_T, \quad (120)$$

где  $q$  — удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу, т/(м<sup>3</sup>·ч);  $q_1$  — удельная производительность работающей мельницы по тому же классу, т/(м<sup>3</sup>·ч);  $K_n$  — коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости проектируемой к переработке и перерабатываемой руды;  $K_R$  — коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов измельчения на действующей и на проектируемой обогатительных фабриках;  $K_D$  — коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабанов проектируемой и работающей мельниц;  $K_T$  — коэффициент, учитывающий различие в типе проектируемой и работающей мельниц.

Различия для остальных условий работы проектируемой и работающей мельниц (число оборотов барабана мельницы, параметры дробящей среды, циркулирующая нагрузка, эффективность работы классификатора и пр.) обычно не учитываются, так как предполагается, что проектируемая мельница будет отрегулирована на оптимальный режим работы, близкий к режиму работающей мельницы. Если действующая мельница работает не в оптимальных условиях, то указанный метод расчета приводит к созданию некоторого резерва производительности проектируемой мельницы. Для точных подсчетов в этом случае требуется введение дополнительных поправок.

Значения коэффициента  $K_n$  определяются опытным путем (можно в лабораторных условиях) как отношение производительности мельницы по вновь образуемому расчетному классу при измельчении исследуемой руды к производительности той же мельницы по тому же классу при измельчении принятой для сравнения эталонной руды. В обоих случаях крупность руды, содержание расчетного класса в измельченном продукте и режимы измельчения должны быть одинаковы.

Значения коэффициента  $K_R$  определяются по формуле

$$K_R = \frac{m_2}{m_1}, \quad (121)$$

где  $m_1$  — относительная производительность мельницы по расчетному классу для руды, перерабатываемой на действующей обогатительной фабрике, при той крупности исходного и конечного продуктов, которые имеют место на фабрике;  $m_2$  — то же, для руды, проектируемой к обработке, при запроектированной крупности исходного и конечного продуктов.

Приблизительные содержания расчетных классов в продуктах разной крупности приведены в табл. 32.

Приближенные значения величин  $\beta_k, \beta_n$  расчетного класса  
—0,074 мм для средних руд (типа порфировых)

Крупность исходного материала, мм	—	—	40—0	20—0	10—0	5—0	3—0
$\beta_n$ — содержание класса —0,074 мм в исходном продукте, %	—	—	3	6	10	20	23
Крупность конечного продукта, мм	1—0	0,4—0	0,3—0	0,2—0	0,15—0	0,1—0	0,074—0
$\beta_k$ — содержание класса —0,074 мм в конечном продукте, %	30	40	48	60	72	85	95

Для приближенных расчетов можно принимать, что зависимость производительности мельницы от крупности исходного и конечного продуктов для обеих руд (проектируемой к обработке, и перерабатываемой) одинакова и соответствует данным табл. 33,

Таблица 33

Значения относительной производительности мельниц  $m$  по вновь образуемому классу —0,074 мм в зависимости от крупности исходного материала и конечного продукта для средних (типа медных порфировых) руд

Крупность исходного материала, мм	Содержание класса —0,074 мм в конечном продукте, %						
	30	40	48	60	72	85	95
	Значение $m$						
40—0	0,68 *	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
20—0	0,81 *	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
10—0	0,95 *	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,85
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

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

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

в которой приведены значения относительной производительности мельниц  $m$  по вновь образуемому классу —0,074 мм, рассчитанные для «средних» руд (типа медных порфировых) \*.

\* Вывод формулы для расчета таблицы дан в первом издании учебника.

Значения  $m_1$  и  $m_2$  определяются по табл. 33 и  $K_k$  находится по формуле (121).

Значения коэффициента  $K_D$  подсчитываются по формуле

$$K_D = \left( \frac{D - 0,15}{D_1 - 0,15} \right)^{0,5}, \quad (122)$$

где  $D$  и  $D_1$  — соответственно номинальные диаметры барабанов проектируемой к установке и работающей (эталонной) мельниц [1, 45].

Значения коэффициента  $K_T$  принимаются равными: 1,10—1,15 при переходе от мельницы с центральной разгрузкой к мельнице с разгрузкой через решетку; 0,9—0,85 — при обратном переходе.

Производительность мельницы по исходной руде определяется по формуле

$$Q = \frac{qV}{\beta_k - \beta_n}, \quad (123)$$

где  $V$  — объем барабана мельницы, м<sup>3</sup>.

Значения  $\beta_k$  и  $\beta_n$  прежние.

#### РАСЧЕТ МЕЛЬНИЦЫ ПО ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Эффективность измельчения для проектируемой мельницы подсчитывается по формуле

$$e = e_1 K_n K_k, \quad (124)$$

где  $e$  — эффективность измельчения проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу, т/(кВт·ч);  $e_1$  — эффективность измельчения действующей мельницы по вновь образуемому классу, т/(кВт·ч);  $K_n$  и  $K_k$  — коэффициенты измельчаемости и крупности, определяемые таким же способом, как при расчете мельницы по удельной производительности.

В формулу для расчета эффективности измельчения не входят коэффициенты, учитывающие размеры и тип мельницы, так как последние оказывают малое влияние на величину эффективности.

Производительность (в т/ч) мельницы по исходной руде определяется по формуле

$$Q = \frac{Ne}{\beta_k - \beta_n} = \frac{N_y \eta e}{\beta_k - \beta_n}, \quad (125)$$

где  $N$  — потребляемая мельницей мощность, кВт;  $N_y$  — установочная мощность, кВт;  $\eta$  — отношение потребляемой мощности к установочной ( $\eta = 0,85 \div 0,90$ );

Значения  $\beta_k$  и  $\beta_n$  прежние.



### Пример расчета мельниц

Выбрать размер мельниц и подсчитать необходимое их число для измельчения в одну стадию 835 т/ч (20000 т/сут) руды от 15 мм до крупности 67% — 0,074 мм ( $\beta_K = 67\%$ ). Содержание класса —0,074 мм в исходной руде  $\beta_H = 8\%$ .

Принятая за эталон руда перерабатывается на действующей обогатительной фабрике, оборудованной мельницами с разгрузкой через решетку, размером  $D \times L = 3600 \times 4000$  мм. Каждая мельница потребляет мощность 1000 кВт и имеет производительность 80 т/ч при питании рудой крупностью 25—0 мм ( $\beta_H = 6\% - 0,074$  мм) и содержании расчетного класса в конечном продукте 60% ( $\beta_K = 60\%$ ). Определенное опытным путем значение коэффициента измельчаемости руды, предназначенной к обработке, по отношению к руде, измельчаемой на действующей фабрике, оказалось равным  $K_H = 0,92$ .

Для проектируемой обогатительной фабрики выбраны мельницы с разгрузкой через решетку. Необходимо сравнить варианты с установкой мельниц: 3600×5000; 4000×5000; 4500×5000 мм.

#### Расчет мельниц по удельной производительности

1. Определяем удельную производительность по вновь образуемому классу —0,074 мм действующей мельницы\*.

$$q_1 = \frac{Q(\beta_K - \beta_H)4}{\pi(D - 0,15)^2 L} = \frac{80(0,60 - 0,06) \cdot 4}{\pi(3,6 - 0,15)^2 \cdot 4} = 1,16 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}),$$

2. Определяем значение коэффициента  $K_K$  по формуле (121)

$$K_K = \frac{m_2}{m_1}.$$

А. Определяем значение  $m_2$  по табл. 33 для проектируемых условий измельчения: крупность исходного продукта 15—0 мм, содержание класса —0,074 мм, в конечном продукте 67%. Для крупности исходного 10—0 мм в таблице указаны значения  $m$  при измельчении до 60% —0,074 мм ( $m = 1$ ) и при измельчении до 72% —0,074 мм ( $m = 0,93$ ); для крупности исходного 20—0 мм соответственно указаны  $m = 0,92$  и  $m = 0,88$ . Интерполируем сначала по крупности продукта. При крупности продукта 67% и исходном 20—0 мм, находим

$$m = 0,92 - \frac{0,92 - 0,88}{0,72 - 0,60} (0,67 - 0,60) = 0,897,$$

при крупности 10—0 мм имеем

$$m = 1,0 - \frac{1,0 - 0,93}{0,72 - 0,60} (0,67 - 0,60) = 0,959.$$

Проинтерполируем по крупности исходного, 15—0 мм находится на середине интервала 10—0 мм и 20—0 мм, следовательно, для  $m$  можно взять среднее и таким образом:

$$m_2 = \frac{0,897 + 0,959}{2} = 0,928 \approx 0,93.$$

Б. Определяем значение  $m_1$  по табл. 33 для условий измельчения действующей мельницы: крупность исходного продукта 25—0 мм, содержание класса

—0,074 мм в конечном продукте 60%. Для определения  $m_1$  достаточно проинтерполировать по крупности исходного

$$m_1 = 0,92 - \frac{0,92 - 0,83}{40 - 20} (20 - 15) = 0,898;$$

$$K_K = \frac{m_2}{m_1} = \frac{0,93}{0,898} = 1,04.$$

3. Определяем значение коэффициентов  $K_D$  для сравниваемых мельниц:

а) для мельницы 3600×5000 мм  $K_D = 1$ ;

б) для мельницы 4000×5000 мм

$$K_D = \left( \frac{4,0 - 0,15}{3,6 - 0,15} \right)^{0,5} = 1,06;$$

в) для мельницы 4500×5000 мм

$$K_D = \left( \frac{4,5 - 0,15}{3,6 - 0,15} \right)^{0,5} = 1,12.$$

4. Определяем значение коэффициента  $K_T$ . Так как на действующей обогатительной фабрике работает мельница с решеткой и на проектируемой фабрике предполагается установка мельницы такого же типа, то значение  $K_T$  принимаем равным 1.

5. Определяем удельную производительность мельниц по вновь образуемому классу —0,074 мм по формуле (120)

$$q = q_1 K_H K_K K_D K_T;$$

а) для мельницы 3600×5000 мм

$$q = 1,16 \cdot 0,92 \cdot 1,04 \cdot 1 \cdot 1 = 1,11 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч});$$

б) для мельницы 4000×5000 мм

$$q = 1,16 \cdot 0,92 \cdot 1,04 \cdot 1,06 \cdot 1 = 1,18 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч});$$

в) для мельницы 4500×5000 мм

$$q = 1,16 \cdot 0,92 \cdot 1,04 \cdot 1,12 \cdot 1 = 1,24 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

6. Находим рабочие объемы барабанов мельниц:

$$V = \frac{\pi(D - 0,15)^2}{4} L;$$

а) для мельницы 3600×5000 мм  $V = 46,8 \text{ м}^3$ ;

б) » » 4000×5000 мм  $V = 58,1 \text{ м}^3$ ;

в) » » 4500×5000 мм  $V = 72,0 \text{ м}^3$ .

7. Определяем производительность мельниц по руде по формуле (123)

$$Q_M = \frac{qV}{\beta_K - \beta_H};$$

а) для мельницы 3600×5000 мм

$$Q_M = \frac{1,11 \cdot 46,8}{(0,67 - 0,08)} = 88 \text{ т/ч};$$

б) для мельницы 4000×5000 мм

$$Q_M = \frac{1,18 \cdot 58,1}{(0,67 - 0,08)} = 116 \text{ т/ч};$$

в) для мельниц 4500×5000 мм

$$Q_M = \frac{1,24 \cdot 72}{(0,67 - 0,08)} = 151,5 \text{ т/ч}.$$

\* При подсчетах объема барабана мельницы номинальный диаметр его уменьшен на 0,15 м за счет толщины футеровки.

8. Определяем расчетное число мельниц:  
вариант а

$$n_1 = \frac{835}{88} = 9,5; \quad n_1 = 10;$$

вариант б

$$n_2 = \frac{835}{116} = 7,2; \quad n_2 = 7;$$

вариант в

$$n_3 = \frac{835}{151,5} = 5,5; \quad n_3 = 6.$$

9. Выбор размера и числа мельниц производим на основании технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов по величине, потребной для каждого варианта установочной мощности суммарной массы, характеризующей стоимость. При сравнении вариантов необходимо учитывать и другие условия, влияющие на выбор размера и числа мельниц: потребный объем здания, требующую для каждого варианта грузоподъемность крана, схему измельчения (одна или две стадии), число сортов руды, подлежащих отдельной переработке, условия ремонта мельниц, удобство размещения оборудования.

Сравнение вариантов установки мельниц приведено в табл. 34.

Таблица 34

Сравнение вариантов установки мельниц по основным показателям  
(к примеру расчета мельниц)

Вариант	Размеры барабанов мельниц $D \times L$ , мм	Число мельниц	Масса мельниц, т		Установочная мощность, кВт		Коэффициент запаса
			одной	всей	одной	всех	
а	3600×5000	10	166	1660	1250	12 500	10 : 9,5 = 1,05
б	4000×5000	7	265	1855	2000	14 000	7 : 7,2 = 0,97
в	4500×5000	6	300	1800	2500	15 000	6 : 5,5 = 1,09

При сравнении по массе и мощности вариант установки 10 мельниц размерами 3600×5000 мм оказался более выгодным. Но все же следует остановиться на 6 мельницах наибольшего размера потому, что при установке 6 мельниц вместо 10 будет большая экономия в объеме здания и на всем вспомогательном оборудовании. Увеличенная установочная мощность отразится только в капитальных затратах, поскольку шаровую мельницу можно отрегулировать на действительно необходимое потребление энергии изменением нагрузки шаров. Вариант с мельницами 4000×5000 мм требует большего объема мельничного зала и не дает никакого резерва в производительности.

Расчет мельниц по эффективности измельчения

1. Определяем эффективность измельчения действующей мельницы по вновь образуемому классу  $-0,074$  мм:

$$e_1 = \frac{Q_1 (\beta_K - \beta_{II})}{N_1} = \frac{80 (0,60 - 0,06)}{1000} = 0,0432 \text{ т/(кВт·ч)}.$$

2. Определяем эффективность измельчения мельниц на проектируемой фабрике по формуле (124) (значение  $K_K$  — см. предыдущий расчет):

$$e = e_1 K_{II} K_K = 0,0432 \cdot 0,92 \cdot 1,04 = 0,0413 \text{ т/(кВт·ч)}.$$

3. Определяем производительность мельниц по формуле (125):

$$Q_M = \frac{Ne}{\beta_K - \beta_{II}}.$$

Потребляемую мощность в условиях оптимального заполнения барабанов мельниц шарами (45—50 %) и оптимального числа оборотов барабана (80 % критического) принимаем равной 85—90 % установленной мощности.

Тогда:

а) для мельницы 3600×5000 мм

$$Q_M = \frac{1250 \cdot 0,90 \cdot 0,0413}{0,67 - 0,08} = 79 \text{ т/ч};$$

б) для мельницы 4000×5000 мм

$$Q_M = \frac{2000 \cdot 0,90 \cdot 0,0413}{0,67 - 0,08} = 126 \text{ т/ч};$$

в) для мельницы 4500×5000 мм

$$Q_M = \frac{2500 \cdot 0,9 \cdot 0,0413}{0,67 - 0,08} = 157 \text{ т/ч}.$$

4. Определяем расчетное число мельниц:

вариант а

$$n_1 = \frac{835}{79} = 10,5, \quad n_1 = 10;$$

вариант б

$$n_2 = \frac{835}{126} = 6,6, \quad n_2 = 7;$$

вариант в

$$n_3 = \frac{835}{157} = 5,3, \quad n_3 = 6.$$

#### РАСЧЕТ МЕЛЬНИЦ ПО МЕТОДИКЕ БОНДА

За рубежом получила широкое распространение методика расчета производительности мельниц на основе эффективности измельчения, разработанная Бондом [1, 81].

1. Для данной руды экспериментально определяется индекс работы  $\omega_i$ , представляющий расход энергии на одну тонну руды при измельчении от «бесконечного массива» до продукта, содержащего 80 % класса —100 мкм [1].

2. По формуле «Закона Бонда» [1, 81] определяется удельный расход энергии  $\omega$  (в кВт·ч/т) для заданных пределов крупности исходного и продукта\*

$$\omega = \frac{10\omega_i}{0,907} \left( \frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right),$$

\* Считается, что индекс работы  $\omega_i$ , определенный лабораторными испытаниями, относится к мокрому измельчению в стержневых и шаровых мельницах с внутренним диаметром барабана 2400 мм. Также принимается, что мощность, подсчитанная по индексу работы, относится к мощности на валу малой шестерни венцовой передачи. По методике Бонда определены индексы работы для многих руд, таблицы значений  $\omega_i$  приведены в литературе [1, 81].



где  $w_i$  — индекс работы по Бонду в кВт·ч/кор·т (в таком измерении индекс работы приведен во всех источниках, знаменатель 0,907 в формуле — число метрических тонн в «короткой тонне»);  $D_{80}$  и  $d_{80}$  — крупность исходного материала и продукта, размеры ячеек сит, через которые проходит 80 % материала, мкм.

3. Определяется поправка к удельному расходу энергии от п. 2 на диаметр проектируемой мельницы, если он отличается от 2,4 м (для этого диаметра определен индекс работы). Эта поправка имеет корни в основе методики расчета, в которой принято, что производительность мельницы прямо пропорциональна  $D^{2,6}$ , а мощность, потребляемая мельницей, прямо пропорциональна  $D_{ш}^{2,3}$  для шаровых и  $D_c^{2,33}$  для стержневых

$$N_{ш} = k_{ш} D_{ш}^{2,3}$$

и

$$Q_{ш} = k_{шQ} D_{ш}^{2,6}$$

Удельный расход энергии

$$w_{ш} = \frac{N_{ш}}{Q_{ш}} = \frac{k_{ш}}{k_{шQ}} D_{ш}^{-0,3},$$

отсюда  $\frac{w_{ш}}{w_{ш1}} = \left(\frac{D_{ш}}{D_{ш1}}\right)^{-0,3}$  и величина поправки будет  $\left(\frac{2,4}{D_{ш}}\right)^{0,3}$ ,

где  $N_{ш}$  — мощность, потребляемая мельницей диаметром  $D_{ш}$ ;  $Q_{ш}$  — производительность мельницы диаметром  $D_{ш}$ ;  $w_{ш}$  — удельный расход энергии для мельницы диаметром  $D_{ш}$ ;  $w_{ш1}$  — то же, но вычисленный по индексу работы.

Поправка вводится для мельниц диаметром до 4 м. Для мельниц диаметром больше 4 м поправка остается постоянной

$$\left(\frac{2,4}{4,0}\right)^{0,3} = 0,858.$$

4. Определяется уточненный удельный расход энергии на измельчение

$$w_y = w \left(\frac{2,4}{D}\right)^{0,3}.$$

5. Рассчитывается мощность, потребляемая мельницей намеченного размера. Для этого используются эмпирические формулы Бонда (см. ниже).

6. Определяется производительность мельницы намеченного типоразмера

$$Q_m = \frac{N_{ш}}{w_y},$$

где  $Q_m$  — производительность мельницы по руде;  $N_{ш}$  — мощность, потребляемая мельницей, рассчитанная по п. 5.

7. По изложенной методике рассчитывается несколько типоразмеров мельниц и выбирается наиболее подходящий по технико-экономическим показателям.

*Эмпирические формулы для расчета потребляемой мощности барабанных мельниц.*

А. Потребляемая мощность (в кВт) шаровых мельниц сливного типа

$$N_{ш} = 3,82 \delta_{ш} D^{2,3} L k_{фш} k_{\psi ш}, \quad (126)$$

где  $N_{ш}$  — мощность, потребляемая мельницей на валу шестерни венцовой передачи, кВт;  $\delta_{ш}$  — насыпная плотность шаровой нагрузки (по табл. 35);  $D$  — диаметр барабана мельницы внутри

Таблица 35

Насыпная плотность шаров и стержней в мельнице и объем пустот между шарами и стержнями

Вид нагрузки	Насыпная плотность, т/м <sup>3</sup>	Объем пустот, %
Кованые шары, бывшие в работе	4,65	40
То же, чугунные	4,15	40
Стержни новые	6,25	20
Стержни, бывшие в работе, обломки стержней удалены	5,75	25
То же, но обломки не удалены	5,60	28

футеровки, м;  $L$  — длина барабана мельницы, м;  $k_{фш}$  — коэффициент, учитывающий заполнение мельницы шарами (по табл. 36);  $k_{\psi ш}$  — коэффициент, учитывающий относительную частоту вращения мельницы (по табл. 36).

Таблица 36

Значения коэффициентов  $k_{фш}$ ,  $k_{\psi ш}$  и  $k_{фс}$  в формулах (126), (127) мощности шаровых и стержневых мельниц

Значение $\psi$	0,5	0,6	0,7	0,8	0,85	0,90	0,95	1,0
$k_{фш} = \psi \left(1 - \frac{0,1}{2^{9-10\psi}}\right)$	0,495	0,594	0,682	0,76	0,79	0,81	0,825	0,8
Значение $\varphi$	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50	—	—
$k_{фш} = \varphi (3,2 - 3\varphi)$	0,612	0,690	0,754	0,80	0,833	0,85	—	—
$k_{фс} = \varphi (6,3 - 5,4\varphi)$	1,24	1,4	1,54	1,66	1,74	1,80	—	—

Для мельниц с разгрузкой через решетку вводится повышающий множитель (коэффициент), равный 1,15. Эта же поправка вводится для

рудногалечных мельниц и для мельниц само- и полусамонизмельчения.

Для мельниц сухого измельчения с разгрузкой через решетку вводится увеличивающий коэффициент 1,08.

Б. Потребляемая мощность стержневых мельниц

$$N_c = 1,37\delta_c D^{2,33} L k_{\varphi c} \psi, \quad (127)$$

где  $N_c$  — мощность, потребляемая стержневой мельницей на валу шестерни венцовой передачи, кВт;  $\delta_c$  — насыпная плотность стержневой нагрузки (по табл. 35);  $D$  — диаметр барабана мельницы внутри футеровки, м;  $L$  — длина барабана мельницы, м;  $k_{\varphi c}$  — коэффициент, учитывающий заполнение мельницы стержнями (по табл. 36);  $\psi$  — относительная частота вращения барабана

$$\psi = \frac{n\sqrt{D}}{42,3},$$

где  $n$  — частота вращения, об/мин.

Для упрощения расчетов приводим значения  $(D - 0,15)^{2,3}$  и  $(D - 0,15)^{2,33}$  для стандартных диаметров мельниц:

$D, \text{ м}$	2,1	2,7	3,2	3,6	4,0	4,50
$(D - 0,15), \text{ м}$	1,95	2,55	3,05	3,45	3,85	4,35
$(D - 0,15)^{2,3}$	4,63	8,61	13,03	17,3	22,4	29,5
$(D - 0,15)^{2,33}$	4,76	8,87	13,4	18,3	23,2	30,9

В. Плотность нагрузки измельчающих тел и пульпы в мельнице (для расчета потребляемой мощности).

1. При расчете мощности шаровых и стержневых мельниц массу пульпы, заполняющей пустоты между шарами или стержнями, не учитывают, а насыпные плотности принимают по табл. 35.

2. Плотность пульпы в мельнице определяется по формуле

$$\Delta = \frac{\delta}{\delta - p(\delta - 1)}, \quad (128)$$

где  $\Delta$  — плотность пульпы, т/м<sup>3</sup>;  $\delta$  — плотность руды, т/м<sup>3</sup>;  $p$  — содержание твердого в пульпе по массе, доли ед.

Примем объем пустот в нагрузке 40 %, тогда плотность рудногалечной нагрузки в мельнице, при заполнении пустот между галей и пульпой будет

$$\gamma_{pr} = \delta_{pr} 0,6 + 0,4\Delta, \quad (129)$$

где  $\gamma_{pr}$  — плотность рудно-галечной нагрузки + пульпа в пустотах, т/м<sup>3</sup>;  $\delta_{pr}$  — плотность рудной гали, т/м<sup>3</sup>;  $\Delta$  — плотность пульпы в мельнице, т/м<sup>3</sup>.

Плотность нагрузки в мельнице полусамонизмельчения рассчитывается с учетом добавляемых шаров и пульпы

$$\gamma_{psi} = \frac{\varphi_{ш}}{\varphi} 0,6 \cdot 7,8 + \frac{\varphi - \varphi_{ш}}{\varphi} 0,6\delta_p + 0,4\Delta, \quad (130)$$

где  $\varphi_{ш}$  — отношение объема шаров (с пустотами между ними) к объему мельницы (обычно  $\varphi_{ш} = 0,06 \div 0,1$ );  $\varphi$  — отношение объема нагрузки (шары + крупные куски руды + пульпа) к объему мельницы, для мельниц рудного полусамонизмельчения  $\varphi = 0,3 \div 0,35$ ;  $\frac{\varphi_{ш}}{\varphi}$  — объемная доля, занятая шарами и пустотами в 1 м<sup>3</sup> нагрузки;  $\frac{\varphi - \varphi_{ш}}{\varphi}$  — то же, занятая рудными кусками и пустотами.

#### УТОЧНЕННАЯ МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПО ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Сравнивая методику Бонда с методикой расчета по эффективности, можно отметить следующие различия.

1. В методике Бонда производительность и мощность мельницы в зависимости от диаметра изменяются по-разному, поэтому возникает поправка на диаметр, которой нет в способе расчета по эффективности. При применении этой поправки наблюдается некоторая непоследовательность — она действительна только для мельниц диаметром 4 м, т. е. не распространяется на большие мельницы в том числе и на мельницы самоизмельчения.

2. Крупность исходного продукта учитывается по «закону Бонда». Тогда как в способе расчета по эффективности переход к другим крупностям основан на практических усредненных данных. «Закон Бонда» не универсален, это признают и авторы методики, например, они не считают возможным применить индекс работы, определенный лабораторным способом, к мельницам самоизмельчения.

3. В эмпирические формулы мощности входит диаметр мельницы в степени 2,3 или 2,33 вместо принятой в нашем расчете теоретического показателя степени 2,5.

4. Для каждого типоразмера мельницы потребляемая мощность рассчитывается, тогда как в способе расчета по эффективности мощности берутся по заводским данным. В этом отношении методика Бонда лучше учитывает конкретные условия работы мельницы.

В СССР принята другая методика определения измельчаемости (к сожалению, не единая) и нет необходимости пользоваться методикой Бонда, но можно, учитывая опыт ее применения, внести некоторые коррективы в способ расчета по эффективности.

Предлагается:

а) эффективность эталонной и проектируемой мельниц определять по рассчитанной мощности, потребляемой мельницей, при таком способе автоматически уточняются различия условий в работе эталонной и проектируемой мельниц, т. е. учтутся поправки на заполнение мельницы измельчающей средой, на частоту вращения барабана, на использование мощности установленного двигателя и др.;



б) в некоторых случаях применить закон Бонда для перехода до крупности исходного и продукта от эталонной мельницы к проектируемой, на основе вычисленного по эталонной мельнице индекса работы;

в) сохранить основное положение расчета по эффективности — прямую пропорциональность производительности в зависимости от мощности;

г) потребляемую мельницей мощность определять по эмпирическим формулам, учитывающим частоту вращения, заполнение мельницы и плотность нагрузки.

*Порядок уточненного расчета производительности мельницы по эффективности измельчения.*

1. Исходные данные по действующей (эталонной) мельнице должны включать:

- тип и размеры мельниц  $D_э, L_э, м$ ;
- коэффициент заполнения  $\phi$ , доли ед.;
- относительную частоту вращения барабана  $\psi$ , доли ед.;
- производительность по руде  $Q$ , т/ч;
- характеристику крупности исходного материала, или  $D_{95}$ ;
- то же, для продукта измельчения, или содержание расчетного класса.

2. Требуется рассчитать производительность мельницы определенного типа размерами  $D \times L$ , при коэффициенте заполнения  $\phi$  и относительной частоте вращения  $\psi$ ; характеристики крупности исходного материала и продукта заданы и отличаются от соответствующих характеристик для эталонной мельницы.

3. Определим по имеющимся характеристикам крупности размеры сит, через которые проходит 80 % продукта. Для конечных продуктов воспользуемся следующим рядом цифр, составленным по упрощенному уравнению характеристики крупности Розина—Раммлера (см. гл. IV. § 5).

Крупность конечного продукта, мм . . . . .	1—0	0,4—0	0,3—0	0,2—0
Содержание класса — 74 мкм в продукте измельчения, % . . . . .	30	40	48	60
Размер сита, через которое проходит 80 % продукта, мкм . . . . .	330	210	180	130
Крупность конечного продукта, мм . . . . .	0,15—0	0,1—0	0,074—0	
Содержание класса — 74 мкм в продукте измельчения, % . . . . .	72	85	95	
Размер сита через которое проходит 80 % продукта, мкм . . . . .	94	63	42	

По заданным содержаниям класса мельче 74 мкм в продуктах находим  $d_{80\%}$  для продукта действующей мельницы и  $d_{80}$  для продукта проектируемой мельницы, здесь  $d_{80\%}$  и  $d_{80}$  — размеры сит, через которые проходит 80 % материала соответственно в продукте действующей мельницы и проектируемой.

Если крупность исходного материала задана крупностью максимального или номинального  $D_{95}$  куска, то можно определить  $D_{80\%}$  и  $D_{80}$  приближенно:

$$\begin{aligned} &\text{для мягких руд} && D_{80} = 0,6D_{95}; \\ &\text{» руд средней крепости} && D_{80} = 0,7D_{95}; \\ &\text{» твердых руд} && D_{80} = 0,75D_{95}. \end{aligned}$$

где  $D_{95}$  — размер отверстия сита, через которое проходит 95 % материала, поступающего в мельницу.

4. По формулам (126) и (127) определяется расчетная потребляемая мощность для эталонной  $N_э$  и проектируемой  $N$  мельниц.

5. По данным для действующей мельницы определяется коэффициент  $K_B$  в уравнении «закона Бонда»

$$K_B = \frac{N_э}{Q_э} \frac{1}{\left( \frac{1}{\sqrt{d_{80\%}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80\%}}} \right)}. \quad (131)$$

( $K_B = \frac{10\omega_i}{0,907}$ , где  $\omega_i$  — индекс работы Бонда, кВт·ч/кор·т [1]).

6. Определяется удельный расход энергии (в кВт·ч/т) для измельчения руды по условиям проектируемой мельницы

$$\omega = \frac{N}{Q} = K_B \left( \frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right), \quad (132)$$

7. Определяется производительность (в т/ч) проектируемой мельницы

$$Q = \frac{N}{\omega}.$$

8. Подобный расчет осуществляется для нескольких типов размеров мельниц и путем сравнения выбирается наиболее подходящий вариант.

Определение числа мельниц в отдельных стадиях измельчения. При измельчении в две стадии предварительно определяется общее число мельниц для обеих стадий. Для этого сначала подсчитывается средняя для обеих стадий удельная производительность мельниц (или эффективность измельчения), после чего находится общий потребный объем барабанов мельниц и общее их число. Если измельчение эталонной руды на действующей обогатительной фабрике выполняется в две стадии, то при подсчете средней удельной производительности мельниц для проектируемой фабрики исходят из фактической средней (для обеих стадий) удельной производительности работающих мельниц.

Когда на действующей обогатительной фабрике в отдельных стадиях измельчения установлены мельницы разных типов и размеров, то для расчета средней фактической производительности необходимо сначала вычислить общий приведенный к определенному типу и диаметру объем барабанов работающих мельниц. Например, если в первой стадии измельчения установлена мель-

ница с разгрузкой через решетку диаметром  $D_1$  и объемом барабана  $V_1$ , а во второй стадии — мельница с центральной разгрузкой, диаметром  $D_2$  и объемом  $V_2$ , то общий приведенный к размеру  $D_2$  и к типу мельниц с центральной разгрузкой объем барабанов работающих мельниц равен

$$V_{\text{прив}} = V_1 K_T \left( \frac{D_1 - 0,15}{D_2 - 0,15} \right)^{0,5} + V_2, \quad (133)$$

где  $K_T$  — коэффициент, учитывающий различие в типе установленных мельниц, равный в рассматриваемом случае 1,10—1,15.

Определение общего потребного объема барабанов мельниц по методу эффективности измельчения в данном случае будет значительно проще, чем определение по методу удельной производительности, поскольку эффективность измельчения практически мало зависит от типа и размеров мельниц. Требуемое для получения заданной крупности продукта первой стадии измельчения распределение объема барабанов мельниц между стадиями приближенно может быть определено по формулам (49) и (61).

Более точно требуемое распределение объемов барабанов мельниц может быть найдено следующим способом: по известному содержанию расчетного класса в продукте первой стадии измельчения определяется потребный объем барабанов мельниц для первой стадии; объем барабанов мельниц второй стадии находится по разности между общим объемом барабанов и объемом барабанов мельниц первой стадии измельчения.

Если на действующей обогатительной фабрике измельчение выполняется в одну стадию, а на проектируемой фабрике — в две стадии, то в расчетные формулы для  $q$  и  $e$  [см. формулы (120) и (124)] может быть введен поправочный коэффициент, равный 1,05—1,10, учитывающий, что при двухстадийной схеме производительность мельниц и эффективность измельчения увеличатся на 5—10 % по сравнению с одностадийной схемой вследствие лучшего рационарования шаровой нагрузки.

Когда проектом предусматривается установка в первой стадии измельчения стержневых, а во второй — шаровых мельниц, расчет мельниц удобнее вести по методу эффективности измельчения. Стержневая мельница и сопряженные с ней шаровые мельницы рассматриваются как один измельчающий агрегат с установочной мощностью

$$N = N_c + N_{\text{ш}},$$

где  $N$  — установочная мощность, кВт;  $N_c$  — установочная мощность стержневой мельницы, кВт;  $N_{\text{ш}}$  — установочная мощность сопряженных шаровых мельниц (одной или нескольких), кВт.

Для создания условий эффективной работы измельчения стержневой мельницы в открытом цикле необходимо, чтобы отношение общего приведенного объема барабанов шаровых мельниц к приведенному объему барабана стержневой мельницы было не менее 1,5—2 (см. главу IV, § 3).

Так как потребляемые мельницами мощности пропорциональны приведенным объемам их барабанов, то для эффективной работы измельчения стержневой мельницы в открытом цикле необходимо, чтобы отношение  $N_{\text{ш}}/N_c$  было не менее 1,5—2. Этим правилом необходимо руководствоваться при выборе размеров и числа сопряженных стержневых и шаровых мельниц.

Чем выше рассматриваемое отношение, тем эффективнее будут работать мельницы, но в то же время по мере роста отношения количество руды, поступающей в головную стержневую мельницу, будет увеличиваться. По этой причине верхний предел отношения ограничивается транспортирующей способностью стержневой мельницы. Последняя, согласно практическим данным, не должна превышать 8—10 т/ч на 1 м<sup>3</sup> объема барабана мельницы. Поэтому после определения производительности агрегата необходима проверка стержневой мельницы на удельную нагрузку.

Расчет производительности стержневых мельниц на гравитационных и магнитообогатительных фабриках. На этих фабриках стержневые мельницы обычно применяются для измельчения руды до 1—3 мм (30—20 % класса —0,074 мм). Так как зависимость между диаметром барабана и производительностью для стержневых мельниц не установлена с требуемой точностью, то наиболее надежным является расчет производительности этих мельниц по методу эффективности измельчения [см. формулы (124) и (125)].

Поправочный коэффициент на крупность исходного и конечного продуктов приближенно вычисляется, как и при расчете шаровых мельниц, по формуле (121); значения  $m$  определяют по табл. 33. Поправочный коэффициент на измельчаемость исходного продукта определяется опытным путем или устанавливается по литературным данным. В первом приближении его можно принимать таким же, как при измельчении в шаровых мельницах.

При очень грубом измельчении или при мягкой руде производительность стержневой мельницы может лимитироваться ее транспортирующей способностью (8—10 т/ч·м<sup>3</sup> для полезных ископаемых плотностью 2,7 т/м<sup>3</sup>).

Расчет производительности мельниц при измельчении промпродуктов. При необходимости тонкого измельчения промпродуктов за расчетный обычно принимается класс —0,04 мм.

Если имеются в распоряжении данные позволяющие вычислить удельную производительность или эффективность измельчения по расчетному классу, то подсчет объема барабанов мельниц затруднений не представляет. В противном случае потребный для доизмельчения промпродукта объем барабанов мельниц может быть приближенно рассчитан по формуле

$$V_{\text{ш}} = \gamma_{\text{ш}} (V_1 - V_2), \quad (134)$$



Таблица 3

Удельная производительность и эффективность измельчения в шаровых мельницах, приведенные к мельнице диаметром 3200 мм с разгрузкой через решетку

Руда	Содержание класса — 0,074 мм в измельченном продукте, %	Удельная производительность $q$ , т/(м <sup>3</sup> ·ч)	Эффективность измельчения $\epsilon$ , т/(кВт·ч)
		по вновь образованному классу — 0,074 мм	
Среднеуральская медная	50	1,2	0,052
Коунрадская медная	57—60	1,8	0,076
Джезказганская медная	50	1,1	0,047
Норильская медно-никелевая	61	1,1	0,047
Печенгская медно-никелевая	65	1,04	0,044
Каджаранская медно-молибденовая	51	1,13	0,048
Сорская медно-молибденовая	57	1,26	0,052
Тырныауская молибдено-вольфрамовая (крупность исходного 12 мм)	58	1,4	0,058
Ленинградская свинцово-цинковая	55	1,10	0,047
Зырянская свинцово-цинковая	48	1,65—1,75	0,069—0,073
Кировская апатито-нефелиновая	55	1,29	0,055
Магнетитовые кварциты ЮГОК-1	64	1,63	0,058
Магнетитовые кварциты НКГОК (после стержневой мельницы)	50	1,8	0,069

Примечания: 1. Эффективность измельчения рассчитана по формуле  $\epsilon = qV/0,9N$ , где  $V$  — объем барабана мельницы 3200×3100 мм, равный 23 м<sup>3</sup>,  $N$  — мощность электродвигателя мельницы, равная 600 кВт; 0,9 — коэффициент загрузки электродвигателя.

2. Крупность исходного питания 25—0 мм.

3. Шаровая нагрузка 46 %.

4. Частота вращения барабана мельницы 80 % критической.

где  $V_{II}$  — объем барабанов мельниц для доизмельчения промпродукта, м<sup>3</sup>;  $\gamma_{II}$  — выход промпродукта, в долях ед;  $V_I$  — объем барабанов мельниц, потребный для измельчения всей руды до крупности, равной крупности доизмельченного промпродукта, м<sup>3</sup>;  $V_2$  — объем барабанов мельниц, потребный для измельчения всей массы руды перед обогащением, м<sup>3</sup>.

Формула (132) основана на допущении, что измельчаемость промпродукта одинакова с измельчаемостью руды.

Практические значения  $q$ , приведенные в шаровой мельнице диаметром 3200 мм с разгрузкой через решетку, и значения  $\epsilon$  для некоторых руд приведены в табл. 37 (см. [47, 66]).

#### РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МЕЛЬНИЦ РУДНОГО САМО- И ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Определить производительность мельниц рудного самоизмельчения можно тремя способами.

А. На основании результатов испытаний на мельнице рудного самоизмельчения промыш-

ленных размеров. Если размеры мельницы, на которой проводились испытания, не совпадают с размерами запроектированной мельницы, то производительность определяют по формуле

$$Q_{II} = Q_I \frac{V_{II}}{V_I} \left( \frac{D_{II}}{D_I} \right)^n, \quad (135)$$

где  $Q_{II}$  — производительность запроектированной мельницы, т/ч;  $Q_I$  — производительность испытанной мельницы;  $V_{II}$  и  $V_I$  — объемы мельниц соответственно запроектированной и испытываемой;  $D_{II}$  и  $D_I$  — внутренние диаметры соответственно запроектированной и испытываемой мельниц;  $n$  — показатель степени, равный 0,3\*.

Б. На основании результатов испытаний на мельнице рудного самоизмельчения малого размера ( $D = 1400 \div 1800$  мм). Производительность мельницы промышленного размера в этом случае находится также по формуле (135).

В. Если не было испытаний руды на самоизмельчение, то ориентировочно можно рассчитать мельницу самоизмельчения на основе материалов по измельчению руды или ее аналога в шаровой мельнице. В литературе есть указания на то, что индекс работы, определенный по практическим данным, на шаровой мельнице промышленного размера можно применить к расчету мельниц само- или полусамоизмельчения.

Предлагается следующий порядок ориентировочного определения производительности мельницы самоизмельчения для предварительных расчетов в предпроектной стадии до получения результатов исследований самоизмельчения в укрупненном масштабе.

1. По шаровой мельнице, работающей на данной, или аналогичной руде, определяется коэффициент пропорциональности в законе Бонда по формуле (131).

Мощность мельницы (эталонной) должна быть рассчитана по эмпирической формуле (126).

2. По коэффициенту  $K_B$  определяется удельный расход энергии на самоизмельчение. Формулу (132) можно упростить. Поскольку при самоизмельчении  $D_{80}$  для исходного велико по сравнению с  $d_{80}$  для продукта, то величиной  $1/\sqrt{D_{80}}$  можно пренебречь

$$\omega = K_B \frac{1}{\sqrt{d_{80}}}. \quad (136)$$

\* Показатель степени  $n$  принят равным 0,3, что соответствует эмпирической формуле (126) для расчета мощности мельницы. Эта формула применяется к расчету мельниц самоизмельчения фирмой «Аллис Чалмерс» (США), которая поставила много мельниц этого типа в промышленность.

3. Для намеченного типоразмера мельницы само- или самоизмельчения по формуле (126) определяется потребляемая мощность. (Если нет конкретных для типоразмера данных по коэффициенту заполнения, относительной частоте вращения, то принимается  $\varphi = 0,3-0,35$ ,  $\psi = 0,75$ ; содержание твердого в пульве по массе — 75 %).

4. Определяется число мельниц

$$n = \frac{Q_w}{N_m}, \quad (137)$$

где  $N_m$  — потребляемая мощность (на валу малой шестерни венцовой передачи), кВт.

Можно рассчитать два, три типоразмера и выбрать наиболее экономичный вариант.

Определение производительности мельниц для рудногалечного измельчения. При рудногалечном измельчении применяются мельницы с разгрузкой через решетку облегченной конструкции диаметром 2—5 м, в которые вместо шаров загружаются куски руды определенной крупности, выделяемые при операциях дробления или из мельниц рудного самоизмельчения (см. глава IV, § 4). Выделяемый класс должен иметь такие пределы крупности, чтобы средняя масса куска в дробящей среде была равна средней массе шара при шаровом измельчении.

Производительность мельницы при рудногалечном измельчении может быть найдена способом, применяемым для определения производительности шаровых мельниц. Однако использование этого способа пока встречает затруднения, вследствие ограниченности практических данных по рудногалечному измельчению в мельницах промышленных размеров и неотработанности методики определения относительной измельчаемости руд для процесса рудногалечного измельчения.

Если производительность шаровой мельницы известна из практики или найдена расчетом, то производительность рудногалечной мельницы таких же размеров\* может быть определена вычислением переходного коэффициента.

Производительность любой мельницы  $Q = Ne$ , поэтому

$$K = \frac{Q_{рг}}{Q_{ш}} = \frac{N_{рг}e_{рг}}{N_{ш}e_{ш}} = K_m K_e, \quad (138)$$

где  $K$  — переходный коэффициент;  $Q_{рг}$ ,  $Q_{ш}$  — производительность соответственно рудногалечной и шаровой мельницы, т/ч;  $N_{рг}$ ,  $N_{ш}$  — потребляемые соответственно рудногалечной и шаровой мельницей мощности, кВт;  $e_{рг}$ ,  $e_{ш}$  — эффективность измельчения соответственно рудногалечной и шаровой мельницей,

\* При одинаковых относительных частотах вращения и одинаковом заполнении измельчающей средой.

т/кВт·ч;  $K_m = \frac{N_{рг}}{N_{ш}}$  — переходный коэффициент мощности;

$K_e = \frac{e_{рг}}{e_{ш}}$  — переходный коэффициент эффективности.

Так как потребляемая мельницей мощность прямо пропорциональна плотности массы, поднимаемой барабаном мельницы, то коэффициент  $K_m$  равен отношению плотностей поднимаемых масс при рудногалечном и шаровом измельчении. Плотность нагрузки в шаровой и рудногалечной мельницах можно подсчитать по формулам (128) и (129) и табл. 35. Объем пустот в нагрузке принимают равным 40 % и при расчете плотности пульпы в шаровой мельнице содержание твердого (по массе) принимают в пределах 75—80 %, а в рудногалечной мельнице на 5—7 % меньше.

Коэффициент мощности

$$K_m = \frac{\delta_{рг}}{\delta_{ш}},$$

где  $\delta_{рг}$  — плотность измельчающей нагрузки в рудногалечной мельнице (рудная галька + пульпа), т/м<sup>3</sup>;  $\delta_{ш}$  — плотность нагрузки в шаровой мельнице (шары + пульпа), т/м<sup>3</sup>.

По вопросу об эффективности рудногалечного измельчения пока нет единого мнения и рекомендации в литературе разноречивы.

При рудногалечном измельчении производительность на единицу затраченной энергии увеличивается за счет изнашивания измельчающей рудной гальки. Износ гальки зависит от твердости гальки и абразивности руды, от начальной и конечной крупности продуктов измельчения и многих других условий и не может быть предсказан без испытаний. К. А. Разумов [56] предлагал учитывать увеличение эффективности за счет износа среды поправочным коэффициентом

$$K'_s = 1 + 0,1 (\beta_k - \beta_n), \quad (139)$$

где  $\beta_k$  и  $\beta_n$  — содержания класса — 0,074 мм в конечном и исходном продуктах измельчения, доли ед.

По формуле (139) износ принят 0,1 % на 1 % приращения класса — 0,074 мм в измельченном материале.

Эффективность рудногалечного измельчения может повыситься вследствие увеличения оптимальной циркулирующей нагрузки, которая может быть выше, чем при шаровом измельчении, поскольку пропускная способность мельницы дана в т/(м<sup>3</sup>·ч) и для шаровой и рудногалечной мельницы одинакова, а производительность по исходному для рудногалечной мельницы меньше. Ожидаемое возрастание эффективности не должно превысить 5—7 %.

Эффективность рудногалечного измельчения может возрасти вследствие большого оптимального размера рудной гальки по сравнению с оптимальным размером шара. Увеличение размера



измельчающих тел должно повысить скорость прохождения пульпы через мельницу и за этот счет может повыситься эффективность измельчения. К. А. Разумов [56] полагает, что указанный эффект может быть реализован лишь при весьма тонком конечном продукте и в этом случае эффективность может возрасти приблизительно на 10 %.

Но эффективность измельчения в рудногалечной мельнице по сравнению с шаровой должна снижаться за счет низкой поверхностной твердости измельчающих тел, снижение эффективности может быть до 10 % (по известным испытаниям Когхила и Девани).

Подобрать оптимальный гранулометрический состав шаров легче, чем состав гальки по крупности и вследствие этого также должно быть снижение эффективности рудногалечного измельчения.

Опытами установлено, что шары в мельнице работают эффективнее, чем измельчающие тела другой формы, следовательно, при рудногалечном измельчении эффективность также должна снижаться.

Зарубежные специалисты указывают, что расход энергии на тонну окончательного продукта при рудногалечном измельчении выше и, следовательно, эффективность измельчения ниже [82].

Учитывая все приведенные соображения, считаем обоснованным принимать при проектировании более высокую эффективность рудногалечного измельчения по сравнению с шаровым.

Рекомендуем рассчитывать рудногалечные мельницы при коэффициенте  $K_e$ , равном единице, и в обычных случаях, не учитывать износ гальки. Такой расчет может привести к некоторому завышению объема рудногалечных мельниц, но это завышение незначительно и повлияет только на капитальные затраты, так как барабанную мельницу всегда можно привести к минимально необходимой потребляемой мощности подбором массы измельчающей нагрузки.

Следовательно, производительность рудногалечной мельницы равна производительности шаровой такого же размера и параметров  $\phi$  и  $\psi$ , умноженной на коэффициент мощности,

$$Q_{\text{рг}} = Q_{\text{ш}} K_{\text{м}} \quad (140)$$

Д. И. Баррет \* обобщил опыт работы новых обогатительных фабрик Канады и США, перерабатывающих порфиновые медные руды по схеме полусамоизмельчения. Схема включает дробление руды до 250—300 мм ( $D_{80} = 150$  мм), первую стадию измельчения в мельницах самоизмельчения (с добавкой шаров), работающих в замкнутом цикле с грохотами или с классификатором и гидроциклонами; вторую стадию — в шаровых мельницах в замкнутом

\* Баррет Д. И. Сравнение полусамоизмельчения с обычным измельчением стальной средой. Канадский бюллетень горного дела и металлургии (СJM Bulletin), 1979, № 11, с. 75—80.

Таблица 38

Показатели работы установок полусамоизмельчения на медных порфиновых рудах Канады и США

Показатели	Фабрики				
	«Семилкамин» (Канада)	«Дорнекс» (Канада)	«Айленд Коппер» (Канада)	«Афтон» (проект)	«Пима» (США)
Производительность фабрики, т/сут	20 000	43 500	39 000	6350	12 700
Мельницы I стадии:					
размеры $D \times L$ , мм	9750 × 4270	9750 × 4730	9750 × 4270	8530 × 3660	8530 × 3660
частота вращения, % критической	76	73,2	72	69—76	75
электродвигатель, кВт	2 × 3000	2 × 3000	2 × 2240	3740 (п. т.)	2 × 2240
потребляемая мощность, кВт	6150	6670	5380	2830	3020
то же, % установленной	102,9	111,7	119,1	71,4	67,7
нагрузка шаров, % объема мельницы	7	6—7	8	10	6—8
число мельниц	2	4	6	1	2
коэффициент движения, %	92	94	90,54	92	85
крупность исходного, $D_{80}$ , мм	200	75	100	200	115
крупность продукта $d_{80}$ , мкм	228	950	712	700	967
расход энергии, кВт·ч/т	20,4	6,9	17,8	9,8	9,7
Классифицирующее оборудование	Спиральный классификатор	Грохот	Гидроциклоны	Грохот	Грохот
Шаровые мельницы II стадии:					
размеры $D \times L$ , мм	5030 × 8530	5030 × 7000	5030 × 6700	5030 × 7300	5030 × 5800
частота вращения, % критической	77	74,2	68	72,3	66,5
электродвигатель, кВт	3740 (п. т.)	3000	2240	3440	2240
потребляемая мощность, кВт	3800	1890	2340	3050	2170
то же, % установленной	100,2	63,4	104,3	88,7	96,9
число мельниц	2	4	3	1	2
крупность продукта $d_{80}$ , мкм	104	152	110	112	208

Показатели	Фабрики				
	«Семилакмин» (Канада)	«Лорнекс» (Канада)	«Айленд Коп-пер» (Канада)	«Афтон» (проект)	«Пима» (США)
Индекс работы Бонда (на 1 кор. т)	20—30 Средний 25	—	15,8	15,5	17,0
Расход энергии, кВт·ч/т	8,30	3,93	3,90	10,6	6,98
Классифицирующее оборудование	Гидроциклоны на сливе классификатора	Гидроциклоны на нижнем продукте грохота	Гидроциклоны на песках первичного гидроциклона	Гидроциклоны на нижнем продукте грохота	
Общий расход энергии на обе стадии, кВт·ч/т (без крупного дробления и конвейерного транспорта)	28,7	10,83	21,7	20,4	16,68
Распределение мощности по стадиям:					
установочная (первая : вторая)	2,4 : 1	1 : 1	4 : 1	1,15 : 1	2,0 : 1
потребляемая (первая : вторая)	2,47 : 1	1,76 : 1	4,56 : 1	0,93 : 1	1,4 : 1

Показатели работы измельчения в стержневых и шаровых мельницах на медных порфириновых рудах Канады и США

Показатели	«Айленд Коппер» (Канада)	«Афтон» (проект)	«Пима» (США)
Производительность, т/сут	39 000	6350	36 300
Стержневая мельница $D \times L$ , мм:	4100×6100	4100×6100	3050×4880
электродвигатель, кВт	1680	1500	—
частота вращения, % критической	75	69	—
число мельниц	4	1	10
коэффициент движения, %	95,0	95,0	95,0
крупность исходного $D_{80}$ , мкм	15 850	15 850	15 850
крупность продукта $d_{80}$ , мкм	1650	1650	2300
Индекс работы Бонда (на 1 кор. т)	17,2	18,1	17,0
Расход энергии, кВт·ч/т	3,8	4,05	—
Шаровая мельница $D \times L$ , мм:	5030×8230	4720×6100	3200×3960
электродвигатель, кВт	3740	2050	—
частота вращения, % критической	75	70	—
число мельниц	6	2	20
крупность продукта $d_{80}$ , мкм	110	112	208
индекс работы Бонда (на 1 кор. т)	15,8	15,5	170
расход энергии	11,6	11,25	—
Вторая и третья стадии дробления:			
расход энергии, кВт·ч/т	0,80	0,95	—
индекс работы Бонда (на 1 кор. т)	15,0	15,0	15,0
Общий расход энергии (без крупного дробления и конвейерного транспорта), кВт·ч/т	16,2	16,25	13,35
Отношение расхода энергии при полусамозмельчении к расходу энергии при измельчении в стержневых и шаровых мельницах	1,344	1,256	1,254

цикле с гидроциклонами при конечной крупности слива около 60 % класса — 74 мкм ( $d_{80} = 110$  мкм). Технические показатели по действующим фабрикам приведены в табл. 38. По трем из рассмотренных в табл. 38 фабрикам имеются данные по измельчению в стержневых и шаровых мельницах (см. табл. 39).

На основе этих данных были проработаны и сопоставлены варианты полусамозмельчения и измельчения в стержневых и шаровых мельницах для пяти фабрик разной производительности. При разработке вариантов были приняты следующие исходные показатели:

а) коэффициент движения оборудования при полусамозмельчении — 92 %;

то же, для стержневых мельниц — 95 %;

б) расход энергии на полусамозмельчение руды от крупности продукта первой стадии дробления до флотационной крупности в 1,25 раза выше по сравнению с дроблением руды до 20 мм и измельчением в стержневых и шаровых мельницах:

в) расход шаров и футеровки по табл. 40;



Таблица 40

Расход шаров, стержней и футеровки при полусамозмельчении и измельчении в стержневых и шаровых мельницах

Шары, стержни, мельницы	Полусамозмельчение		Обычное измельчение в стержневых и шаровых мельницах	
	кг/(кВт·ч)	кг/т	кг/(кВт·ч)	кг/т
Шары:				
в мельницу I стадии	0,045	0,50		
в мельницу II стадии	0,045	0,44		
		0,94		
Стержни в стержневую мельницу			0,065	0,30
Шары в шаровую мельницу			0,065	0,73
				1,03
Футеровка:				
в мельницы I стадии	0,11	0,125		
в мельницы II стадии	0,10	0,100		
		0,225		
на дробление			0,015	0,015
в стержневую мельницу			0,015	0,070
в шаровую мельницу			0,015	0,170
				0,255

г) оборудование для полусамозмельчения, стержневые и шаровые мельницы, выбранные по вариантам, приведены в табл. 41.

В результате проектных проработок получен следующий ряд цифр, характеризующих относительные величины эксплуатационных расходов на 1 т руды.

Производительность фабрики, т/сут	3250	13 600	27 200	45 500	72 500
Эксплуатационные расходы в относительных единицах (без амортизации):					
полусамозмельчение	99,0	90,0	85,5	85	83,5
измельчение в стержневых и шаровых мельницах	100	92,5	91,0	90,0	88,5

За 100 приняты расходы на 1 т руды при измельчении стальной средой на фабрике малой производительности. Для этого же ряда производительностей капитальные затраты по фабрикам с разными процессами рудоподготовки изменяются следующим образом (фабрика 6350 т/сут принята за 100).

Производительность фабрики, т/сут.	6350	13 600	27 200	45 500	72 500
Полусамозмельчение	67	110	220	330	465
Измельчение в стержневых и шаровых мельницах	100	170	280	415	620

Как видно, капитальные затраты на полусамозмельчение в 1,3—1,5 раза ниже по сравнению с капитальными затратами на фабриках, работающих на стержневых и шаровых мельницах. Это объясняется, главным образом, исключением затрат на цехи среднего и мелкого дробления и на склад или бункера мелкодроб-

Таблица 41

Оборудование полусамозмельчения и измельчения в стержневых и шаровых мельницах для фабрик разной производительности на средних порфириновых рудах

Производительность фабрики, т/сут	6350	13 600	27 200	45 500	72 500
<i>Полусамозмельчение</i>					
Мельницы I стадии:					
размеры $D \times L$ , мм	8550× ×3660	9760× ×5030	9760× ×5030	10 400× ×4270	10 400× ×4730
электродвигатель, кВт	3730	2×3360	2×3360	2×3730	2×4480
число мельниц	1	1	2	3	4
Шаровая мельница II стадии:					
размеры $D \times L$ , мм	5030× ×7320	5030× ×7620	5030× ×7620	5030× ×8530	5030× ×9760
электродвигатель, кВт	3000	3000	3000	3360	3880
число мельниц	1	2	4	6	8
<i>Измельчение в стержневых и шаровых мельницах</i>					
Стержневая мельница:					
размеры $D \times L$ , мм	4100× ×5500	4100× ×5800	4100× ×5800	4100× ×6100	4100× ×6100
электродвигатель, кВт	1300	1420	1420	1570	1500
число мельниц	1	2	4	6	10
Шаровая мельница:					
размеры $D \times L$ , мм	5030× ×7950	5030× ×8550	5030× ×8550	5030× ×9150	5030× ×9150
электродвигатель, кВт	3150	3360	3360	3730	3730
число мельниц	1	2	4	6	10

ленной руды, а также применением больших мельниц самоизмельчения размерами 10 400×4270 мм.

По эксплуатационным расходам измельчение в стержневых и шаровых мельницах дороже полусамозмельчения только в 1,01—1,06 раза. Это различие находится в пределах точности расчетов и зависит от конкретных цен на энергию, сталь и стоимость рабочей силы.

Вывод, который можно сделать из работы Баррета, состоит в том, что при полусамозмельчении, капитальные затраты на строительство фабрик более низкие, чем при измельчении в шаровых и стержневых мельницах.

#### § 5. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ КЛАССИФИКАЦИИ

Механические классификаторы и гидrocиклоны. К механическим классификаторам относятся речные, спиральные и чашевые классификаторы. Речные и ча-

шевые классификаторы, как более сложные по механизму удаления песков, вытеснены из практики спиральными классификаторами и не применяются на вновь строящихся фабриках. Спиральные классификаторы выпускались двух типов — с непогруженной спиралью (с высоким порогом) и с погруженной спиралью. На действующих фабриках можно встретить оба типа. Но и спиральные классификаторы заменяются гидроциклонами и в настоящее время в СССР серийно изготавливаются только классификаторы с высоким порогом.

Спиральные классификаторы по сравнению с гидроциклонами меньше расходуют электроэнергию, могут классифицировать более крупный материал и имеют более длительные межремонтные периоды. Основной недостаток — высокая стоимость и большие габаритные размеры; это увеличивает капитальные затраты на оборудование и на строительство зданий обогатительных фабрик. По указанной причине спиральные классификаторы все более вытесняются гидроциклонами.

В первое время гидроциклоны устанавливались вместо механических классификаторов преимущественно во второй стадии измельчения. Это объясняется тем, что при мелком материале, разгружаемом мельницей второй стадии, износ насосов и гидроциклонов и возможность забивки насадка гидроциклона значительно меньше, чем при крупном материале, выходящем из мельницы первой стадии измельчения.

Позднее, чтобы избежать установки громоздких спиральных классификаторов и в то же время облегчить работу насосов и гидроциклонов, стали применять схемы измельчения, в которых разгрузка стержневой мельницы первой стадии поступала непосредственно в шаровую мельницу второй стадии. Такая схема была осуществлена на некоторых крупных фабриках, например ЮГОК-2, ЦГОК, на 9-й и 10-й секциях ЮГОК-1 и др.

Недостаток этой схемы состоит в том, что в мельницу второй стадии измельчения поступает большое количество готового по крупности продукта. Это приводит к излишнему ошламованию руды и снижению производительности мельницы по вновь обрабатываемому продукту расчетной крупности.

На некоторых обогатительных фабриках (Бьютт, Рипаблик, Вибурнум, Мишен (США) и др.) слив стержневых мельниц поступает в гидроциклоны\*. Возможность установки гидроциклонов для классификации слива стержневых мельниц еще более ограничивает область применения спиральных классификаторов.

Однако при сочетании ряда условий установка спиральных классификаторов может оказаться экономичной. К таким условиям относятся: умеренные размеры мельниц, позволяющие со-

\* На горловине мельницы устанавливается бутара для выделения крупного материала из питания гидроциклонов.

прягать с мельницей один спиральный классификатор\*, необходимость классификации крупного и абразивного материала; высокая стоимость электроэнергии; ограниченные возможности применения износостойчивых материалов для сменных частей центробежных насосов и гидроциклонов. Роль спирального классификатора в этом случае должна сводиться лишь к выделению из питания гидроциклонов наиболее крупных песков, направляемых непосредственно в шаровую мельницу. Чтобы уменьшить размеры механического классификатора, слив следует получать по возможности грубым (—0,6; —0,8 мм) при плотности, соответствующей максимальной производительности классификатора. Во всех других случаях предпочтение следует отдать гидроциклонам. Спиральные классификаторы, установленные для выделения самых крупных классов перед гидроциклонами, называют «скальпирующими».

#### РАСЧЕТ СПИРАЛЬНЫХ КЛАССИФИКАТОРОВ

Выбранный к установке классификатор должен обеспечить требуемую производительность по сливу и по пескам.

Производительность по массе твердого в сливе спиральных классификаторов зависит от размеров и угла наклона днища корыта, крупности слива, плотности и гранулометрического состава классифицируемого материала, плотности слива и вязкости пульпы.

Для руд средних по содержанию первичных шламов производительность классификатора с непогруженной спиралью по сливу может быть подсчитана по эмпирической формуле

$$Q = 4,55 m k_{\beta} k_{\delta} k_{\alpha} D^{1,765}, \quad (141)$$

где  $Q$  — производительность по твердому материалу в сливе, т/ч;  $m$  — число спиралей классификатора;  $k_{\beta}$  — поправочный коэффициент на крупность слива, находится по табл. 42;  $k_{\delta}$  — поправочный коэффициент на плотность  $\delta$ , т/м<sup>3</sup> классифицируемого материала\*\*. В пределах плотности последнего от 2,2 до 5,0 т/м<sup>3</sup>:

$$k_{\delta} = \frac{\delta}{2,7}, \quad (142)$$

$k_{\alpha}$  — поправочный коэффициент на угол наклона  $\alpha^{\circ}$  днища классификатора:

$\alpha^{\circ}$ . . . . .	14	15	16	17	18	19	20
$k_{\alpha}$ . . . . .	1,12	1,10	1,06	1,03	1	0,97	0,94

\* Например, с мельницей 3600×4000 мм приходится устанавливать в замкнутом цикле двухспиральный классификатор со спиральями диаметром 3000 мм, т. е. при мельницах большего размера, чем указанный, следует устанавливать гидроциклоны.

\*\* В литературе имеются два предположения для значений коэффициента  $k_{\delta}$ . Нами рекомендуется формула (142), связанная с формулой (141). Другое предположение принято в работе [56].



Коэффициент  $k_p$ , учитывающий крупность слива в формуле (141)

Номинальная крупность слива $d_{gs}$ , мм	1,17	0,83	0,59	0,42	0,30	0,21	0,15	0,10	0,074
	Содержание в сливе классов, %	17	23	31	41	53	65	78	88
Базисное (минимальное условно)	11	15	20	27	36	45	50	72	83
Разжижение слива	43	40	38	36	33	30	20	18	16,5
Коэффициент $k_p$	2,50	2,37	2,19	1,96	1,70	1,41	1,0	0,67	0,46

Коэффициент  $k_c$ , учитывающий разжижение слива

Плотность руды $\delta$ , т/м <sup>3</sup>	Отношение $R_T : R_{2,7}$					
	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,5
2,7	0,60	0,73	0,86	1,00	1,13	1,33
3,0	0,63	0,77	0,93	1,07	1,23	1,44
3,3	0,66	0,82	0,98	1,15	1,31	1,55
3,5	0,68	0,85	1,02	1,20	1,37	1,63
4,0	0,73	0,92	1,12	1,32	1,52	1,81
4,5	0,78	1,00	1,22	1,45	1,66	1,99

$k_c$  — поправочный коэффициент на заданную плотность слива находится в зависимости от  $R_T : R_{2,7}$  (табл. 43), где  $R_{2,7}$  — базисное отношение Ж : Т (см. табл. 42);  $R_T$  — требуемое (заданное) по условиям последующего технологического процесса отношение Ж : Т в сливе классификатора [56].

При классификации материала с большим содержанием тонких шламов вязкость пульпы увеличивается, что понижает скорость осаждения зерен. Поэтому производительность, рассчитанная по формуле (141), должна быть уменьшена для руд с высоким содержанием первичных шламов на 20—25 %, а для руд с низким содержанием шламов увеличена на 10—20 %.

Формула позволяет использовать практические данные о работе одного классификатора на конкретной руде для определения производительности классификаторов других размеров в аналогичных условиях.

В этом случае

$$Q_2 = Q_1 \frac{m_2 k_{\alpha 2}}{m_1 k_{\alpha 1}} \left( \frac{D_2}{D_1} \right)^{1,765},$$

где индексы 1 и 2 относятся соответственно к эталонному и рассчитываемому классификаторам.

Производительность (в т/ч) спиральных классификаторов по пескам рассчитывается по формуле

$$Q = 5,45 m D^3 n \left( \frac{\delta}{2,7} \right) k_{\alpha}, \quad (143)$$

где  $n$  — частота вращения спиралей, 1/мин;  $m$ ,  $D$  и  $k_{\alpha}$  — имеют прежние значения.

Для упрощения расчетов по формулам (141) и (143) приведем значения  $D^{1,765}$  и  $D^3$  для стандартных классификаторов:

$D$ , м . . . . .	0,3	0,5	0,75	1,0	1,2	1,5	2,0	2,4	3,0
$D^{1,765}$ . . . . .	0,12	0,27	0,60	1,00	1,38	2,04	3,40	4,70	6,97
$D^3$ . . . . .	0,027	0,111	0,422	1,00	1,73	3,38	8,00	13,62	27,0

А. Выбрать спиральный классификатор для следующих условий: производительность по сливу 25 т/ч и по пескам 100 т/ч; крупность слива — 0,2 мм; разбавление слива  $R_T = 1,8$ ; плотность руды — 3 т/м<sup>3</sup>, руда средняя по содержанию шламов; угол наклона классификатора 17°.

1. Определяем значение поправочных коэффициентов  $k_\beta$ ,  $k_\delta$ ,  $k_c$ ,  $k_\alpha$  в формуле (141):

- а) поправка на крупность слива  $k_\beta = 1,41$  (см. табл. 42);
- б) поправка на плотность руды по формуле (142):

$$k_\delta = \frac{3,0}{2,7} = 1,11;$$

- в) поправка на плотность слива:

по табл. 42 находим базисное разбавление  $R_{2,7} = 2,33$ , затем отношение  $\frac{R_T}{R_{2,7}} =$

$$= \frac{1,8}{2,33} = 0,77; \text{ по табл. 43 для отношения } \frac{R_T}{R_{2,7}} = 0,77 \text{ и плотности руды } 3,0 \text{ т/м}^3$$

находим величину коэффициента  $k_c = 0,91$  (интерполяцией);

- г) поправка на угол наклона классификатора  $k_\alpha = 1,03$ .  
Поправка на содержание первичных шламов не вводится.

2. Определяем диаметр спиралей для одно- и двухспиральных классификаторов:

для односпирального классификатора

$$D^{1,765} = \frac{Q}{4,55mk_\beta k_\delta k_c k_\alpha} = \frac{25}{4,55 \cdot 1 \cdot 1,41 \cdot 1,11 \cdot 0,91 \cdot 1,03} = 3,69 \text{ м.}$$

Ближайший диаметр спирали 2 м;

для двухспирального классификатора  $D^{1,765} = 1,85$ . Достаточно принять диаметр 1,5 м.

3. Расчетная производительность для односпирального классификатора  $D = 2$  м

$$Q = 4,55mk_\beta k_\delta k_c k_\alpha D^{1,765} = 4,55 \cdot 1 \cdot 1,41 \cdot 1,11 \cdot 0,91 \cdot 1,03 \cdot 3,40 = 22,7 \text{ т/ч;}$$

для двухспирального классификатора  $D = 1,5$  м:

$$Q = 27,3 \text{ т/ч.}$$

Следует принять менее габаритный, более простой односпиральный классификатор со спиралью диаметром 2 м, недостаток расчетной производительности находится в пределах точности расчета (10 %).

4. Проверяем производительность выбранного классификатора по пескам по формуле (143), принимая частоту вращения спиралей 2 1/мин

$$Q = 5,45mD^3n \left(\frac{\delta}{2,7}\right) k_\alpha = 5,45 \cdot 1 \cdot 8 \cdot 2 \left(\frac{3}{2,7}\right) 1,03 \approx 100 \text{ т/ч.}$$

Проверка показывает, что даже при наименьшей частоте вращения спиралей классификатор обеспечивает требуемую производительность по пескам.

Б. Классификатор двухспиральный  $D = 2$  м работает в цикле измельчения на апатитовой руде при крупности слива 52 % класса — 0,074 мм и дает производительность по сливу до 50 т/ч.

Требуется определить производительность двухспирального классификатора со спиралью  $D = 3$  м, работающего в аналогичных условиях работы на той же руде. Расчет производим по формуле (141):

$$Q_3 = Q_2 \frac{m_3 k_{\alpha 3} \left(\frac{D_3}{D_2}\right)^{1,765}}{m_2 k_{\alpha 2}} = 50 \frac{2 \cdot 1,03 \cdot 6,97}{2 \cdot 1,03 \cdot 3,40} = 104 \text{ т/ч.}$$

Здесь индексы 3 и 2 относятся к классификаторам с диаметром спирали соответственно 3 и 2 м.

Иногда для расчетов классификатора требуется знать площадь зеркала пульпы ( $m^2$ ) (например, при расчете классификаторов на операциях обезвоживания).

Площадь зеркала пульпы можно приближенно рассчитать по формуле

$$F = \frac{Bh}{\sin \alpha} = (D + 0,2) \frac{0,8D + 0,1}{0,309} = 2,6D^2 + 0,84D + 0,064 \approx \approx 2,6D^2 + 0,84D \approx 3,6D^{1,765}, \quad (144)$$

где  $F$  — площадь зеркала пульпы,  $m^2$ ;  $D$  — диаметр спирали, м;  $B$  — ширина корыта ( $D + 0,2$ ), м;  $h$  — высота торцевой стенки корыта ( $0,8D + 0,1$ ), м;  $\alpha$  — угол наклона днища,  $\alpha = 18^\circ$ .

Для стандартных односпиральных классификаторов с углом наклона  $18^\circ$  рассчитанные площади зеркала следующие:

$D, \text{ м}$	0,75	1,2	1,5	2,0	2,4	3,0
$F, \text{ м}^2$	2,1	4,7	7,1	12,1	17,0	25,0

Обращает внимание сходство формулы для площади зеркала с прежней формулой для расчета классификатора (56) (квадратный двучлен). Это показывает, что в основе прежнего расчета лежит также прямая пропорциональность производительности площади зеркала пульпы.

### РАСЧЕТ ГИДРОЦИКЛОНОВ

1. Выбор гидроциклонов следует начинать с уточнения шламовой схемы классификации.

А. При расчете операции классификации или обесшламливании, не связанной с замкнутым циклом измельчения (рис. 66, а), обычно заданы разжижение и гранулометрический состав исходной пульпы, а также крупность слива (часто только содержанием определенного класса, например — 74 мкм). Иногда задается разжижение песков  $R_{п}$  (по массе).

Для расчета рекомендуется принять следующие положения:

- 1) гранулометрический состав исходного и слива описывается упрощенным уравнением Розина и Рамллера:  $1 - \beta^{-d} = e^{-kd}$ , где  $\beta^{-d}$  — содержание класса мельче  $d$  в продукте, доли ед.;  $k$  — параметр уравнения (см. табл. 14);
- 2) класс мельче  $0,15d_n$  (содержание его обозначим  $\beta'$ ) распределяется по продуктам классификации как вода, здесь  $d_n$  — но-

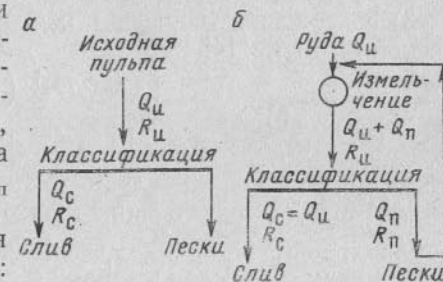


Рис. 66. Схемы классификации:

а — отдельная операция; б — в замкнутом цикле с мельницей



минальная крупность слива, т. е. размер сита, на котором остается 5 % продукта. Отсюда напишем

$$\frac{Q_c R_c}{Q_n R_n} = \frac{Q_c \beta'_c}{Q_n \beta'_n}; \quad R_c = \frac{\beta'_c}{\beta'_n} R_n, \quad (145)$$

здесь  $Q_c$  и  $Q_n$  — производительность по твердому соответственно в сливе и исходном;

3) разжижение в песках, если оно не задано, принимается в пределах  $R_n = 0,67 \div 0,33$  (65 — 75 % твердого), больший процент твердого соответствует крупным сливам и рудам большей плотности;

4) на основе этих положений получаем формулы для выхода слива и песков (от операции)

$$\gamma_c = \frac{\beta'_n R_c - \beta'_c R_n}{\beta'_c (R_c - R_n)}; \quad \gamma_n = 1 - \gamma_c$$

здесь  $\beta'_n$  и  $\beta'_c$  — содержание мелкого класса ( $-0,15d_n$ ), в исходном и сливе [не обязательно брать точные значения, достаточно принять ближайшие классы —40 и —20 мкм (см. табл. 14)];

Б. для расчета шламовой схемы при работе гидроциклона в замкнутом цикле с мельницей необходимо задавать максимальную рабочую (не случайную пиковую) циркулирующую нагрузку;

1) таким образом, выход слива оказывается в числе исходных данных (рис. 66, б)

$$\gamma_c = \frac{Q_n}{Q_n(1+c)} = \frac{1}{1+c}, \quad (146)$$

где  $c$  — величина циркулирующей нагрузки, отношение  $Q_n : Q_n = c$ .

2) крупность слива задана;

3) содержание твердого в сливе можно определить по эмпирической формуле [48]:

$$\beta_c^{TB} = \frac{\left[1 - 0,7\beta_c^{-74} \left(\frac{2,7}{\rho}\right)^{0,25}\right] \beta_n^{TB} \gamma_c}{\beta_n^{TB} - \left[1 - 0,7\beta_c^{-74} \left(\frac{2,7}{\rho}\right)^{0,25}\right] (1 - \gamma_c)}, \quad (147)$$

где  $\beta_c^{TB}$  и  $\beta_n^{TB}$  — содержание твердого в сливе и в песках гидроциклона, доли ед.;  $\beta_c^{-74}$  — содержание класса —74 мкм в сливе, доли ед.,  $\gamma_c$  — выход слива (частный), доли ед.

Содержание твердого в песках гидроциклона  $\beta_n^{TB}$  в зависимости от крупности слива  $\beta_c^{-74}$  задается на основе следующего ряда:

$\beta_c^{-74}$ , доли ед. . . . .	0,5—0,6	0,6—0,7	0,7—0,8	0,8—0,85
$\beta_n^{TB}$ , доли ед. . . . .	0,8	0,75	0,72	0,7
$\beta_c^{-74}$ , доли ед. . . . .	0,85—0,9	0,9—0,95	0,95—1,0	
$\beta_n^{TB}$ , доли ед. . . . .	0,7	0,67	0,65	

Для руд плотностью 2,6—2,9 г/см<sup>3</sup> содержание твердого в сливе можно определить по известному выходу и крупности слива по рис. 67.

II. Производительность гидроциклона по исходной пульпе рассчитывается по эмпирической формуле [48]:

$$V = 3k_\alpha k_D d_n d \sqrt{P_0}, \quad (148)$$

где  $V$  — производительность, м<sup>3</sup>/ч;  $k_\alpha$  — поправка на угол конусности гидроциклона:

$\alpha$	$k_\alpha$
10°	1,15
20°	1,0

$k_D$  — поправка на диаметр гидроциклона по формуле  $k_D = 0,8 + \frac{1,2}{1+0,1D}$ , где  $D$  — диаметр гидроциклона:

$D$ , см . . . . .	15	25	36	50	71	100	140	200
$k_D$ . . . . .	1,28	1,14	1,06	1,0	0,95	0,91	0,88	0,81
Высота гидроциклона $H_r$ , м	—	—	—	—	3,5	4,5	6	8

$d_n$  — диаметр (эквивалентный) питающего отверстия, см;  $d$  — диаметр шламового отверстия, см;  $P_0$  — рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа.

Для гидроциклонов диаметром больше 50 см необходимо учесть высоту гидроциклона

$$P_0 = P + 0,01 H_r \rho_n,$$

где  $P_0$  — давление на входе в гидроциклон, МПа,  $H_r$  — высота гидроциклона, м;  $\rho_n$  — плотность исходной пульпы, г/см<sup>3</sup>.

Номинальная крупность слива, получаемая в гидроциклоне, рассчитывается по формуле [48]

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{D d \beta_n^{TB}}{\Delta k_D P_0^{0,5} (\rho - \rho_0)}}, \quad (149)$$

где  $d_n$  — номинальная крупность слива, мкм;  $\beta_n^{TB}$  — содержание твердого в исходной пульпе, %;  $\Delta$  — диаметр пескового насадка, см;  $\rho$  и  $\rho_0$  — плотность твердого и жидкой фазы, г/см<sup>3</sup>.

Остальные обозначения те же, что и в формуле (148).

Давление пульпы на входе в гидроциклон обычно лежит в пределах 0,04—0,15 МПа. Для экономии энергии и уменьшения

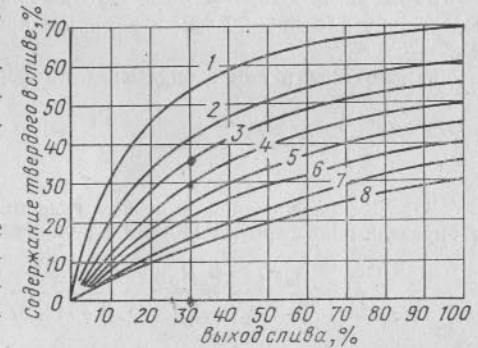


Рис. 67. Содержание твердого в сливе гидроциклонов, работающих в замкнутом цикле измельчения:

- 1 — крупность слива 50 % класса —74 мкм;
- 2 — то же, 50—60 % класса —74 мкм;
- 3 — то же, 60—70 % класса —74 мкм;
- 4 — то же, 70—80 % класса —74 мкм;
- 5 — то же, 80—85 % класса —74 мкм;
- 6 — то же, 85—90 % класса —74 мкм;
- 7 — то же, 90—95 % класса —74 мкм;
- 8 — то же, 95—100 % класса —74 мкм

износа сложных частей насоса и самого гидроциклона желательнее давление принимать наименьшим. Однако при низком давлении размеры гидроциклонов для одной и той же крупности слива получаются небольшими, а число их большим, что неудобно при эксплуатации. Поэтому при выборе гидроциклонов может возникнуть необходимость сравнить несколько вариантов, отличающихся давлением пульпы на входе в гидроциклон.

Удельная нагрузка на песковый насадок по твердому составляет 0,5—2,5 т/ч на 1 см<sup>2</sup> его площади.

III. Пример а. Выбрать гидроциклон для классификации хвостов первого приема флотации для выделения отвального слива и песковой части для последующего измельчения.

Дано: производительность по поступающему твердому  $Q_n = 52,7$  т/ч; содержание класса —74 мкм  $\beta_n^{-74} = 42\%$ , плотность твердого  $\rho = 2,8$  г/см<sup>3</sup>; разжижение  $R_n = 1,27$ . Требуется получить слив крупностью  $\beta_c^{-74} = 80\%$ . Определить: размеры гидроциклона  $D$ ,  $d$ ,  $d_n$  и  $\Delta$ ; давление пульпы на входе в гидроциклон для выбора насоса.

1. Рассчитываем шламовую схему операции. Сливу, содержащему 80% класса —74 мкм (см. табл. 14), соответствует номинальная крупность  $d_n = 140$  мкм. При такой крупности слива зерна мельче 0,15  $d_n = 0,15 \cdot 140 = 21$  мкм распределяются по продуктам классификации как вода. По табл. 14 содержание класса —20 мкм в исходном продукте и в сливе будет  $\beta'_n = 15\%$  и  $\beta'_c = 35\%$ .

Разжижение в сливе определим по формуле (145)

$$R_c = \frac{R_n \beta'_c}{\beta'_n} = \frac{1,27 \cdot 0,35}{0,15} = 2,96 \text{ (25,3\% твердого).}$$

Зададим разжижение в песках гидроциклона  $R_n = 0,23$  (70% твердого) и определим по формуле (39) выход слива

$$\gamma_c = \frac{\beta'_n R_c - \beta'_c R_n}{\beta'_c (R_c - R_n)} = \frac{0,15 \cdot 2,96 - 0,35 \cdot 0,43}{0,35 (2,96 - 0,43)} = 0,332 \text{ (33,2\%).}$$

Результаты расчета шламовой схемы сведены в табл. 44.

2. По табл. 45 для заданных условий (крупность слива 140 мкм, производительность 85,8 м<sup>3</sup>/ч) подходит гидроциклон  $D = 360$  мм. Для этого размера гидроциклона имеем  $d_n = 9$  см;  $d = 11,5$  см;  $\Delta$  в пределах 3,4—9,6 см.

3. Найдем напор пульпы на входе в гидроциклон, необходимый для обеспечения заданной производительности по формуле (148)  $k_\alpha = 1$ ;  $k_D = 1,06$ ;

$$V = 3k_\alpha k_D d_n d \sqrt{P_0}; \quad 85,8 = 3 \cdot 1 \cdot 1,06 \cdot 9 \cdot 11,5 \sqrt{P_0};$$

$$P_0 = 0,0684 \text{ МПа.}$$

4. Проверим, какая будет нагрузка на песковое отверстие, если принять насадок  $\Delta = 5,0$  см

$$q = \frac{Q_n}{0,785 \Delta^2} = \frac{35,2}{0,785 \cdot 5^2} = 1,80 \text{ т/(см}^2 \cdot \text{ч).}$$

Эта нагрузка находится в пределах нормы [0,5—2,5 т/(ч·см<sup>2</sup>)] и можно принять насадок диаметром около 5 см.

Результаты расчета шламовой схемы  
(к примерам расчета гидроциклонов)

Продукт	Выход $\gamma$ , %	Твердого $Q$ , т/ч	Разжижение $R = \frac{W}{Q}$	Содержание твердого $\beta^{TB}$ , %	Расход воды $QR = W$ , м <sup>3</sup> /ч	Объем пульпы $V = Q \left( \frac{1}{\rho} + R \right)$ , м <sup>3</sup> /ч
---------	--------------------	--------------------	------------------------------	--------------------------------------	--	--

Пример а. Гидроциклон для классификации (рис. 66, а)

Слив	33,2	17,5	2,96	25,3	51,7	57,95
Пески	66,8	35,2	0,43	70,0	15,3	27,85
Исходный	100,0	52,7	1,27	44,0	67,0	85,8

Пример б. Гидроциклон в замкнутом цикле с мельницей (рис. 66, б)

Слив	25	100	1,63	38	163	196
Пески	75	300	0,25	80	75	175
Исходный	100,0	400	0,595	62,5	238	371

5. После того, как все параметры гидроциклона определены, проверим крупность номинального зерна в сливе по формуле (149)

$$d_n = 1,5 \sqrt{\frac{D d \beta_n^{TB}}{\Delta k_D \sqrt{P_0} (\rho - \rho_0)}} = 1,5 \sqrt{\frac{36 \cdot 11,5 \cdot 44}{5 \cdot 1,06 \sqrt{0,0684} (2,8 - 1)}} = 130 \text{ мкм.}$$

Таблица 45

Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов

Диаметр гидроциклона $D$ , мм	Угол конусности $\alpha$ , градус	Производительность * $Q_n$ при $P_0 = 0,1$ МПа $\frac{V}{V_0}$ , м <sup>3</sup> /ч	Номинальная крупность слива $d_n$ , мкм (при $\rho = 2,7$ г/см <sup>3</sup> )	Стандартный эквивалентный диаметр питающего отверстия $d_n$ , см	Стандартный диаметр сливного патрубка $d$ , см	Диаметр пескового насадка $\Delta$ , см (в пределах)
25	10	0,45—0,9	8	0,6	0,7	0,4—0,8
50	10	1,8—3,6	10	1,2	0,13	0,6—1,2
75	10	3—10	10—20	1,7	2,2	0,8—1,7
150	10; 20	12—30	20—50	3,2—4,0	4—5	1,2—3,4
250	20	27—70	30—100	6,5	8	2,4—7,5
360	20	50—130	40—150	9,0	11,5	3,4—9,6
500	20	100—260	50—200	13	16	4,8—15
710	20	200—460	60—250	15	20	4,8—20
1000	20	360—900	70—280	21	25	7,5—25
1400	20	700—1800	80—300	30	38	15—36
2000	20	1100—3600	90—330	42	52	25—50

\* С учетом возможных изменений.



Это соответствует заданной крупности (140 мкм) и можно принять выбранный гидроциклон  $D = 360$  мм.

6. Поскольку в основу расчета положено соответствие гранулометрического состава исходного продукта и слива упрощенному уравнению характеристики крупности Розина—Раммлера, то гранулометрический состав песков можно рассчитать по формулам баланса классов крупности:

$$\beta_n^{-d} - \gamma_c \beta_c^{-d} = \gamma_n \beta_n^{-d}; \quad \beta_n^{-d} = \frac{\beta_n^{-d} - \gamma_c \beta_c^{-d}}{\gamma_n},$$

где  $\beta_n^{-d}$ ,  $\beta_c^{-d}$  и  $\beta_n^{-d}$  — содержание рассчитываемого суммарного класса любой крупности  $d$  соответственно в исходном, сливе и песках.

Пример 6. Выбрать гидроциклон для работы в замкнутом цикле с шаровой мельницей.

Дано: схема измельчения б (рис. 66, б). Руда поступает в мельницу, а в гидроциклоне осуществляется проверочная классификация слива мельницы. Величину циркулирующей нагрузки нельзя рассчитать, и чтобы не занижить производительность гидроциклона следует ее задавать высокой. При работе мельницы с гидроциклоном принимается величина  $c = 200$ — $300$  %. Примем  $c = 300$  %. Производительность цикла измельчения по руде (и сливу гидроциклона)  $Q_c = 100$  т/ч, плотность руды  $\beta = 3$  г/см<sup>3</sup>. Слив гидроциклона должен иметь крупность 55 % класса —74 мкм.

Необходимо определить: размеры гидроциклона  $D$ ,  $d$ ,  $d_{II}$ ,  $\Delta$  и давление пульпы на входе в гидроциклон для выбора насоса.

1. Определяем выход слива (частный)

$$\gamma_c = \frac{Q_c}{Q_c(1+c)} = \frac{1}{1+3} = 0,25 = 25\%.$$

2. Определяем содержание твердого в сливе по формуле (147). Предварительно зададимся содержанием твердого в песках для крупности слива 55 % класса —74 мкм,  $\beta_n^{TB} = 80$  %

$$\beta_c^{TB} = \frac{[1 - 0,7\beta_c^{-74} \left(\frac{2,7}{\rho}\right)^{0,25}] \beta_n^{TB} \gamma_c}{\beta_n^{TB} - [1 - 0,7\beta_c^{-74} \left(\frac{2,7}{\rho}\right)^{0,25}] (1 - \gamma_c)} =$$

$$= \frac{[1 - 0,7 \cdot 0,55 \left(\frac{2,7}{3,0}\right)^{0,25}] 0,8 \cdot 0,25}{0,8 - [1 - 0,7 \cdot 0,55 \left(\frac{2,7}{3,0}\right)^{0,25}] (1 - 0,25)} = 0,38 = 38\%.$$

Результаты расчета шламовой схемы приведены в табл. 44 (пример 6).

3. По табл. 14 определяем номинальную крупность слива  $d_n = 280$  мкм и размер класса, который распределяется по продуктам как вода  $d = 0,15 d_n = 42$  мкм. В дальнейшем для этой крупности можно рассчитать содержание в продуктах по распределению воды.

4. По табл. 45 подберем размер гидроциклона. Для заданных условий подходит гидроциклон  $D = 710$  мм или гидроциклон  $D = 1000$  мм.

Определяем ориентировочно производительность одного гидроциклона  $D = 710$  мм, приняв условно давление на входе 0,1 МПа (1 кгс/см<sup>2</sup>) и стандартные диаметры  $d_{II} = 150$  мм,  $d = 200$  мм. По формуле (148) определяем

$$V = 3 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 15 \cdot 20 \sqrt{0,1} = 270 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Следовательно, для заданной производительности необходимо  $\left(\frac{371}{270} = 1,4\right)$

два гидроциклона  $D = 710$  мм.

Определяем, сколько потребуется гидроциклонов  $D = 1000$  мм.

Примем по табл. 45 стандартные размеры:  $d_{II} = 210$  см,  $d = 250$  мм. Определяем производительность (в м<sup>3</sup>/ч) одного гидроциклона при условном давлении 0,1 МПа (1 кгс/см<sup>2</sup>)

$$V = 3 \cdot 1 \cdot 0,91 \cdot 21 \cdot 25 \sqrt{0,1} = 454.$$

Следовательно, для заданной производительности необходим

$$\frac{371}{454} = 0,82 = 1 \text{ гидроциклон}.$$

Принимаем к установке один рабочий гидроциклон  $D = 1000$  мм.

Проверяем нагрузку гидроциклона по пескам при диаметре пескового насадка  $\Delta = 150$  мм (сечение 177 см<sup>2</sup>). Удельная нагрузка

$$\frac{300}{177} = 1,7 \text{ т}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч}).$$

5. Определяем достаточное давление на входе в гидроциклон по формуле (148)

$$371 = 3 \cdot 1 \cdot 0,91 \cdot 21 \cdot 25 \sqrt{P_0}; \quad P_0 = 0,072 \text{ МПа} (0,72 \text{ кгс}/\text{см}^2).$$

6. По формуле (149) определяем номинальную крупность слива, которую может обеспечить выбранный гидроциклон

$$d_{II} = 1,5 \sqrt{\frac{D d \beta_n^{TB}}{\Delta k_D \sqrt{P_0} (\rho - \rho_0)}} = 1,5 \sqrt{\frac{100 \cdot 25 \cdot 62,5}{15 \cdot 0,91 \sqrt{0,072} (3 - 1)}} = 225 \text{ мкм}.$$

Полученная крупность меньше, чем задано и гидроциклон  $D = 1000$  мм обеспечит нужную крупность слива.

Гидравлические классификаторы, пирамидальные отстойники, конусы предназначены для разделения материалов на несколько классов по скорости осаждения их в водной среде. Наибольшая крупность зерен в питании этих аппаратов в большинстве случаев не превышает 2—3 мм.

Гидравлические классификаторы применяются при необходимости иметь высокую эффективность классификации, например перед концентрацией на столах руд редких металлов.

Из гидравлических классификаторов наиболее совершенными являются классификаторы стесненного падения с лопастными мешалками. Производительность этих классификаторов колеблется в широких пределах в зависимости от крупности питания, плотности руды и требуемой точности классификации. При классификации перед гравитационным обогащением оловянных и вольфрамовых руд, измельченных до 1—2 мм, производительность классификатора с лопастными мешалками составляет 10—25 т/ч. При пониженных требованиях к точности классификации и крупном питании производительность классификаторов достигает 30 т/ч, а при повышенных требованиях к точности классификации и очень мелком питании снижается до 3—5 т/ч.

Производительность поверхностно-поточных пирамидальных отстойников подсчитывается по формуле

$$V = vF, \quad (150)$$

где  $V$  — производительность по питанию, м<sup>3</sup>/ч;  $v$  — скорость осаждения наименьших осаждаемых зерен, м/ч;  $F$  — площадь камеры пирамидального отстойника, м<sup>2</sup>.

По формуле (150) определяются сначала общая потребная площадка для осаждения зерен, а затем число камер отстойника.

Конусы — наиболее простые классифицирующие аппараты. Для хорошей разгрузки песковой фракции из конуса необходимо, чтобы угол между его образующими и горизонтальной плоскостью был не менее 60—65°. Это условие не позволяет строить конусы больших диаметров, так как они получались бы очень высокими. Расчет производительности конусов производится также, как гидросепараторов.

Пирамидальные отстойники и конусы требуются для установки больших площадей и объемов зданий. Поэтому на вновь проектируемых обогатительных фабриках большой производительности вместо этих аппаратов применяются гидроциклоны [44, 70].

## § 6. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ГРАВИТАЦИОННЫМИ ПРОЦЕССАМИ

### ОТСАДОЧНЫЕ МАШИНЫ

Область применения отсадочных машин в последние годы несколько сокращается в связи с вытеснением отсадки обогащением в тяжелых суспензиях и на винтовых сепараторах. Однако в ряде случаев, например при наличии в исходном сырье шламующихся минералов, при пористой руде, мелкой вкрапленности полезных минералов, малой производительности обогатительной фабрики, обогащение в суспензиях не может конкурировать с отсадкой.

Конкурентоспособность отсадки по сравнению с тяжелыми суспензиями при обогащении углей отмечена в главе IV, § 9. Применение отсадки на углях ограничивается содержанием тяжелых фракций. Если в исходном угле более 50—55 % фракций плотностью более 1,8 и 2 г/см<sup>3</sup> (для антрацита), то показатели отсадки резко ухудшаются [44].

Верхний предел крупности материала, обогащаемого отсадкой, составляет: для каменных углей 120—175 мм, для руд 40—50 мм. Нижний предел крупности зависит от плотности разделяемых минералов: для угля 0,3—0,5 мм, для руд черных и цветных металлов 0,1—0,15 мм, для руд редких металлов 0,05—0,1 мм [40, 70].

Выбор типа отсадочной машины определяется родом перерабатываемого сырья, крупностью питания и требованиями, предъявляемыми к продуктам обогащения.

Для отсадки мелкоизмельченных руд редких и цветных металлов требуется увеличенное число пульсаций воды в отсадочной машине (250—500 в минуту) при сравнительно малой амплитуде. По конструктивным условиям такой режим отсадки создается машинами с конусными пульсаторами. Имеет большое значение также равномерность пульсаций воды по всей площади отсадочного решета. Этому условию в наибольшей степени отвечают машины с расположением диафрагмы под решетом.

Для отсадки крупно- и средневкрапленных руд и каменных углей рекомендуется применять беспоршневые отсадочные машины, в которых пульсации пульпы создаются подачей в машину сжатого воздуха. Поршневые отсадочные машины на вновь строящихся фабриках не устанавливаются.

Производительность отсадочных машин определяется по нормам удельной нагрузки на 1 м<sup>2</sup> площади решета. Производительность машины возрастает с увеличением разности в плотности разделяемых минералов и крупности питания (примерно пропорционально квадратному корню из диаметра

Таблица 46

Ориентировочные удельные нагрузки отсадочных машин по исходному питанию

Обогащаемый материал	Получаемые продукты	Удельная нагрузка по питанию, т/(м <sup>2</sup> ·ч)
Марганцевые и железные руды при наибольшей крупности питания (15—20 мм)	Окончательный концентрат, промпродукт и отвальные хвосты	5—7
Те же руды, но при наибольшей крупности питания (4—2 мм)	То же	2—5
Оловянные и вольфрамовые коренные руды при наибольшей крупности питания (8—16 мм)	Грубый концентрат и богатые хвосты для дальнейшей обработки	7—12
То же, при наибольшей крупности питания (3—1 мм)	Отвальные хвосты и бедный концентрат для дальнейшей обработки	4—6
Оловянные и вольфрамовые коренные руды, отсадочная машина работает в цикле измельчения и классификации	Грубый концентрат	10—20
Золотые россыпные руды, первичная отсадка	Отвальные хвосты и бедный концентрат для дальнейшей обработки	10—20
Россыпные руды редких металлов, первичная отсадка	То же	5—10
Коренные золотосодержащие руды, отсадочная машина работает в цикле тонкого измельчения и классификации	Крупное золото в концентрате	20—50 и выше
Полиметаллические свинцово-цинковые руды, цинковые и медные монометаллические руды	Окончательные концентраты, хвосты и промпродукты	1—2



Рекомендуемые удельные производительности для отсадочных машин при обогащении угля, т/(ч·м<sup>2</sup>) [44]

Крупность обогащаемого угля	Обогатимость		
	легкая	средняя	трудная
Мелкий машинный класс (0,5—13 мм)	12—15	8—12	7—10
Крупный машинный класс (+13 мм) и ширококлассифицированный уголь (0,5—100 мм)	13—18	10—13	8—12
Ширококласифицированный машинный класс антрацита (0,5—100 мм) при содержании породы в питании плотностью +2000 кг/м <sup>3</sup> , %	Менее 25	25—35	Более 35
Удельная производительность	20—25	18—20	16—18

зерен). При округлой и кубообразной форме зерен производительность выше, чем при плоской или вытянутой форме [62, 67].

Нормы удельной нагрузки устанавливаются обобщением практических данных по отсадке на обогатительных фабриках, перерабатывающих аналогичное сырье, или опытным путем. Ориентировочные средние нормы удельных нагрузок по исходному питанию для руд и углей приведены в табл. 46 и 47.

В конкретных случаях норма удельной нагрузки может отклоняться от средней, например при отсадке легкообогатимых углей нагрузка может быть повышена на 20—25 %, а при отсадке труднообогатимых углей — понижена на 25—30 %. При операциях перемешивания первичных концентратов удельные нагрузки следует принимать на 30—40 % меньше приведенных в табл. 46.

При отсадке колумбитовых и касситеритовых россыпных руд допускается нагрузка до 10 т/ч на 1 м ширины отсадочного решета.

При отсадке россыпных золотых руд удельные нагрузки колеблются в широких пределах в зависимости от крупности золота и качества продуктов отсадки. Особенно высокие удельные нагрузки [до 20—40 т/(м<sup>2</sup>·ч)] допускаются при установке отсадочных машин в цикле измельчения для выделения части золота, находящегося в более крупных зернах. В отдельных случаях при таких условиях работы отсадочных машин удельная нагрузка их достигает 80—100 т/(м<sup>2</sup>·ч).

Точность разделения в отсадочных машинах для углей приведена в табл. 1.

#### СУСПЕНЗИОННЫЕ СЕПАРАТОРЫ

Выбор типа сепаратора. Для обогащения каменных углей крупнее 6—10 мм и руд крупнее 3—5 мм применяются сепараторы с поступательным движением суспензии, в ко-

торых разделение минералов обусловлено силой тяжести. При меньшей крупности углей и руд применяются суспензионные циклоны. В сравнительно редких случаях вместо суспензий используются тяжелые жидкости.

Сепараторы с поступательным движением суспензии различаются формой и глубиной ванны, направлением движения суспензии, числом выдаваемых продуктов обогащения, способом разгрузки тяжелых продуктов.

Глубину ванны сепаратора можно приближенно оценить по отношению максимальной часовой производительности сепаратора по исходному материалу к полезному объему его ванны\*:

глубокая . . . . .	3—8 т/(ч·м <sup>3</sup> )
средняя . . . . .	8—25 т/(ч·м <sup>3</sup> )
мелкая . . . . .	25—70 т/(ч·м <sup>3</sup> )

Наиболее распространены в практике обогащения три типа сепараторов: конусного типа с глубокой ванной, колесного прямооточного со средней ванной и барабанного прямооточного с мелкой ванной.

В зависимости от формы ванны сепараторы подразделяются на конусные, пирамидальные, корытные, барабанные, кольцевые, желобные. В зависимости от направления движения суспензии различают сепараторы с вертикальным, горизонтальным и комбинированным (вертикально-горизонтальным) движением суспензии. По числу выдаваемых продуктов сепараторы делятся на двух- и трехпродуктные. Для разгрузки тяжелого продукта применяются аэролифтные подъемники, шлюзовые затворы, скребковые и ленточные конвейеры, цепные элеваторы, качающиеся скребки, элеваторные колеса, спирали на внутренней поверхности вращающегося барабана, наклонные шнеки.

Достоинства и недостатки сепараторов должны оцениваться по следующим показателям: объему суспензии, удаляемой из сепаратора с продуктами обогащения на 1 т питания; возможности обогащения крупнокускового материала; надежности в работе и сроку службы изнашивающихся частей; удобству и скорости ремонта; способу удаления из ванны кусков плотностью, равной или близкой плотности суспензии; сохранению спокойного состояния суспензии в ванне и стабильности плотности суспензии в разных точках ванны; возможным решениям компоновки сепаратора, грохотов и другого оборудования, связанного с сепаратором\*\*.

Объем суспензии, удаляемой из ванны с продуктами обогащения, зависит от способа разгрузки тяжелого и легкого продуктов. Для уменьшения количества циркулирующей суспензии желательно, чтобы тяжелый продукт при выходе из суспензии не-

\* Обогащение руд, 1977, № 6, с. 32—34.

\*\* Обогащение руд, 1973, № 2, с. 34—36.

сколько дренировался, а легкий продукт перемещался по поверхности суспензии в сторону разгрузки механическим устройством.

При разгрузке тяжелого продукта аэролифтами, шлюзовыми затворами, качающимися скребками дренаж суспензии отсутствует или происходит в незначительной степени. Поэтому сепараторы, оборудованные этими разгрузочными устройствами, характеризуются большим объемом циркулирующей суспензии, достигающим до 4—6 м<sup>3</sup> на 1 т исходного питания. При других способах разгрузки тяжелого продукта имеет место частичный дренаж суспензии, ее циркуляция уменьшается до 1,5—3 м<sup>3</sup> на 1 т питания.

Возможность обогащения в сепараторе крупного материала определяется типом разгрузочного устройства для тяжелого продукта. Сепараторы с разгрузкой тяжелого продукта аэролифтами, шлюзовыми затворами, шнеками и спиралями не могут применяться для обогащения крупного материала. При крупном материале наиболее пригодны сепараторы с разгрузкой тяжелого продукта элеваторными колесом.

Срок службы изнашивающихся частей и межремонтные периоды дольше для сепараторов, в которых нет скольжения кусков обогащаемого материала по рабочим его поверхностям. Лучшими в этом отношении являются сепараторы с разгрузкой тяжелого продукта элеваторным колесом или с цепным элеватором. Для надежной работы эти транспортные механизмы требуют применения износостойких материалов и качественного изготовления.

Продукты обогащения, плотность которых близка плотности суспензии, накапливаются в ванне сепаратора. Удаление их из ванны облегчается в сепараторах с горизонтальным или комбинированным движением суспензии. При вертикальном ламинарном движении суспензии сростки минералов определенной плотности теоретически не могут быть удалены из ванны. Для их разгрузки требуется периодическое изменение или скорости движения суспензии, или ее плотности. Это усложняет регулирование работы сепараторов с вертикальным движением суспензии и является их недостатком.

На отечественных углеобогатительных фабриках для разделения в тяжелых средах применяются, за малым исключением, сепараторы колесного типа, т. е. с удалением осевшей фракции элеваторным колесом. На действующих фабриках еще используется много сепараторов с наклонным колесом (сняты с производства с 1972 г.). На всех новых фабриках проектируются к установке сепараторы с вертикальным колесом.

Схема обогащения угля в суспензиях в две стадии показана на рис. 68.

Колесные сепараторы могут с успехом применяться также и для руд, особенно при крупном исходном питании и большой производительности обогатительной фабрики.

Для обогащения сравнительно мелких руд крупностью 40—5 (25—5) мм, могут быть использованы спиральные классификаторы, заполняемые тяжелой суспензией, конусные и барабанные суспензионные сепараторы.

Конусные сепараторы позволяют получать самую высокую точность разделения. Но поскольку они самые дорогие по экс-

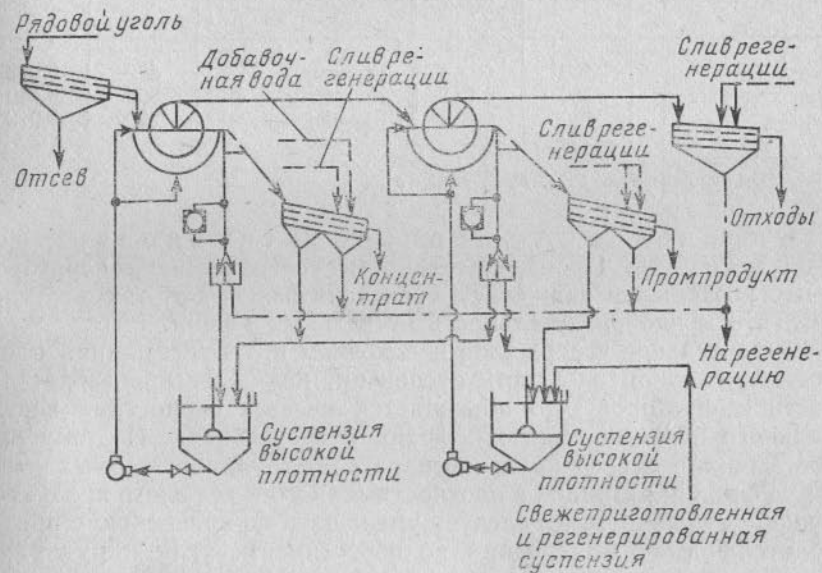


Рис. 68. Схема обогащения угля в два приема от меньшей плотности к большей с разделением на три продукта (левая часть схемы — обогащение в суспензии низкой плотности) [10]

плуатационным расходам, то их следует применять при разделении ценных труднообогатимых руд, содержащих значительные количества промпродуктовых фракций.

Сепараторы с мелкой ванной (например, спиральные классификаторы) по технологическим показателям уступают конусным и должны применяться только для легкообогатимых руд.

Эксплуатационные затраты при работе тяжелосредних сепараторов показаны в табл. 48.

Наиболее дешевыми в эксплуатации являются барабанные сепараторы. Повышенные расходы на колесные сепараторы объясняются высокой амортизацией, поскольку их начальная стоимость велика. Но наиболее низкие технологические показатели по сравнению с конусными и колесными имеют барабанные сепараторы.

Для обогащения углей в диапазоне крупности 13 (6)—0,5 мм и для руд в диапазоне 6 (3)—0,3 мм применяются суспензионные циклоны. Верхний предел угля, обогащаемого в гидроциклонах, — 40 мм.



Эксплуатационные затраты при работе тяжелосредних сепараторов \*

Типы сепараторов	Производительность, т/ч	Приведенные затраты на 1 т руды, руб.	Типы сепараторов	Производительность, т/ч	Приведенные затраты на 1 т руды, руб.
Конусные	100	0,048	Конусные	500	0,027
Колесные	100	0,044	Колесные	500	0,030
Барабанные	100	0,033	Барабанные	500	0,018

\* Обогащение руд, 1977, № 6, с. 32—34.

Определение производительности сепараторов. Производительность суспензионных сепараторов с поступательным движением суспензии зависит от тех же условий, что и производительность отсадочных машин.

Значительное содержание в исходном питании фракций плотностью, близкой плотности суспензии, понижает производительность сепараторов, что объясняется малыми скоростями вертикального перемещения таких фракций в суспензии. Поэтому при обогащении в суспензионных сепараторах труднообогащаемых углей и руд с малой разницей в плотности легкого и тяжелого продуктов производительность их следует уменьшать по сравнению с производительностью на средних по обогатимости угля и рудах.

При проектировании производительность суспензионных сепараторов берется непосредственно из каталогов или подсчитывается по допустимой норме удельной нагрузки. Последняя исчисляется на 1 м<sup>2</sup> зеркала суспензии по количеству исходного питания, всплывающего (легкого) продукта, тяжелого продукта или на 1 м ширины потока суспензии по количеству исходного питания и по количеству легкого продукта. Методы расчета по удельной нагрузке на 1 м ширины потока суспензии можно применять

Таблица 49

Средние удельные производительности суспензионных колесных сепараторов для угля по всплывшему продукту, т/ч на 1 м ширины ванны [58]

Крупность, мм	Удельная нагрузка, т/(ч·м)	Крупность, мм	Удельная нагрузка, т/(ч·м)	Крупность, мм	Удельная нагрузка, т/(ч·м)
6—25	35	13—50	50	25—300	80
6—50	45	13—200	70	50—100	80
10—25	40	25—50	60	50—300	90
10—100	55	25—150	75		

Примечание. Предельная нагрузка выше на 25 %.

Расчетная производительность колесных сепараторов по потонувшему продукту [58]

Крупность, мм	Сепаратор СКВ 20		Сепаратор СКВ-32	
	Производительность, т/ч, при плотности суспензии (кг/м <sup>3</sup> )			
	1500	2000	1500	2000
6—25	135	150	190	205
13—100	150	165	205	230
13—200	155	170	215	235
25—100	155	170	235	260
25—300	170	190	250	285

в том случае, если длина ванны (путь потока суспензии) обеспечивает требуемое качество разделения.

Наиболее часто производительность суспензионных сепараторов подсчитывается по нормам нагрузки на 1 м<sup>2</sup> зеркала суспензии или на 1 м ширины потока.

В табл. 49 приведены удельные производительности суспензионных колесных сепараторов для углей разной крупности, а в табл. 50 — производительность на угле двух сепараторов с вертикальным колесом [58].

Удельные нагрузки сепараторов для руд и неметаллических полезных ископаемых приведены в табл. 51.

Средняя вероятная ошибка разделения углей в суспензионных сепараторах приведена в табл. 1.

Производительность суспензионных гидроциклонов для угля. Для обогащения мелкого угля и переобогащения промпродукта при трудной обогатимости угля применяют суспензионные гидроциклоны. Имеются двух- и трехпродуктовые суспензионные гидроциклоны.

Серийно выпускается оборудование гидроциклонных комплексов для разделения на два продукта производительностью 50 и

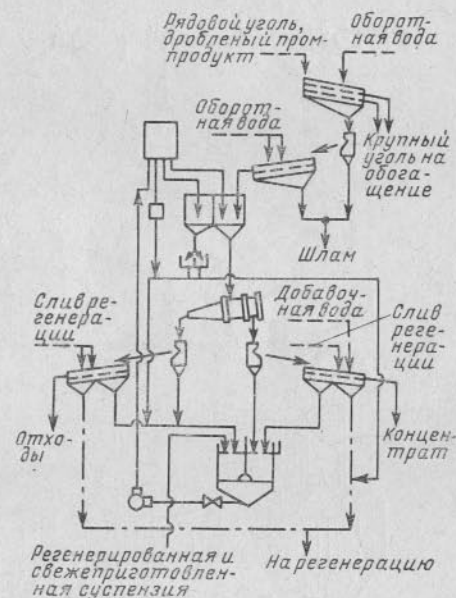


Рис. 69. Схема обогащения мелкого угля в двухпродуктовых гидроциклонах [10]

Ориентировочные удельные нагрузки суспензионных двухпродуктных сепараторов

Обогащаемый материал	Крупность питания, мм	Удельная нагрузка, т/(м <sup>2</sup> ·ч)	
		по питанию	по легкому продукту
Руды черных металлов	40—5	35—50	9—12
Руды цветных и редких металлов средней обогатимости	40—5 (3)	13—20	9—12
Руды цветных и редких металлов трудной обогатимости	40—5 (3)	5—10	4—7
Строительный щебень и гравий	50—5	25—35	—
То же	30—5	20—30	—
Флюоритовые руды	20—3	2—3	—
Алмазные руды	25—1,6	7—9	6—8

Примечание. К труднообогатимым условно отнесены руды, содержащие свыше 20 % фракции плотностью в диапазоне от  $\Delta - 0,05$  до  $\Delta + 0,05$ , где  $\Delta$  — плотность разделения, г/см<sup>3</sup>.

100 т/ч (КГ-2/50 и КГ-2/100), и на три продукта — 80 т/ч (ГТ-3/80) [28]. Средняя вероятная ошибка разделения для гидроциклонов при обогащении угля приведена в табл. 1.

На рис. 69 показана схема цепи аппаратов обогащения мелкого угля в двухпродуктовых гидроциклонах, а на рис. 70 — схема и комплект оборудования трехпродуктовой установки.

#### КОНЦЕНТРАЦИОННЫЕ СТОЛЫ

Концентрационные столы имеют малую удельную производительность и поэтому требуют больших площадей пола для установки. При обогащении коренных и россыпных руд редких металлов на вновь проектируемых фабриках концентрационные столы применяются для перечистки концентратов при крупности питания от 3 мм и ниже. Конкурирующими с концентрационными столами аппаратами являются винтовые, струйные и конусные сепараторы.

При обогащении углей крупность питания концентрационных столов достигает 13 мм и редко 25 мм.

Концентрационные столы выпускаются одно-, трех- и шестиярусные. Многолетние столы требуют меньшей площади пола и потребляют меньше энергии на единицу производительности по сравнению с одноярусными концентрационными столами. При обогащении рудных продуктов мельче 0,2 мм трехъярусные концентрационные столы дают несколько худшие показатели, чем одноярусные; для классов >0,2 мм показатели одинаковые.

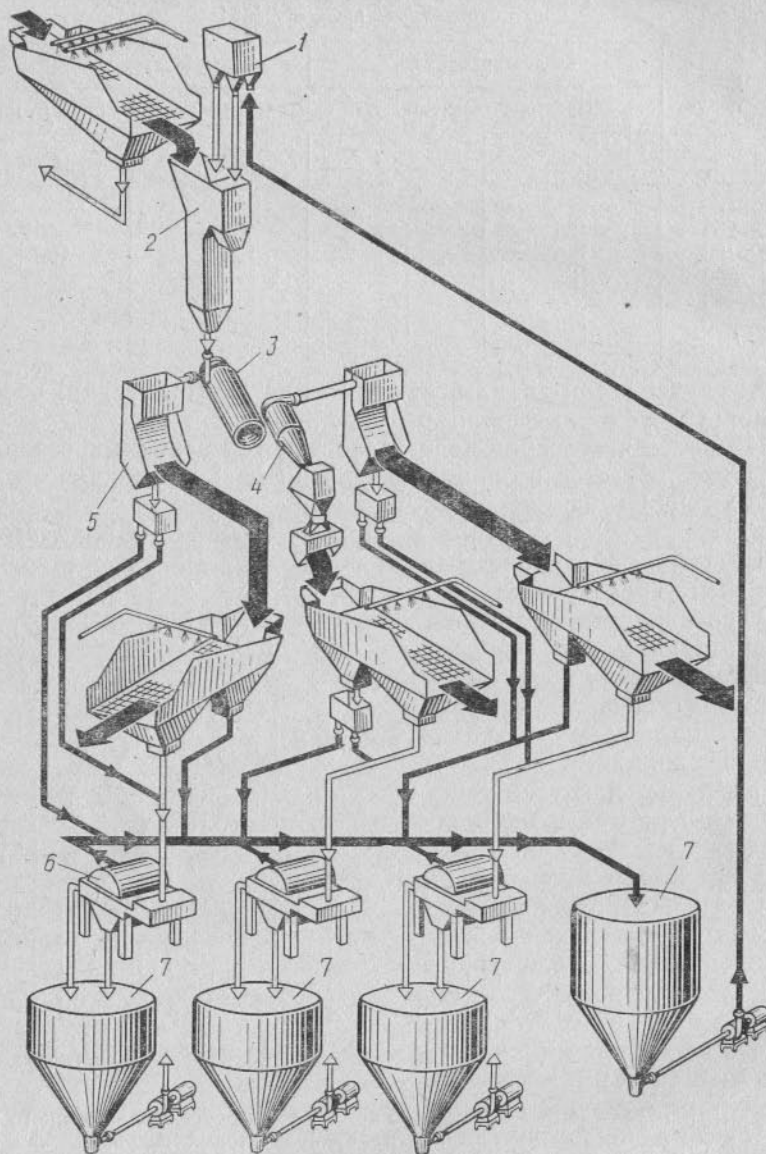


Рис. 70. Комплект оборудования трехпродуктовой гидроциклонной установки ГТ-3/80 [28]:

1 — делитель; 2 — смеситель; 3 — первая секция гидроциклона; 4 — вторая секция гидроциклона; 5 — грохоты дуговые; 6 — электромагнитные сепараторы; 7 — резервуары для тяжелой среды и продуктов регенерации суспензии



Производительность концентрационных столов зависит от крупности исходного питания, разницы в плотности разделяемых минералов и требований, предъявляемых к качеству продуктов обогащения.

Для операций первичного обогащения руд с получением черновых концентратов, промпродукта и отвалных хвостов производительность одноярусного концентрационного стола СКМ-1 может быть подсчитана по эмпирической формуле [67]

$$Q = 0,18 \left( F d_{\text{ср}} \frac{\delta_1 - 1}{\delta_2 - 1} \right)^{0,6}, \quad (151)$$

где  $Q$  — производительность по сухому исходному питанию, т/ч;  $F$  — площадь деки стола, м<sup>2</sup>;  $d_{\text{ср}}$  — среднеарифметическая крупность зерен в питании, мм;  $\delta$ ,  $\delta_1$  и  $\delta_2$  — плотность соответственно руды, полезного минерала (тяжелой фракции) и пустой породы (легкой фракции), г/см<sup>3</sup>.

Производительность концентрационного стола, работающего в операциях перечистки концентрата, следует принимать на 20—30 % меньше, чем в основном цикле.

Производительность стола СКМ-1 при обогащении каменного угля крупностью 0—1 мм составляет 6—10 т/ч, при крупности 0—6 мм равна 15—18 т/ч. Производительность шестидесятиэтажерочного стола СКПМ-6 при крупности угля 0—6 мм равна 45—50 т/ч [70].

### ШЛЮЗЫ

Применяются два типа шлюзов — с ручным сполоском, называемые простыми шлюзами, и с автоматическим сполоском, называемые автоматическими шлюзами. Основная область применения простых шлюзов — обогащение россыпных золотых руд. Применение простых шлюзов для россыпных руд редких металлов приводит к необходимости частых сполосков и значительной затрате труда вследствие повышенных по сравнению с золотыми рудами выходов концентрата. Поэтому для обогащения россыпных руд редких металлов следует устанавливать отсадочные машины, конусные, струйные и винтовые сепараторы, а при очень мелких песках — автоматические шлюзы.

Автоматические многолетние шлюзы применяются также для извлечения металлов из тонких шламов, получающихся при гравитационном обогащении коренных руд, и для извлечения редкометалльных минералов из хвостов флотации. Основное достоинство этих аппаратов по сравнению с концентрационными столами состоит в меньшей занимаемой ими площади пола и в автоматической их работе.

Винтовые шлюзы отличаются от винтовых сепараторов формой винтового желоба. Если днище у винтового сепаратора полукруглое, то у шлюза днище представляет собой гладкую наклон-

ную плоскость. Винтовые шлюзы применяются для обогащения мелких классов и шламов руд редких металлов и олова.

Потребная площадь шлюзов может быть определена исходя из допустимых норм удельных нагрузок.

Допустимые удельные нагрузки зависят в основном от крупности и плотности полезного минерала, а также от допустимых потерь металла в хвостах.

При разработке золотых руд драгами удельная нагрузка обычно составляет 0,5—1,4 м<sup>3</sup> эфелей на 1 м<sup>2</sup> поверхности шлюза в час. При насыпной массе эфелей 1,6 т/м<sup>3</sup> это соответствует 0,8—2,2 т/(м<sup>2</sup>·ч).

При обработке на шлюзах слива классификаторов или хвостов флотации на флотационных фабриках для извлечения золота удельные нагрузки составляют 0,5—1 т/(м<sup>2</sup>·ч). Высокая нагрузка для столь тонкого материала объясняется тем, что шлюзы в данном случае предназначаются для улавливания лишь более крупных зерен золота, основное же количество золота извлекается флотацией.

При обогащении на шлюзах очень тонких классифицированных шламов, получаемых при гравитационном обогащении оловянных и вольфрамовых коренных руд, ориентировочные нагрузки по питанию для класса —70 + 40 мкм — 0,15 т/(м<sup>2</sup>·ч), для класса —40 + 25 мкм — 0,06 т/(м<sup>2</sup>·ч), для класса —25 + 13 мкм — 0,04 т/(м<sup>2</sup>·ч).

При извлечении касситерита на фабрике «Сулливан» (Канада) из хвостов флотации, обесшламленных до 15 мкм, удельная нагрузка по питанию составляла 0,3 т/(м<sup>2</sup>·ч).

Производительность шлюза с орбитальным движением дек типа Бартлс—Мозли на один агрегат с площадью дек 72 м<sup>2</sup> достигла на шламах оловянных руд 2,5 т/ч, т. е. 0,035 т/(м<sup>2</sup>·ч)\*.

На основании выбранной удельной нагрузки подсчитываются общая площадь шлюзов и их число.

### ВИНТОВЫЕ СЕПАРАТОРЫ

Винтовые сепараторы не имеют движущихся частей, не пропускают из-за механических неполадок и в то же время дают высокие технологические показатели обогащения. Стоимость обогащения песков на винтовых сепараторах на 15—60 % меньше, чем в отсадочных машинах, а расход воды меньше на 35—40 %. При обогащении на винтовых сепараторах песков благоприятного гранулометрического состава извлечение ценных минералов в концентрат выше на 3—10 %, чем извлечение при отсадке. При обогащении на винтовых сепараторах коренных руд получают пониженные технологические показатели по сравнению с концентрационными столами, но сепараторы дают значительную эконо-

\* Обогащение руд, 1975, № 2, с. 36—39.

нию по занимаемой площади пола и эксплуатационным расходам [2, 67].

**Область применения.** Винтовые сепараторы применяются для обогащения песков, содержащих ценные минералы высокой плотности. Верхний предел крупности зерен пустой породы в питании 15—20 мм. Пределы крупности полезных тяжелых минералов, успешно извлекаемых на винтовых сепараторах, 4—0,1 мм, зерна мельче 0,05—0,07 мм практически не извлекаются. Плоские зерна пустой породы загрязняют концентрат. Исходное питание желательно обесшламливать. При содержании в питании свыше 15—20 % глинисто-илистого материала предварительное обесшламливание необходимо.

При обогащении коренных руд редких металлов винтовые сепараторы могут применяться в основном цикле обогащения лишь для таких операций, где не получаются отвальные хвосты и при крупности питания в пределах  $-2 + 0,1$  (0,074) мм. На флотационных фабриках эти сепараторы могут устанавливаться для извлечения из зернистой части хвостов флотации сопутствующих минералов большой плотности. Винтовые сепараторы широко применяются также для извлечения слабомагнитных окислов из железных руд, не требующих тонкого измельчения перед обогащением.

Производительность винтовых сепараторов зависит от диаметра витков желоба, угла подъема вин-

товой линии, вещественного состава и крупности обогащаемого материала. Производительность повышается при увеличении диаметра витков и угла подъема винтовой линии. Уменьшение крупности зерен породы и полезных минералов в питании, а также повышенное содержание в питании глины и шламов вызывает снижение производительности сепаратора.

При проектировании производительность винтовых сепараторов берется по практическим данным или на основании экспериментальных работ. Ориентировочная производительность сепараторов приведена в табл. 52.

#### СТРУЙНЫЕ И КОНУСНЫЕ СЕПАРАТОРЫ [11, 50, 67]

Принцип действия этих сепараторов одинаков — расслоение в суживающемся потоке пульпы.

**Область применения** — мокрое гравитационное обогащение руд с зернами крупностью 2,5—0,04 мм. Чаще струйные и конусные сепараторы применяют при обогащении россыпных руд, но они могут применяться и для коренных руд. Их выгодно использовать в операциях первичного обогащения, а также для контрольных операций на хвостах.

Преимущества конусных и струйных сепараторов по сравнению с концентрационными столами и винтовыми сепараторами: простота конструкции, значительно меньшая стоимость оборудования, более высокая удельная производительность на единицу рабочей площади аппарата, в 5—10 раз меньше потребная производственная площадь для конусных и струйных сепараторов, чем для концентрационных столов, и в 1,5—2 раза меньше, чем для винтовых сепараторов, меньший примерно в четыре раза расход воды.

Недостатки струйных и конусных сепараторов: низкая степень концентрации за одну операцию; необходимость тщательного обесшламливания питания по крупности 0,074 или 0,04 мм; необходимость равномерного питания как по дебиту пульпы, так и по ее плотности (колебания не более 20 %); необходимость для стабилизации процесса работать с большой циркулирующей нагрузкой (промпродукт основной + концентрат контрольной + хвосты перечистной операции), доходящей до 120—150 %, для возвращения циркулирующей нагрузки в голову процесса необходим насос.

Несмотря на отмеченные недостатки, струйные и конусные сепараторы можно применять для гравитационного обогащения россыпных и коренных руд. На конусных сепараторах можно проводить основную концентрацию обесшламленного материала. Но на перечистных операциях следует применять винтовые сепараторы или концентрационные столы. Это позволит избежать больших циркуляций продуктов и их перекачек.

Таблица 52

#### Ориентировочная производительность винтовых сепараторов

Обогащаемый материал	Крупность питания, мм		Диаметр витков сепаратора, мм	Производительность, т/ч
	породы	полезных минералов		
Пески	-16+0,05	+0,25	1200	15—20
Пески	-4+0,05	+0,25	1200	10—12
Пески	-16+0,05	-0,25	1200	9—10
Пески	-1+0,05	+0,25	1200	6—8
Пески	-2	-0,25	1200	3—4
Коренные руды редких металлов	-2+0,074	—	1200	10—15 *
Пески	-6	—	600—750	1,5—1,7
Железные руды	-0,83	—	600—750	1,4—1,5
Обесшламленные хвосты флотации	-0,6+0,1	—	600—750	1,7—2,3
Хвосты гравитационных фабрик цветных металлов	-1+0,4	—	600—750	1,2—1,3

\* Получаются черновые концентраты и богатые хвосты для последующей обработки.



Конусные сепараторы не подходят для обогащения тонкозернистых продуктов, так как требуют тщательно обесшламленного питания\*.

Производительность струйных и конусных сепараторов возрастает с увеличением крупности питания и разницы в плотностях разделяемых минералов. Производительность зависит также от формы зерен обогащаемого материала. Для каждой руды существует оптимальная в технологическом отношении удельная производительность, которую при крупности питания 2—0,044 мм можно определить по эмпирической формуле [11]

$$q = K d_{\text{ср}} \frac{\delta_1 - 1}{\delta_2 - 1},$$

где  $K$  — коэффициент, равный 10—14, причем большие значения относятся к крупному питанию, а меньшие — к мелкому;  $d_{\text{ср}}$  — средневзвешенный размер зерен в питании, мм;  $\delta_1$  и  $\delta_2$  — плотности полезного минерала и пустой породы, г/см<sup>3</sup>.

#### ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПНЕВМАТИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ

**Область применения.** Пневматическое обогащение может применяться для легкообогащаемых коксующихся углей крупностью до 50 мм и высокозольных бурых углей крупностью до 65—75 мм главным образом в районах с суровым климатом, где имеется опасность смерзания влажных концентратов при транспортировании. Внешняя влажность углей, поступающих в пневматическое обогащение, не должна превышать 5%. При более высокой влажности технологические показатели пневматического обогащения резко ухудшаются.

Для пневматического обогащения применяются пневматические сепараторы и пневматические отсадочные машины: первые — преимущественно для обогащения более крупного угля (размер максимальных кусков в питании не более 75 мм), а вторые — для мелкого угля (размер максимальных кусков в питании менее 25—12 мм).

Производительность пневматических сепараторов зависит от крупности обогащаемого материала, содержания в нем фракций промежуточной плотности и требований, предъявляемых к качеству продуктов обогащения [44, 78].

Ориентировочная удельная производительность пневматических сепараторов в зависимости от крупности питания при обогащении углей следующая:

максимальная крупность питания, мм	75	50	25	6
удельная производительность, т/м <sup>2</sup> ·ч	6—8	5—6	3—4	1,5—2

\* Цветные металлы, 1971, № 1, с. 81—83.

Производительность пневматических сепараторов может быть подсчитана, исходя из площади их дек и удельных нагрузок. Здесь верхние пределы производительности относятся к углям, содержащим менее 5%, а нижние — к углям, содержащим более 5% фракций промежуточной плотности.

Удельная производительность пневматических отсадочных машин на углях:

максимальная крупность питания, мм	25	13	6	3
удельная производительность, т/(м <sup>2</sup> ·ч)	18—22	12—15	7—9	6—7

#### § 7. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОМЫВКИ

Для обогащения промывкой применяются бутары, скребберы, бутары со скруббером в головной части, наклонные и горизонтальные корытные мойки.

В качестве промывочных аппаратов для легкопромывистых полезных ископаемых, таких, как строительные материалы, стекольные пески и некоторые разновидности фосфоритовых руд, могут применяться также механические и гидравлические классификаторы, гидроциклоны и грохоты.

**Бутары** обладают большой производительностью и допускают загрузку в них крупных кусков материала. Мытый материал выходит из бутары в виде классов определенной крупности. Основные недостатки бутар — большой расход воды (4—10 м<sup>3</sup>/т) и низкое качество промывки при обработке труднопромывистых руд. Поэтому в бутарах обычно обогащаются средне- и легкопромывистые руды. Бутары со скруббером в головной части находят применение и для труднопромывистых руд.

**Скрубберы** обеспечивают хорошее качество промывки, позволяют обрабатывать крупнокусковую руду (до 500 мм) и требуют небольшого расхода воды (1—2 м<sup>3</sup>/т). Недостатки скрубберов — громоздкость, повышенное потребление энергии, выдача неклассифицированной мытой руды.

Скрубберы применяются при обработке труднопромывистых железных руд. Они широко используются также для дезинтеграции и оттаивания золотых россыпных руд, добываемых в районах вечной мерзлоты. Обычно скруббер в этом случае соединяется с барабанным конусным грохотом, на котором выделяются эфеля. Удельный расход энергии на промывку в скрубберах составляет: для золотых руд 0,3—0,5 кВт·ч/т, для руд черных металлов 0,25—1 кВт·ч/т. При обогащении железных руд, содержащих большое количество вязких глин, скруббер может использоваться для предварительной дезинтеграции руды перед ее промывкой в корытной мойке или в бутаре.

**Наклонные корытные мойки** наиболее часто применяются при обогащении промывкой легко- и труднопромывистых руд черных металлов при крупности питания не свыше 80 (100) мм.

Основные технологические показатели промывочных аппаратов

Показатели	Плоский грохот	Бутара	Скруббер	Наклонная корытная мойка	Горизонтальная корытная мойка
Наибольшая крупность кусков в питании, мм	250	300—400	300—400	80—100	60—80
Расход воды, м <sup>3</sup> /т	1—2	4—10	1—2	2—8	0,6—2
Максимальная производительность для аппаратов наибольших размеров, т/ч	100	До 500		100	80
Удельный расход энергии, кВт·ч/т	0,15—0,2	0,15—0,25	0,25—0,5	0,25	0,7—1,0

Промывистость руд можно оценивать удельным расходом энергии на их дезинтеграцию. Этот показатель определяется по специальной методике промывкой пробы руд [74].

В зависимости от удельного расхода энергии на дезинтеграцию руды подразделяются на группы:

легкопромывистые, требующие менее 0,25 кВт·ч/т;  
 среднепромывистые, требующие от 0,25 до 0,5 кВт·ч/т;  
 труднопромывистые, требующие 0,5—1 кВт·ч/т.

Величина, обратная удельному расходу энергии, может быть названа эффективностью промывки (аналогично эффективности измельчения, см. главу V, § 4).

Для легко-, средне- и труднопромывистых руд эффективность промывки соответственно: 4, > 4—2 и > 2—1 т/(кВт·ч).

Производительность промывочных машин при расчете по методу эффективности промывки определяется по формуле

$$Q = N\eta, \quad (152)$$

где  $Q$  — производительность, т/ч;  $N$  — мощность установленного электродвигателя, кВт;  $\eta$  — отношение потребляемой мощности к установочной;  $e$  — эффективность промывки, т/(кВт·ч).

Эффективность промывки подсчитывается аналогично эффективности измельчения

$$e = e_1 k_{II}, \quad (153)$$

где  $e$  — эффективность промывки руды на проектируемой обогатительной фабрике, т/(кВт·ч);  $e_1$  — известная эффективность промывки эталонной руды, перерабатываемой на действующей фабрике, т/(кВт·ч);  $k_{II}$  — коэффициент промывистости руды.

Коэффициент промывистости определяется по данным сравнительных опытов промывки. Он равен отношению времени, потребного для промывки эталонной руды, к времени промывки исследуемой руды.

Основные достоинства этих аппаратов заключаются в большой производительности, компактности, простоте и надежности конструкции. Они потребляют меньше воды по сравнению с бутарами, но больше, чем скрубберы. Основные недостатки — ограниченная крупность промываемого материала, мытая руда получается в неклассифицированном виде, на поверхности кусков мытой руды вследствие недостаточного их ополаскивания водой остается жидкая пленка глины, хрупкие компоненты руды сильно шламуются.

Горизонтальные корытные мойки применяются в тех же случаях, что и наклонные. Преимущества горизонтальных моек по сравнению с наклонными: лучшая отмывка глины, малый расход воды, легкость пуска после остановки при полной нагрузке. Недостатки моек: относительно малая производительность, повышенный расход энергии, сложность и громоздкость конструкции, ошламование полезных компонентов руды. Область применения промывочных машин разных типов приведена в табл. 53.

Таблица 53

Область применения промывочных машин и нормы расхода воды [42]

Материал	Крупность материала, мм	Рекомендуемый тип промывочной машины	Время промывки, мин	Расход воды, м <sup>3</sup> /т	Давление воды, × 98 кПа (кгс/см <sup>2</sup> )			
Легкопромывистый	0—70	Виброгрохот с брызгальным устройством Спиральный классификатор	До 2	1—2	2—3			
	0—5			1—2	1			
Среднепромывистый	0—40	Корытная мойка	1—2	1,5—2,0	1—2			
	5—40							
	0—150					Скруббер	2—3	3—4
Труднопромывистый	20—150	Корытная мойка Вибромойка Скруббер	1—3	1,0—1,5	1—2			
	0—20							
	5—20					2—3	2—2,5	1—2
	20—150					3—4	1,5—2,0	1—2
	0—300		3—4	4	2—3			

Примечание. Расход воды на ополаскивание материала на грохотах принимается равным 0,25—0,5 м<sup>3</sup>/т, причем верхний предел принимается для труднопромывистого материала.

Основные технологические показатели промывочных аппаратов приведены в табл. 54, а их технические характеристики приведены в литературе [42, 67, 74].

Определение производительности промывочных аппаратов. Производительность промывочных аппаратов колеблется в широких пределах в зависимости от состава и свойств цементирующих глин, определяющих промывистость руды.



После определения производительности выбранного промывочного аппарата и подсчета потребного числа аппаратов необходимо решить вопрос о способе их установки — параллельно или путем группировки в отдельные цепочки, состоящие из двух последовательно работающих аппаратов. Выбор способа установки зависит от типа промывочных аппаратов и требуемого удельного расхода энергии на промывку.

По расходу энергии на 1 т перерабатываемой руды промывочные аппараты разделяются на две группы. В аппаратах первой группы наполнение их рудой и полезная потребляемая мощность пропорциональны производительности. Примером таких аппаратов являются наклонные корытные мойки. Поскольку в аппаратах этой группы потребляемая мощность пропорциональна количеству проходящей через них руды, то расход энергии на 1 т руды при одном ее перепуске через аппарат будет постоянным, независимо от количества пропускаемой руды, а количество энергии, затрачиваемое на промывку, и, следовательно, качество промывки можно повышать только увеличением числа перепусков.

Количество энергии, затрачиваемое на промывку 1 т руды за один перепуск, в аппаратах первой группы

$$a = \frac{N\eta}{Q_R}, \quad (154)$$

где  $a$  — количество энергии, затрачиваемое на промывку 1 т руды за один перепуск, кВт·ч/т;  $Q_R$  — производительность аппарата по каталогу, т/ч;  $N$  и  $\eta$  — имеют те же значения, что в формуле (152).

Потребное число перепусков, равное числу последовательно работающих аппаратов в одной цепи, определяется по формуле

$$n = \frac{a_n}{a} = \frac{Q_R}{\epsilon N \eta}, \quad (155)$$

где  $n$  — число последовательно установленных аппаратов в цепи;  $a_n$  — количество энергии, которое необходимо затратить на промывку 1 т руды (равное  $1/\epsilon$ ), кВт·ч/т;  $a$  — количество энергии, затрачиваемое за один перепуск руды, кВт·ч/т;  $Q_R$ ,  $N$  и  $\eta$  — имеют прежние значения.

В аппаратах второй группы наполнение их рудой и потребляемая мощность являются практически постоянными, независимо от количества загружаемого материала. Расход энергии, затрачиваемой на 1 т руды за один перепуск, в этом случае будет обратно пропорционален производительности аппарата. Качество промывки в аппаратах этой группы можно повышать уменьшением их производительности, поэтому аппараты устанавливаются параллельно. К аппаратам второй группы относятся скрубберы, бутары и горизонтальные корытные мойки, оборудованные приспособлениями, позволяющими поддерживать примерно одинаковое наполнение их рудой при разной производительности.

Выбор типа флотационных машин. В зависимости от способа аэрации и перемешивания пульпы флотационные машины подразделяются на механические, пневмомеханические и пневматические.

Пневмомеханические флотационные машины имеют по сравнению с механическими следующие преимущества:

при одинаковых технологических показателях продолжительность флотации меньше на 35—40 %; расход энергии на 1 т руды меньше на 40—50 %; возможна работа с высокими скоростями потока пульпы (минутный дебит пульпы, подаваемой во флотационную машину, может достигать до  $2,5v - 3v$ , где  $v$  — геометрический объем одной камеры); возможна регулировка аэрации пульпы в широких пределах, вплоть до  $1,5-1,8 \text{ м}^3$  воздуха/мин на  $1 \text{ м}^3$  пульпы.

Из пневматических флотационных машин наибольшее распространение получили аэролифтные. Они имеют простую и дешевую конструкцию, высокую производительность, незначительный расход энергии, меньшую площадь пола, чем для механических машин. Недостатки аэролифтных флотационных машин следующие: при флотации труднофлотируемых руд получают недостаточно стабильные технологические показатели и концентрации высокой влажности; возникает опасность осаждения крупных и более плотных частиц на дно ванны или накопления таких частиц в нижней зоне ванны вследствие менее интенсивного перемешивания пульпы; невозможность подсасывания промпродуктов, что при сложных схемах обогащения вызывает необходимость установки большого числа насосов.

Пневматические флотационные машины следует применять при сочетании следующих условий: легкой флотиремости полезного ископаемого, малой или средней его плотности, простой схеме обогащения, большом выходе концентрата. При других условиях в большинстве случаев следует выбирать пневмомеханические машины. Однако если по технологическим причинам процесс флотации нельзя интенсифицировать, то механические машины могут оказаться наиболее экономичными.

Ориентировочные удельные нагрузки флотационных машин приведены в табл. 55.

Механические флотационные машины широко применяются для флотации пульпы обычной крупности (максимальная крупность до 1 мм при содержании класса —74 мкм не менее 50 %) при развитых схемах флотации, требующих регулирования уровня пульпы на малом числе камер и при необходимости подсосов промежуточных продуктов. Применение механических машин позволяет не создавать на фабрике воздушного хозяйства.

Ориентировочные удельные нагрузки флотационных машин, т/(м<sup>3</sup>·ч)

Типы флотационных машин	Монометаллические руды			Каменные угли Содержание твердого 150 г/л, $t = 6-9$ мин
	легкофлотуемые, $t = 9 \div \div 15$ мин	среднефлотуемые, $t = 15 \div \div 30$ мин	труднофлотуемые, $t = 30 \div \div 50$ мин	
Пневмомеханические	2,0—1,2	1,2—0,6	0,6—0,35	—
Механические	1,2—0,7	0,7—0,35	0,35—0,2	—
Аэролифтные	1,2—0,7	0,7—0,35	0,35—0,2	—
Механические для угля	—	—	—	1,5—1,0

Модификация механических флотационных машин — машины с кипящим слоем — успешно применяются для флотации калийных руд крупностью —0,8 мм и для более крупнозернистых пульп —3 мм.

Флотационные машины с турбоцентробежным импеллером (ФТМ и ФМИЗ) изготавливаются с камерами, имеющими две зоны — аэрации и всплывания — и рекомендуются преимущественно для флотации тонкоизмельченных шламистых пульп. Эти же машины с обычными камерами могут применяться для пульп обычной крупности. Машины могут работать с засосом воздуха или с поддувом, как пневмомеханические\*.

Пневмомеханические машины вследствие указанных выше их достоинств принимаются к установке наиболее часто. Они применяются для обычных пульп (до 40 % твердого и не менее 50 % класса —74 мкм). Машины — прямоточные и рекомендуются там, где не требуется покамерная регулировка уровня пульпы и нет частых возвратов промпродуктов. В машину можно включить механические камеры для подсоса продуктов и для приема пульпы (как головную камеру).

Из пневматических машин общего назначения лучшими являются глубокие аэролифтные машины института Механобр.

Машина пневматическая для пенной сепарации (ФП-2,5) предназначена для обогащения крупнозернистых руд (до 2 мм при содержании класса —74 мкм не менее 30 %) в операциях основной и контрольной флотации.

Пневматическая флотационная машина «Апатит-30» (ФП-2,5А) применяется для флотации апатитовых руд. Установлено, что машины этого типа по сравнению с механическими флотационными машинами лучше флотируют крупные классы апатита и имеют существенные преимущества в эксплуатации — отсутствие движущихся частей, меньшая металлоемкость и др.

Главные недостатки машины «Апатит-30»:

\* Цветные металлы, 1975, № 7, с. 86—91.

разжижение пульпы водой, подаваемой через аэраторы и связанное с этим увеличение на 20 % расхода коллектора;

высокое давление воздуха (392—490 кПа) и воды для аэраторов (кроме того, вода должна проходить дополнительную очистку); недостаточно эффективное извлечение тонких классов [15].

За рубежом применяются пневматические флотационные машины «Максвелл», представляющие собой камеры-чаны больших объемов с одним импеллером (мешалкой), аэрация обеспечивается независимым подводом воздуха под импеллер. Камеры-чаны имеют высоту, равную диаметру. Объем камер от 4 до 56 м<sup>3</sup>. Машины рекомендуются для основной и контрольной флотации, однако пока еще мало данных для окончательного установления области их применения. Возможна их установка на действующих фабриках для увеличения времени флотации на существующих площадях (в голове процесса). Камера объемом 30 м<sup>3</sup> была испытана ГИГХСом на флотации калийных солей и дала показатели не хуже глубокой машины пенной сепарации [36].

Определение необходимого числа камер и размера флотационной машины. Необходимое число камер механической машины подсчитывается отдельно для каждой операции флотации по формуле

$$n = \frac{Vt}{1440v_R k} = \frac{Q(R + 1/\delta)t}{1440v_R k}, \quad (156)$$

где  $n$  — требуемое для операции число камер;  $V$  — суточный объем флотуемой пульпы, м<sup>3</sup>/сут;  $t$  — продолжительность флотации в рассматриваемой операции, мин;  $v_R$  — геометрический объем камеры, м<sup>3</sup>;  $k$  — отношение объема пульпы в камере при работе флотационной машины к геометрическому объему камеры,  $k = 0,7-0,8$ ;  $Q$  — суточная производительность машины по твердому, т/сут;  $\delta$  — плотность твердой фазы, т/м<sup>3</sup>;  $R$  — отношение Ж : Т (по массе) в пульпе.

Продолжительность флотации в отдельных операциях определяется по данным предварительных исследований флотуемости материала и практических показателей обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье. Продолжительность флотации зависит от аэрации пульпы. Если аэрация пульпы во флотационных машинах, предназначенных к установке на проектируемой фабрике, отличается от аэрации при исследованиях, то продолжительность флотации определяется по формуле

$$t = t_0 \sqrt{\frac{a_0}{a}}, \quad (157)$$

где  $t$  — продолжительность флотации в машинах, предназначенных к установке на проектируемой фабрике, мин;  $t_0$  — продолжительность флотации при исследованиях, мин;  $a_0$  — аэрация пульпы при исследованиях, л/мин·м<sup>2</sup>;  $a$  — аэрация пульпы в машинах, предназначенных к установке.



Современный этап в развитии флотационных машин характеризуется увеличением объема камеры [36] \*. Разработаны и применяются машины с камерами объемом 12,5; 17; 25 м<sup>3</sup>.

Основные преимущества флотационных машин с камерами большого объема:

снижается число камер (аэраторов) при тех же технологических показателях;

уменьшаются затраты на приобретение и монтаж флотационных машин, электрооборудования, средств автоматизации;

сокращаются площади и объемы цехов флотации и капитальные затраты на строительство;

сокращаются штаты обслуживающего персонала и возрастает производительность труда.

Максимальный объем камер ограничивается следующими условиями: для получения бедных хвостов суммарное число камер для основной и контрольных флотаций должно быть не менее 6—8, а для получения хороших результатов перемешивания концентрата расчетное число камер для этих операций должно быть не менее 1—2.

Скорость флотации  $de/dt$  возрастает при увеличении скорости потока через машину. Поэтому размеры и число камер, а также число параллельно работающих машин следует выбирать такими, чтобы минутный дебит пульпы, поступающей в отдельные машины, был большим и находился в пределах  $1,2v — 2v$  для механических машин и  $2v — 3v$  для пневмомеханических машин ( $v$  — геометрический объем одной камеры). Это правило важно соблюдать для операций основной и контрольной флотаций, через которые проходит большой объем пульпы. Для операций перемешивания при небольшом выходе концентрата могут быть допущены отступления от этого правила.

Оптимальный дебит пульпы для аэролифтной машины «Механобр» поперечным сечением площадью 2,5 м<sup>2</sup> составляет 5—8 м<sup>3</sup>/мин.

Расчет аэролифтных машин производится по формуле

$$L = \frac{Vt}{1440sk} = \frac{Q(R+1/\delta)t}{1440sk}, \quad (158)$$

где  $L$  — общая длина машин для рассматриваемой операции, м;  $s$  — площадь поперечного сечения машины, м<sup>2</sup>.

Остальные буквенные обозначения те же, что в формуле (156).

Контактные чаны и аппараты кондиционирования пульпы (АКП) устанавливаются для перемешивания пульпы с реагентами. Расчет контактных чанов производится по формуле (156), где  $t$  — требуемая продолжительность контакта пульпы с реагентом, мин;  $v_k$  — геометрический объем чана, м<sup>3</sup>;  $k$  — коэффициент, равный 0,8—0,85; значения  $Q$ ,  $R$

и  $\delta$  — прежние. Формула дает возможность определить требуемое число чанов при выбранном размере чана или объем (а следовательно, и размер) чана при выбранном по условиям технологии или компоновки числа чанов.

## § 9. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

**Выбор типа сепаратора.** Выбор типа магнитного сепаратора зависит главным образом от магнитной восприимчивости извлекаемых в концентрат минералов, крупности питания, среды, в которой производится сепарация (сухая или мокрая сепарация), требований, предъявляемых к качеству продуктов обогащения.

Классификация основных типов магнитных сепараторов и область их применения приведена в табл. 56.

**Определение производительности сепараторов.** Удельная производительность сепараторов (на единицу ширины питания) зависит от магнитных свойств извлекаемого в концентрат минерала, крупности питания, требований, предъявляемых к качеству продуктов обогащения, и типа сепаратора. Допустимые нормы удельных нагрузок определяются опытным путем или устанавливаются по практическим данным обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичные руды [30].

Производительность сепараторов для сухой сепарации сильномагнитных руд может быть ориентировочно подсчитана по формуле

$$Q = 0,82n(L - 0,1)v\delta \frac{d_2 - d_1}{\lg d_2/d_1} ab, \quad (159)$$

где  $Q$  — производительность по исходному питанию, т/ч;  $n$  — число барабанов для основной сепарации;  $L$  — длина барабана;  $v$  — скорость перемещения слоя материала на головных барабанах, принимаемая равной 1 м/с \*;  $\delta$  — плотность руды, т/м<sup>3</sup>;  $d_1$  и  $d_2$  — наименьший и наибольший диаметры зерен руды в питании, мм (при поступлении неклассифицированного материала принимается  $d_1 = 0,01d_2$ );  $a$  — эмпирический коэффициент, зависящий от крупности питания (табл. 57);  $b$  — коэффициент, зависящий от соотношения между числом барабанов, используемых для перемешивания хвостов, и числом основных барабанов (табл. 58).

Если из формулы (159) исключить коэффициенты  $a$  и  $b$ , то остающаяся часть формулы определяет производительность транспортирующего устройства, на котором зерна материала, имеющего

\* Независимо от действительной скорости, так как приведенные в табл. 57 значения  $a$  подсчитаны для  $v = 1$  м/с.

\* Цветные металлы, 1975, № 7, с. 76—86.

## Классификация и область применения основных типов магнитных сепараторов

Напряженность и магнитная сила магнитного поля	Сепараторы со слабым магнитным полем (Н 100—130 кА/м) и открытыми магнитными системами		Сепараторы с сильным магнитным полем (Н 600—1450 кА/м) и замкнутыми магнитными системами	
	Сухой		Мокрый	
Способ обогащения	Верхний	Нижний	Верхний	Нижний
Способ подачи питания	Прямоточное	Противоточное	Прямоточное	Прямоточное
Направление движения питания и немагнитного продукта	Имеется	Имеется	Имеется	Отсутствует
Наличие или отсутствие магнитного перемешивания	Имеется	Имеется	Имеется	Отсутствует
Конструктивный тип сепаратора	Барабанный шкивной	Барабанный и др.	Барабанный, ленточный и др.	Валковый
Область применения сепаратора	Обогащение сильномагнитных руд крупнее 50 мм	Обогащение сильномагнитных руд крупностью до 50 мм	Обогащение сильномагнитных руд крупностью до 6 мм	Доводка концентратов редких металлов, обогащение слабых магнитных руд
			Обогащение сильномагнитных руд крупностью до 0,5—0 мм (1—0) мм	Удаление слабых магнитных примесей из стержней и керамического сырья, обезжелезнение абразивов
			Обогащение сильных руд крупностью до 0,2 мм	Обогащение марганцевых и других слабых магнитных руд

Таблица 57

Значения коэффициента  $a$  в формуле (159) при  $v = 1$  м/с

Крупность тания, мм	10—0		20—0		30—0		От 40—0 до 60—0		10—5		20—6		30—6		От 40—6 до 60—6	
	Значение $a$	2,5	1,5	1,1	1,0	1,2	0,75	0,65	0,6							

прямолинейную характеристику крупности, расположены в один слой. Таким образом, сепараторы для сухой сепарации рассчитываются по теоретической формуле производительности, скорректированной эмпирическими коэффициентами.

При наличии операции перемешивания хвостов на головном барабане могут получаться более богатые хвосты. В этом случае производительность и скорость вращения головного барабана следует увеличить. Таким образом, коэффициент  $b$  учитывает требования, предъявляемые к качеству хвостов головного барабана.

Производительность сепараторов для мокрой сепарации сильномагнитных руд подсчитывается по нормам удельной нагрузки на 1 м ширины питания. Расчет ведется по формуле

$$Q = qn(L - 0,1), \quad (160)$$

где  $Q$  — производительность сепаратора по сухому исходному питанию, т/ч;  $q$  — удельная нагрузка, т/(м·ч) (табл. 59);  $n$  — число головных барабанов в сепараторе;  $L$  — длина каждого барабана, м.

Для обезжелезнения стекольных песков, керамического сырья и абразивного зерна применяются валковые сепараторы. Для доводки концентратов редких металлов и для обогащения слабомагнитных руд черных металлов следует применять валковые сепараторы как наиболее производительные и дешевые. Дисковые сепараторы менее экономичны по сравнению с валковыми.

Производительность сепараторов для слабомагнитных руд выбирается по практическим данным и каталогам. Ориентировочные удельные нагрузки приведены в табл. 60 [30, 67].

Таблица 58

Значения коэффициента  $b$  в формуле (159)

Отношение числа барабанов, используемых для перемешивания хвостов, к числу основных барабанов	0 : 1	1 : 2	1 : 1	2 : 2
Значение $b$	1,0	1,25	1,5	1,5

Примечание. Если для перемешивания хвостов устанавливается каскад из двух однобарабанных сепараторов, то для первого сепаратора принимается  $b = 1,5$ .



Ориентировочная допустимая удельная производительность барабанных магнитных сепараторов со слабым полем для мокрого магнитного обогащения, т/м·ч

Содержание рассла — 0,074 мм, %	Содержание твердого, %	Содержание магнитной фракции, %	Прямоточная ванна		Противоточная ванна		Полупротиво- точная ванна	
			D = 900 мм	D = 1200 мм	D = 900 мм	D = 1200 мм	D = 900 мм	D = 1200 мм

## Слив стержневой мельницы

10—15	50	40—60	70—85	90—110	—	—	—	—
15—25	50	40—60	55—65	70—80	—	—	—	—
15—25	50	80—90	65—75	80—90	—	—	—	—

## Слив шаровой мельницы, работающей в замкнутом цикле с гидроциклонами

25—40	50	80—90	60—70	80—90	70—85	90—110	—	—
50—60	50	80—90	45—55	60—70	60—70	80—90	—	—

## Слив классификатора и гидроциклона и пески дещламатора

50—60	50	40—60	40—50	—	50—55	—	—	—
50—60	50	80—90	50—55	—	60—70	—	—	—
60—70	30	80—90	—	—	—	—	30—35	40—45
60—70	20	80—90	—	—	—	—	15—25	20—30
75—85	30	80—90	—	—	—	—	20—30	25—40
75—85	20	80—90	—	—	—	—	15—20	20—25
94—96	30	80—90	—	—	—	—	12—15	15—20
94—96	20	80—90	—	—	—	—	8—12	10—15

Высокоградиентные сепараторы с ферромагнитными телами перспективны для обогащения тонковкрапленных (мельче 0,3—0,5 мм) окисленных железных (гематитовых), марганцевых и других слабомагнитных руд, а также для обезжелезнения тонких фракций стекольного и керамического сырья. Сведения об опытных конструкциях таких сепараторов приведены в литературе [30, 67].

Электромагнитные роторные сепараторы с ферромагнитными телами типа «Джонс» (ФРГ) для мокрого обогащения слабомагнитных руд имеют производительность до 120 т/ч и успешно применяются на мелковкрапленных гематитовых рудах [30].

Размагничивающие аппараты. Магнитные концентраты, получаемые при мокрой магнитной сепарации, содержат магнитные флокулы. Перед операциями классификации в механических классификаторах или в гидроциклонах, фильтрования и флотации такие концентраты должны быть размагничены.

Удельные нагрузки на головные валки сепараторов для слабомагнитных руд

Руда	Способ обогащения	Круп- ность, мм	Удельная нагрузка т/(м·ч)	
			валковые сепараторы	
			мокрые	сухие
Мытые марганцевые руды и промпродукты	Мокрый	3—0	2—2,5	—
Бурожелезняковые руды	Сухой	0,5—0	—	3,0
Стекольные пески, абразивы, пегматиты		2 (1)—0	—	1,5—2,5
То же	»	0,16—0	—	1,0
Титано-циркониевые черновые концентраты	»	Пески	—	1,0

Выбор размагничивающих аппаратов производится по каталогам в зависимости от требуемой объемной производительности. Размагничивающие аппараты имеют производительность по пульпе от 25 до 300 м<sup>3</sup>/ч.

§ 10. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ  
ДЛЯ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ

## ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ

Выбор оборудования для обезвоживания зависит от крупности и влажности исходного материала и допустимой влажности обезвоженного продукта.

Влажность обезвоженного продукта зависит от гигроскопичности, крупности исходного материала и от способа обезвоживания.

Обычно влажность обезвоженных продуктов характеризуется содержанием общей влаги. Этот показатель включает гравитационную капиллярную и гигроскопическую влагу. Последняя не удаляется в операциях обезвоживания, поэтому общая влага может характеризовать эффективность работы обезвоживающих аппаратов только в том случае, если на обезвоживание поступает материал одинакового минерального и гранулометрического состава.

При обезвоживании угольных и железных концентратов происходит их дополнительное обогащение вследствие вымывания водой и удаления наиболее тонких шламов, имеющих повышенное содержание пустой породы, что должно учитываться при выборе оборудования для обезвоживания этих концентратов.

## Ориентировочная влажность обезвоженных продуктов

Исходный материал	Оборудование, используемое для обезвоживания	Влажность обезвоженного продукта, %
Концентрат крупный угольный >13 мм	Грохот	6—12
Концентрат мелкий угольный <13 мм	Грохот	10—12
Порода от обогащения углей крупная >13 мм То же, мелкая <13 мм	Грохот, фильтрующая центрифуга	7—9
	Элеватор	10—14
Промпродукт от обогащения углей крупный >13 мм То же, мелкий <13 мм	Элеватор	16—22
	Элеватор, бункер	13—14
	Элеватор	10—16
	Элеватор, бункер	12—14
Угольный шлам <1 мм Флотационный угольный концентрат <0,5 мм и угольный шлам Хвосты флотации угольных шламов	Элеватор, фильтрующая центрифуга	18—25
	Грохот	8—12
	Вакуум-фильтр	22—28
	Фильтр-пресс	20—26
	Осадительная центрифуга	12—18
Концентрат промывки бурых железняков <6 мм (керченские руды)	Сгущение, осадительная центрифуга с флокулянтами (центробежно-флокуляционный метод)	23—29
	Сгущение, фильтр-пресс	35—40
	Обезвоживающий конвейер	18—23
		21—23
Концентрат отсадки бурых железняков <3 мм (керченские руды)	Спиральный классификатор, ленточный вакуум-фильтр	19—21
Концентрат отсадки и магнитной сепарации бурых железняков <0,6 мм (лисаковские руды)	Ленточные фильтры	10—14
Железный концентрат крупнозернистый (оленегорская руда)	Отстойник, обезвоживающий склад	6—7
Тонкие железные концентраты (60—95 % — 0,074 мм)	Сгуститель и вакуум-фильтр	10—11
Сульфидные флотационные концентраты: медные свинцовые цинковые пиритные молибденовые	Осадительная центрифуга	10—12
	Сгуститель и вакуум-фильтр	10—15
	То же	6—14
	»	9—15
	»	7—14
Несульфидные флотационные концентраты: апатитовые шеелитовые баритовые	»	20—25
	Фильтр	11—12
	Сгуститель и вакуум-фильтр	12—15
	То же	11—14

Ориентировочная влажность обезвоженных продуктов в зависимости от крупности исходного материала и используемого для обезвоживания оборудования приведена в табл. 61 [13, 18, 53, 68, 70].

При фильтровании мелких материалов влажность осадка может быть иногда значительно снижена добавкой в пульпу поверхностно-активных веществ. Например, применение полиоксиэтилена при фильтровании марганцевых концентратов позволяет снизить влажность осадка на 3—4 %. Процесс фильтрования можно интенсифицировать подогревом фильтруемой пульпы или осадка на фильтре (подача пара под укрытие — капот фильтра) [53].

Выбор оборудования для обезвоживания кусковатых и зернистых продуктов. Первый прием обезвоживания крупных угольных концентратов (крупнее 6—12 мм) производится на грохотах или в обезвоживающих элеваторах. Если при этом не достигается кондиционная влажность продукта, то производится дополнительное обезвоживание его в бункерах. При обезвоживании на грохотах обводненных продуктов часть воды (около 75 %) предварительно сбрасывается на неподвижном прямолинейном или криволинейном (дуговом) сите со щелевидными отверстиями 1,0—0,5 мм. Для обезвоживания могут устанавливаться любые грохоты с достаточно энергичным встряхиванием материала на сите грохота, хорошо зарекомендовали себя самобалансные грохоты самосинхронизирующегося типа ГИСЛ.

Для отделения суспензии и обезвоживания продуктов разделения в тяжелых средах с ополаскиванием применяют двухситные грохоты с верхним ситом (разгрузочным) с отверстиями 6, 13 и 25 мм. Нижнее сито — шпальтовое с отверстиями 0,5—1,5 мм в зависимости от крупности обезвоживаемого материала. Грохоты рассчитываются по нагрузке на 1 м ширины. Длина грохотов 5,5—6 м (участок отделения суспензии 1,5 м, ополаскивания 1,5—2 м и обезвоживания после ополаскивания 1,5—2 м).

## Допустимые нагрузки

Крупность продукта, мм	0,5—6	0,5—20	6—50	13—50	13—150	25—100	25—300
Нагрузка, т/ч, на 1 м ширины	20—22	25—28	30—35	40—45	50—55	60—70	75—80

Обезвоживание мелких угольных концентратов (мельче 6—12 мм) производится обычно в два приема — на грохотах с предварительным сбросом избытка воды на неподвижных щелевидных ситах и в фильтрующих центрифугах. Мелкие продукты, выдаваемые обезвоживающим элеватором или из багер-зумпфа, также подвергаются дополнительному обезвоживанию в фильтрующих центрифугах.

Для обезвоживания мелких угольных концентратов применяются грохоты типов ГСЛ, ГИСЛ и др.



Лучшие результаты для второго приема обезвоживания дают фильтрующие центрифуги. Они выпускаются с инерционной, шнековой и вибрационной выгрузкой осадка.

Влажность обезвоженного в фильтрующих центрифугах угольного концентрата (мельче 6—12 мм) зависит от содержания в нем класса 0—0,5 мм и может быть подсчитана по формулам [70]:

для шнековых центрифуг (НВШ-1000)

$$\beta = 7,5 + 0,19\beta^{-0,5};$$

для вибрационных центрифуг (НВВ-1000)

$$\beta = 9,0 + 0,20\beta^{-0,5},$$

где  $\beta$  — влажность обезвоженного угля, %;  $\beta^{-0,5}$  — содержание в концентрате класса 0—0,5 мм, %.

Из выпускаемых центрифуг машины со шнековой выгрузкой обеспечивают меньшую влажность обезвоженного угля (на 1,5—2 %), но вызывают большее измельчение угля и относительно быстрое изнашивание сит [70].

Первый прием обезвоживания мелкозернистых рудных концентратов, содержащих до 40 % класса —0,074 мм, обычно производится в механических классификаторах. Второй прием осуществляется на ленточных вакуум-фильтрах или в обезвоживающих складах. Эти концентраты могут обезвоживаться также в один прием в осадительных центрифугах.

Наиболее экономичным является вариант с применением механических классификаторов и ленточных вакуум-фильтров. Вариант с обезвоживанием на складе может оказаться выгодным в тех случаях, когда по условиям отгрузки или шихтовки концентрата необходимо иметь склад большой емкости, например склад для обезвоживания железного концентрата на Оленегорской фабрике [68].

Выбор оборудования для обезвоживания тонкоизмельченных материалов и шламов. Обезвоживание тонкоизмельченных материалов и шламов производится в два или в один прием. Наиболее часто применяется обезвоживание в два приема. Для первого приема применяются цилиндрические сгустители и реже конусы, а для второго приема — вакуум-фильтры и реже фильтр-прессы. При обезвоживании в один прием могут применяться осадительные центрифуги. В осветленной воде этих центрифуг содержатся рудные частицы крупностью до 3—15 мкм и угольные частицы крупностью до 10—40 мкм.

Осадительные центрифуги используют для обезвоживания угольных шламов и осветления оборотной воды. Возможно применение осадительных шнековых центрифуг при обработке отходов (хвостов) флотации с целью получения оборотной воды и

уплотненного осадка, который после смешивания с крупными отходами может складироваться в отвалах.

Этот способ называют центробежно-флокуляционным, поскольку сгущение перед центрифугами происходит при добавках флокулянта, также флокулянт добавляется и в центрифуги [43, 70].

При флотации материалов с высоким содержанием полезных минералов (каменные угли, апатитовые руды) пена получается достаточно плотной и может подаваться непосредственно в фильтрование. Перелив фильтров сгущается и возвращается в фильтрование.

Для обезвоживания случайных переливов и аварийных сбросов применяются отстойники с плоским дном. Разгрузка осевшего материала из отстойника производится периодически обычно насосом или грейферным краном.

Для сгущения тонких продуктов при большой производительности обогатительной фабрики наиболее часто применяются сгустители одноярусные (цилиндрические), дающие по сравнению с конусами более высокое содержание твердой фазы в сгущенном материале.

Сгустители одноярусные, согласно ГОСТ 10876—75, изготавливаются диаметром до 100 м, все с центральным приводом. На углеобогатительных фабриках для сгущения отходов флотации до высокой концентрации сгущенного продукта применяют сгустители с осадкоуплотнителями (с высоким конусным или гиперболоидальным днищем).

При сгущении продуктов, содержащих значительное количество песковой фракции, производится предварительная классификация их в гидроциклонах. В этом случае в сгущение направляется слив гидроциклонов, а песковая часть поступает непосредственно в фильтрование.

Сгущенные продукты и флотационные концентраты с высоким содержанием твердого подвергаются фильтрованию, которое обычно производится на вакуум-фильтрах непрерывного действия.

Выбор типа вакуум-фильтра определяется в основном характеристикой крупности твердой фазы, ее плотностью, требуемой производительностью и условиями на влажность. При фильтровании быстроосаждающихся и относительно зернистых рудных концентратов, содержащих не более 60—70 % класса —0,074 мм, применяются барабанные фильтры с внутренней фильтрующей поверхностью.

При большой производительности обогатительной фабрики и поступлении на фильтрование тонкоизмельченных продуктов применяются дисковые вакуум-фильтры. Смена фильтрующей ткани в этих фильтрах производится установкой заранее заготовленных секторов и не требует длительных остановок фильтра. Недостаток фильтров — повышенная по сравнению с барабан.

ными фильтрами влажность осадка (на 1—2%), осадок на фильтровальной ткани удерживается не так прочно, как на барабанных фильтрах.

Барабанные вакуум-фильтры с внешней фильтрующей поверхностью применяются реже, чем дисковые. По сравнению с дисковыми фильтрами они громоздки и более дороги (при равной производительности). Смена ткани на барабанных фильтрах требует много времени. Поэтому барабанные фильтры с внешней фильтрующей поверхностью устанавливаются в случаях, когда имеет большое значение снижение влажности в обезвоженном продукте или при поступлении на фильтр зернистого материала, который не удерживается на фильтрующей поверхности дисковых фильтров.

Барабанные вакуум-фильтры менее чувствительны к колебаниям в режиме питания и имеют большую удельную производительность. При обезвоживании крупнозернистого флотационного угольного концентрата с содержанием класса —0,1 мм 30% удельная производительность дискового фильтра была 350 кг/(м<sup>2</sup>·ч), а барабанного 500 кг/(м<sup>2</sup>·ч) [13].

На зарубежных углеобогатительных фабриках применяют барабанные вакуум-фильтры, особенно со сходящим полотном. При этом влажность осадка получается меньше на 2—3% по сравнению с дисковыми вакуум-фильтрами.

На наших фабриках угольные концентраты флотации шламов чаще всего обезвоживаются на дисковых вакуум-фильтрах. Добавка флокулянта полиакриламида (ПАА) повышает производительность вакуум-фильтров, но действие добавок на разные по составу флотационные угольные концентраты различно. При высоком содержании илстых фракций происходит больший прирост производительности, чем при низком содержании. При больших добавках ПАА возрастает влажность осадка. Применение флокулянта не всегда оправдывается экономически вследствие его высокой стоимости.

Осадительные центрифуги на флотационных концентратах выдают осадок с содержанием влаги на 2—3% выше, чем фильтры, а фугат содержит до 90 г/л и более твердого материала.

Влажность осадка, получаемого в осадительной центрифуге ( $\beta$ , %), зависит от содержания класса мельче 0,074 мм в исходном концентрате ( $\beta^{0,074}$ , %) [70]

$$\beta = 6,8 + 0,68\beta^{0,074}$$

Применение осадительных центрифуг может быть оправдано при высоком содержании в концентрате тонких и зольных шламов. В этом случае производительность вакуум-фильтра сильно падает, а влажность осадка растет. На центрифуге можно получить осадок той же или даже меньшей влажности по сравнению с вакуум-фильтром и с более низким содержанием золы за счет отмывки в фугат высокозольных шламов. Окончательный выбор — вакуум-

фильтр или центрифуга — можно сделать только на основе испытаний и технико-экономического сравнения вариантов.

Применение фильтр-прессов для обезвоживания хвостов флотации угольных шламов радикально решает проблему полного водооборота на фабрике без использования наружных отстойников. Тем самым решается и задача охраны окружающей среды. На углеобогатительных фабриках Великобритании и Польши для фильтрования флотационных хвостов широко применяются пресс-фильтры с большой фильтрующей поверхностью. Влажность осадка 18—23%, производительность горизонтального фильтр-пресса с поверхностью 570 м<sup>2</sup> — 5—10 т/ч. Перед подачей на фильтр-прессы хвосты флотации сгущаются.

#### РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОБОРУДОВАНИЯ

Сита для предварительного сброса воды [3] дуговые или плоские рассчитываются по нормам удельной нагрузки. Расчет ведется по формуле

$$F = \frac{W}{q}, \quad (161)$$

где  $F$  — площадь сита, м<sup>2</sup>;  $W$  — объем воды, удаляемой в операции предварительного обезвоживания, м<sup>3</sup>/ч;  $q$  — удельная нагрузка на сито (по подрешетной воде), м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·ч).

При обезвоживании угольных концентратов на сите предварительного обезвоживания удаляется примерно 75% воды. Значения удельной нагрузки при расчете принимаются: для плоских сит 50—60 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·ч), для дуговых 100 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·ч) при щели 1—0,5 мм. Ширина сита принимается равной ширине подающего желоба.

Дуговые сита для предварительного обесшламливания угля [3] рассчитываются по объему исходной пульпы

$$Q = (150 \div 200) F,$$

где  $Q$  — объем исходной пульпы, м<sup>3</sup>/ч;  $F$  — рабочая площадь сита, м<sup>2</sup>.

Унос воды с надрешетным продуктом от 1 до 0,4 м<sup>3</sup>/т. Эффективность грохочения (по номинальной крупности продукта) при разбавленном питании достигает 0,8—0,9.

Багер-зумпфы служат для предварительного обезвоживания мелких угольных концентратов при одновременной классификации их приблизительно по крупности 0,5 мм, а также совмещают функции подачи и обесшламливания. Они применяются для обесшламливания разбавленных пульп (100—120 г/л) углей, не содержащих глинистых и размокающих пород, например перед суспензионными циклонами. При обесшламливании по крупности 0,5 мм допустимая нагрузка по сливу составляет 15—20 м<sup>3</sup>/ч на 1 м<sup>2</sup> площади зеркала зумпфа. Остаток шлама — 0,5 мм



В выбранном элеватором осадке достигает 8 %, а влажность осадка 20—22 %. Содержание класса крупнее 0,5 мм в сливе не превышает 5—6 %. При содержании твердого в исходной пульпе более 200 г/л классификация резко ухудшается [78].

Обезвоживающие грохоты рассчитываются по удельной нагрузке на единицу площади решета. Допустимая нагрузка зависит от крупности поступающего в обезвоживание материала, его плотности и размеров отверстий сита грохота [78].

При обезвоживании углей принимаются следующие нагрузки (т/м<sup>2</sup>·ч).

Крупный концентрат (>6—12 мм) на сите 1 мм:	
с дополнительным обезвоживанием в бункерах	15—20
без дополнительного обезвоживания в бункерах	6—8
Мелкий концентрат (<6—12 мм) с дополнительным обезвоживанием в центрифугах:	
на сите 1 мм	10—12
» » 0,5 мм	6—8
Шламы (<2—1 мм):	
на сите 0,5 мм	2—3
» » 0,3 мм	1—1,2

При обезвоживании на грохотах рудных концентратов удельные нагрузки возрастают пропорционально увеличению насыпной массы концентратов.

Обезвоживающие элеваторы [70]. Для обезвоживающих элеваторов принимается следующий режим работы: скорость движения ковшей при обезвоживании крупного угля 0,2—0,3 м/с, мелкого угля 0,15—0,18 м/с, промпродукта 0,3—0,38 м/с, время обезвоживания после выхода ковша из пульпы для крупного угля 20—25 с, для мелкого угля 40—50 с; угол наклона элеватора 60—75°.

Производительность элеватора рассчитывается по формуле

$$Q = 3,6 \frac{i}{a} v \delta \eta, \quad (162)$$

где  $Q$  — производительность по влажному материалу (при разгрузке), т/ч;  $i$  — объем ковша, л;  $a$  — расстояние между центрами ковшей, равное двойному шагу цепи (при водоотводящих листах в элеваторе шаг может быть равен шагу цепи), м;  $v$  — скорость движения ковшей, м/с;  $\delta$  — насыпная масса влажного материала, т/м<sup>3</sup>;  $\eta$  — коэффициент заполнения ковшей, равный 0,5 для продуктов, не поступающих в повторное обогащение, и 0,7—0,9 для промпродуктов, поступающих в повторное обогащение.

Обезвоживающие бункера. Объем обезвоживающего бункера определяется по формуле

$$V = \frac{qT}{\delta\eta}, \quad (163)$$

где  $V$  — объем бункера, м<sup>3</sup>;  $q$  — масса поступающего в обезвоживание продукта, т/ч;  $T$  — продолжительность одного цикла обезвоживания, ч;  $\delta$  — насыпная масса поступающего продукта, т/м<sup>3</sup>;  $\eta$  — коэффициент заполнения бункера.

Продолжительность одного цикла обезвоживания складывается из времени заполнения одной ячейки бункера, времени обезвоживания, времени разгрузки ячейки и подготовки ее к следующей загрузке. Время заполнения одной ячейки бункера

$$t_1 = \frac{v\eta\delta}{q}, \quad (164)$$

где  $t_1$  — время заполнения ячейки, ч;  $v$  — геометрический объем ячейки, выбираемой по конструктивным соображениям, м<sup>3</sup>.

Остальные обозначения прежние.

Время обезвоживания крупных классов коксующихся углей принимается равным 6—8 ч, энергетических углей крупнее 25 мм — 2—3 ч, класса 13—25 мм — 4—5 ч, класса 6—13 мм — 6—8 ч.

Время разгрузки ячейки бункера и подготовки к следующей загрузке зависит от ее емкости и организации работ при разгрузке. Ориентировочно при емкости ячейки 80—150 т время разгрузки и подготовки равно 2 ч.

Число ячеек бункера  $n = V/v$ .

Фильтрующие центрифуги. Производительность фильтрующих центрифуг берется по техническим характеристикам.

Осадительные центрифуги. Производительность осадительных центрифуг по сливу подсчитывается по формуле

$$V = \frac{3,5D^2L(\rho - \rho_0)d^2n^2}{100\mu}, \quad (165)$$

где  $V$  — производительность по сливу, м<sup>3</sup>/ч;  $D$  — диаметр сливного порога, м;  $L$  — расстояние от места загрузки питания до сливного порога, м;  $\rho$  и  $\rho_0$  — плотность соответственно твердой и жидкой фаз, г/см<sup>3</sup>;  $d$  — диаметр наибольших зерен в сливе, мм;  $n$  — частота вращения конуса, об/мин;  $\mu$  — вязкость, П.

Полагая для воды  $\mu = 0,01$  П;  $\rho_0 = 1$  г/см<sup>3</sup>, получим

$$V = 3,5D^2L(\rho - 1)d^2n^2. \quad (166)$$

Формулы (165) и (166) выведены в предположении, что осаждаемые зерна подчиняется закону Стокса, т. е. для случая, когда в слив уходят тонкие зерна.

Производительность осадительных центрифуг по осадку берется по техническим характеристикам.

Сгустители [68]. Метод расчета производительности сгустителей зависит от свойств поступающей в сгущение пульпы. Сгущение диспергированных разбавленных пульп, не содержащих коагулирующих веществ, характеризуется отсутствием ясной

Ориентировочные удельные площади осаждения и удельные нагрузки одноярусных сгустителей [68]

Сгущаемые продукты	Удельная площадь осаждения, м <sup>2</sup> /т в час	Удельная нагрузка	
		т/(м <sup>2</sup> ·ч)	т/(м <sup>2</sup> ·сут)
Питание флотации, хвосты флотации	12—24	0,04—0,08	1—2
Флотационные сульфидные концентраты:			
медные	16—24	0,04—0,06	1—1,5
свинцовые	24—32	0,03—0,04	0,75—1,0
цинковые	20—30	0,033—0,05	0,8—1,0
пиритные	12—24	0,04—0,08	1,2—2,0
молибденовые	30—50	0,02—0,033	0,5—0,8
Флотационные железные концентраты крупностью 80 % класса —0,074 мм	40—80	0,013—0,025	0,3—0,6
Флотационные марганцевые концентраты	35—60	0,017—0,03	0,4—0,7
Первичные рудные шламы	60—90	0,01—0,017	0,25—0,4
Пульпа перед цианированием при высоком содержании глины	35—50	0,02—0,028	0,5—0,7
То же, при преобладании кристаллического материала	10—16	0,06—0,10	1,5—2,5

линии раздела между слоем осветленной воды и слоем сгущаемой пульпы. В этом случае сгуститель рассчитывается как классифицирующий аппарат, т. е. по скорости свободного падения максимальных зерен, уходящих в слив. При сгущении рудных продуктов сгустители обычно рассчитываются из условия, чтобы в сливе терялись зерна не крупнее 3—5 мкм. При сгущении угольных шламов этот предел повышается до 30—40 мкм.

Удельная площадь осаждения сгустителя на 1 т часовой производительности по твердому при сгущении пульп, осаждающихся без ясной линии раздела, подсчитывается по формуле

$$f = \frac{R_1 - R_2}{vk}, \quad (167)$$

где  $f$  — удельная площадь осаждения, м<sup>2</sup>/т в час;  $R_1$  и  $R_2$  — отношение Ж : Т по массе в исходном и сгущенном продуктах;  $v$  — скорость свободного осаждения в воде наиболее крупных зерен, уходящих в слив, м/ч;  $k$  — коэффициент, равный отношению эффективно используемой площади сгустителя к общей его площади ( $k = 0,5—0,6$  для малых и  $k = 0,7—0,8$  для больших сгустителей) [68].

Для плотных или скоагулированных пульп, дающих резкую границу между слоем осветленной воды и слоем, содержащим твердую фазу, за удельную площадь осаждения принимается максимальное значение  $f$ , подсчитываемое по формуле

$$f = \frac{R - R_2}{v_R k}, \quad (168)$$

где  $R$  — переменное отношение Ж : Т по массе в пульпе, изменяющееся в процессе сгущения от  $R_1$  до  $R_2$ ;  $v_R$  — скорость осаждения (понижения границы раздела вода — пульпа) при отношении Ж : Т, равном  $R$ , м/ч;  $f$ ,  $R_2$  и  $k$  — имеют прежние значения.

Значения  $v_R$  при различных  $R$  определяются опытным путем при лабораторных исследованиях на сгущаемость. Если таких исследований не проводилось, то расчет сгустителей производится по практическим нормам удельных нагрузок, достигнутых на действующих обогатительных фабриках при сгущении аналогичных по составу пульп. При выборе аналогов нужно учитывать условия, влияющие на скорость осаждения, — минеральный и гранулометрический состав твердой фазы, наличие в пульпе электролитов и специальных коагулянтов (например, полиакриламида), температуру пульпы. При выборе нормы удельной нагрузки необходимо учитывать ценность сгущаемого материала и допустимое загрязнение слива при его применении в качестве оборотной воды или при сбросе в водоемы общественного пользования. Ориентировочные нормы удельных нагрузок одноярусных сгустителей приведены в табл. 62.

При сгущении угольных шламов и осветлении оборотной воды углеобогатительных фабрик нагрузки на сгуститель зависят от

содержания твердого в исходной пульпе и в сливе, а также от применения коагулянтов.

При применении полиакриламида удельная нагрузка по исходной пульпе составляет 3,5—4,5 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·ч) и только 0,75—1 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·ч) без полиакриламида\*.

При сгущении отходов флотации угля без коагулянта удельная нагрузка по исходной пульпе не более 0,25 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·ч), а с применением полиакриламида повышается до 1—1,3 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·ч). Более низкие цифры по сравнению со сгущением шламов объясняются большей плотностью сгущенного продукта [70].

Сгустители с осадкоуплотнением имеют большую удельную нагрузку и позволяют получить более плотный сгущенный продукт. При сгущении отходов флотации без коагулянта удельная нагрузка составляет 0,5 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·ч) по исходной пульпе. При применении полиакриламида нагрузка возрастает в несколько раз и зависит от содержания твердого в сгущенном продукте, например при сгущении до 400 г/л нагрузка составит 4,5—4,8 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·ч) [78].

\* Производительность флотационных машин на сгущенных шламах при добавке полиакриламида в операцию сгущения снижается вследствие увеличения содержания тонких шламов в питании флотации и необходимости применять более разбавленные пульпы.



Ориентировочные нормы расхода воздуха при фильтровании на вакуум-фильтрах \*

Тип фильтра	Удельный расход воздуха, м <sup>3</sup> /(м <sup>2</sup> ·мин)	
	для вакуум-насосов	для воздухо-дувок
Барабанный с фильтрующей поверхностью:		
внешней	0,6—2,0	0,1—0,5
внутренней	0,6—2,2	0,2—0,4
Дисковый	0,5—1,4	0,1—0,35

Примечание. Большие расходы воздуха относятся к осадкам с высокой проницаемостью, меньшие — к осадкам с малой проницаемостью.

\* Цветные металлы, 1970, № 9, с. 64—76.

из нескольких секций, работающих параллельно или последовательно. Ширина секции 5—6 м, глубина при разгрузке осевшего шлама грейферным краном около 3 м и при разгрузке скрепером около 1,5 м. Разгруженный шлам дренируется на площадке, расположенной при отстойнике. Размер дренажной площади принимают из расчета накопления на нем шлама за 15—20 сут. Удельная нагрузка отстойника по пульпе составляет около 1 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup> × сут), по твердости 0,127 т/(м<sup>2</sup>·сут), удельная площадь осаждения 190 м<sup>2</sup>/т в час.

Вакуум-фильтры обычно рассчитываются по нормам удельной нагрузки, которые устанавливаются по практическим данным. Имеются номограммы, позволяющие определить ориентировочную удельную нагрузку в зависимости от крупности и плотности питания, вакуума и частоты вращения дисков [13].

Ориентировочные удельные нагрузки вакуум-фильтров приведены в табл. 63.

По выбранной удельной нагрузке подсчитываются общая потребная фильтрующая поверхность и необходимое число фильтров в зависимости от их размера. На каждые 3—4 работающих фильтра предусматривается один запасной.

Фильтр-прессы. Производительность фильтр-прессов берется из их технических характеристик.

Вакуум-насосы и воздуходувки. Потребная производительность вакуум-насосов и воздуходувок для вакуум-фильтров зависит в основном от проницаемости слоя осадка на фильтрующей поверхности и температуры фильтруемой пульпы. Проницаемость осадка определяется опытным путем. Если она неизвестна, то можно руководствоваться ориентировочными нормами расхода воздуха, приведенными в табл. 64.

Сгустительные конусы и пирамидальные отстойники. Расчет этих аппаратов производится аналогично расчету сгустителей.

Отстойники с плоским дном. Удельная площадь осаждения отстойников при поступлении в них разбавленной пульпы подсчитывается по формуле (167), при этом значение коэффициента  $k$  принимается равным единице. При периодической разгрузке отстойника и поступлении в него разбавленной пульпы величина  $R_2$  мала по сравнению с величиной  $R_1$ , поэтому удельная площадь осаждения (на 1 т сухого шлама) приблизительно будет  $f = R_1/v$  м<sup>2</sup>/т в час (значения  $R_1$  и  $v$  те же, что и в формуле (167)).

Наружные отстойники, сооружаемые на углеобогатительных фабриках для осветления шламовых вод, состоят

Таблица 63

Ориентировочные удельные нагрузки вакуум-фильтров [53, 68, 70, 78]

Фильтруемый материал	Удельная нагрузка по сухому, кг/(м <sup>2</sup> ·ч)	Тип вакуум-фильтра
Флотационный угольный концентрат при содержании класса —0,06 мм: 17—46 %	200—400	Дисковый типа «Украина»
Флотационный антрацитовый концентрат и шламы при содержании класса —0,06 мм: 18 %	180—300	Дисковый
35 %	150—250	»
55 %	100—200	»
Флотационные сульфидные концентраты сгущенные:		
медный	100—200	Дисковый, барабанный
свинцовый	80—200	То же
цинковый	200—300	»
пиритный	300—500	»
Апатитовый флотационный концентрат без предварительного сгущения 86 % —0,15 мм *	500—600	Барабанный с внутренней фильтрующей поверхностью
Нефелиновый концентрат	500—550	То же
Графитовый флотационный концентрат	400—500	Дисковый
Магнетитовый концентрат, содержащий 95—99 % класса —0,050 мм	350—500	Дисковый
Магнетитовый концентрат, содержащий около 70 % класса —0,074 мм	500—1000	Дисковый, барабанный
Магнетитовый концентрат, содержащий 70—40 % класса —0,074 мм	500—1000	Барабанный с внутренней фильтрующей поверхностью
Магнетитовый концентрат, содержащий 40—20 % класса —0,074 мм	4000—7000	План-фильтр

\* Переливы фильтров поступают в сгуститель, сгущенный продукт возвращается на фильтры.

Для создания вакуума на фильтровальных установках обога- тельных фабрик устанавливаются водокольцевые и (или) порш- невые вакуум-насосы. Водокольцевые вакуум-насосы просты по конструкции, но обычно работают на вакууме около 665 гПа и имеют низкий к. п. д. ( $\eta_i = 35\%$ ). Поршневые вакуум-насосы создают вакуум до 900 гПа и имеют высокий к. п. д. ( $\eta_i = 65\text{—}70\%$ ). Поэтому для фабрик, где требуется большое вакуум- насосное хозяйство, вопрос о выборе типа и размера вакуум- насосов следует специально прорабатывать.

Насосы для откачки фильтрата из вакуум- ресивера должны иметь большую высоту всасывания 800 гПа. Выбираются по производительности, исходя из объема удаляемого фильтрата с запасом 25%. Для откачки фильтрата применяют грунтовые центробежные насосы марки ГрТ (ГОСТ 9075—75)\* [13].

Компоновка оборудования фильтровальных установок может быть автономной или групповой.

Автономная установка состоит из вакуум-фильтра, вакуум- насоса, воздухоудовки, ресивера, соединенного с центробежным насосом, и ловушки или конденсатора.

При групповой компоновке количество вакуум-фильтров, под- ключаемых к одному ресиверу, может изменяться от 2 до 12 и определяется технологией производства и проектными соображе- ниями. В этом случае к ресиверу подсоединяются два центро- бежных насоса, один из которых резервный\*.

## § 11. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ СУШКИ

**В ы б о р с у ш и л к и.** Для сушки продуктов обогащения применяются барабанные сушилки прямого действия, трубы- сушилки, сушилки кипящего слоя, паровые сушилки и др. [44, 61, 70, 75].

*Барабанные сушилки* прямого действия с непосредствен- ным соприкосновением газа с сушимым материалом можно применять для любых продуктов обогащения, независимо от их крупности и начальной влажности. Эти сушилки отличаются большой производительностью, высоким тепловым коэффициентом полезного действия, малым потреблением энергии, сравнительно низкими эксплуатационными расходами и надежностью в работе. Недостатки сушилок — загрязнение высушенных продуктов золой, уносимой из топки (от 0,2 до 0,5—0,7%), длительное время соприкосновения сушеного материала с горячими газами (до 15—30 мин), что в некоторых случаях нежелательно, большие габаритные размеры сушилки, требующие значительных площадей и пролетов сушильного цеха, высокие капитальные затраты.

Барабанные сушилки нашли широкое применение на рудо- обогатительных фабриках большой производительности. Доста-

точно широко применяются они и на углеобогатительных фабри- ках [44].

*Трубы-сушилки* могут применяться лишь для сушки мелких и неслипающихся материалов, так как поддержание во взвешенном состоянии крупных зерен или слипшихся комков мелкого мате- риала потребовало бы очень больших скоростей газов с соответ- ствующим увеличением расхода энергии. При этом вследствие малого времени соприкосновения материала с газами (5—10 с) комки не успевают высохнуть. При сушке мелких неслипающихся материалов трубы-сушилки по сравнению с барабанными сушил- ками обладают следующими преимуществами: более высокой на- пряженностью по испаряемой влаге (в 8—10 раз больше, чем в ба- рабанных сушилках), меньшим временем соприкосновения мате- риала с газами, меньшими капитальными затратами на оборудо- вание и строительство здания сушильного цеха. Недостатки труб-сушилок — большой унос пыли, высокий расход энергии, пониженный тепловой коэффициент полезного действия, трудное регулирование процесса сушки, особенно при комкующемся мате- риале. Основная область применения труб-сушилок — сушка угольных концентратов\*. Тип сушилки (барабанная или труба- сушилка) выбирается технико-экономическим сравнением вариан- тов. На рудообогатительных фабриках трубы-сушилки не применяются.

*Подовые сушилки* отличаются малым пылеобразованием, имеют простую и дешевую конструкцию. К основным недостаткам их относится низкий тепловой коэффициент полезного действия и малая удельная производительность. Поэтому подовые сушилки могут применяться лишь при небольшой производительности обогатительной фабрики, например для сушки концентратов ред- ких металлов.

*Сушилки «кипящего слоя»* на обогатительных фабриках при- меняют ограниченно (сушка хлористого калия и калимагнезии на некоторых флотационных калийных фабриках) [32]. На угле- обогатительных фабриках применение этих сушилок находится в стадии опытных разработок [44], а на рудообогатительных фабриках они пока не применяются. Для сушилок кипящего слоя характерны большие энергетические затраты на испарение влаги, значительный унос пыли и недостаточная надежность в работе при повышенной влажности сушеного материала.

## ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЙ РАСЧЕТ СУШИЛОК

Объем сушилок подсчитывается по допустимой напряжен- ности по испаряемой влаге, которая зависит от свойств материала, подвергаемого сушке, его начальной и конечной влажности, тем-

\* Тарасов А. С., Хашина Н. В. Опыт эксплуатации труб-сушилок на обога- тельных фабриках Кузбасса. Экспресс-информация (ЦНИИЭИуголь). М., 1978.

\* Цветные металлы, 1979, № 9, с. 100—104.



пературы газов на входе в сушилку и выходе из нее, типа сушилки, скорости потока газа и качества топлива. Нормы напряженности, а также температуры газа на входе и выходе из сушилки устанавливаются на основании опытных исследований и практических данных, полученных при сушке аналогичных по составу и влажности материалов.

Практические данные о напряженности и температуре газов для барабанных сушилок и труб-сушилок приведены в табл. 65 и 66.

Напряженность труб-сушилок возрастает с повышением температуры поступающего в сушилку газа и с увеличением скорости потока газа в начале сушки.

Барабанные сушилки. Для определения размера и числа сушилок первоначально подсчитывается их суммарный объем

$$V_0 = \frac{Q(R_1 - R_2)}{\omega}, \quad (169)$$

где  $V_0$  — общий объем сушилок, м<sup>3</sup>;  $Q$  — производительность сушильного отделения (по массе твердой фазы в сушимом материале), кг/ч;  $R_1$  и  $R_2$  — отношение Ж : Т по массе, соответственно в поступающем и выходящем из сушилки материале, кг воды/кг твердого;  $\omega$  — напряженность сушилки по испаряемой воде, кг/(м<sup>3</sup>·ч) (см. табл. 65).

Далее по объему определяется число сушилок для отдельных вариантов, отличающихся размером сушилок. На основании технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов выбирается оптимальный вариант. Желательно принимать сушилки большого размера, так как при этом получается экономия капитальных и эксплуатационных затрат.

Дымососы и пылеулавливающее оборудование: разгрузочная камера, циклоны, электрофилтры и мокрые пылеулавливатели выбираются по объему отходящих газов из сушилки.

Для ориентировочного выбора этого оборудования объем отходящих газов на один сушильный барабан можно определить исходя из скорости газа на выходе из барабана. Эта скорость зависит от крупности и плотности сушеного материала, при больших скоростях увеличивается вынос материала и усложняется очистка газов. Для мелких материалов (флотационные концентраты) принимают 1,5—2,5 м/с, для крупнозернистых скорости увеличивают до 4—6 м/с.

Трубы-сушилки применяются для сушки угля крупностью мельче 13 мм (обычно мелкий концентрат в смеси с флотационными концентратом и шламами).

Сушилки выбираются из трех изготовленных типоразмеров сушилок [44].

Производительность, т/ч:	ТС-9	ТС-11	ТС-12,5
по влажному углю . . . . .	100	150	200
по испаренной влаге . . . . .	10	15	20—25

Таблица 65

Ориентировочные напряженности барабанных сушилок прямого действия по испаряемой влаге

Сушильный материал	Влажность материала, %		Температура газа, градус		Крупность материала, мм	Напряженность, кг/(м <sup>3</sup> ·ч)
	исходного	после сушки	поступающего в сушилку	выходящего из сушилки		
Подмосковный уголь	30	10—15	430	120—150	10—0	40—60
Мелкий угольный концентрат	12—18	3—6	700—900	80—100	10—0	70—90
Угольный флотационный концентрат	20—26	3—6	700—800	90—110	1—0	90—120
Угольный шлам	50	1,3	700—800	120—130	2—0	120
Угольный шлам	25	3,0	700—800	—	2—0	70—100
Сланец	33	12	500—600	100	40—0	45—65
Руда магнитогорская	6,0	0,5	730	85—90	50—0	45—65
Сульфидные концентраты	12	3,0	500—600	100	0,1—0	60—70
Апатитовые концентраты	11,3	1,0	1000—1100	100—150	14% + 0,15 мм	65—70
Нефелиновый концентрат	17—18	0,5	1000—1100	100—150	27% + 0,15 мм	80
Окисленные медные концентраты	30	4	800	100	0,1—0	90—100
Известняк	8—15	1,5	1000	80	15—0	45—65
Известняк	8—10	0,5	800	120	20—0	30—40
Песок	4,3—7,7	0,5	840	100	—	80—88
Песок	6,1	0,3	1000	90	—	100
Песок	15,0	3,0	700	—	—	80
Глина	22	5,0	600—700	80—100	—	50—60

Диаметр трубы, мм . . . . .	900	1100	1250
Температура сушильного агента, °С:			
на входе . . . . .	700—1000		
» выходе . . . . .	80—120		

Рабочей длиной трубы-сушилки считается длина трубы от места забрасывания материала в сушилку до входа ее в циклон. На практике  $l_{\text{раб}}$  колеблется от 8 до 25 м в зависимости от принятой удельной напряженности по испаряемой влаге и продолжительности сушки.

При расчетах принимают напряженность трубы-сушилки:

для сыпучих материалов . . . . .	600—1200 кг/(м <sup>2</sup> ·ч)
» угольного шлама . . . . .	500—800 кг/(м <sup>2</sup> ·ч) (см. табл. 66)

Скорость газа на выходе практически поддерживается 30—40 м/с. По расходу газа при этой скорости (площадь сечения трубы × скорость) подбираются дымосос и пылеулавливающее оборудование.

Расход топлива ориентировочно можно определить по расходу тепла на испарение 1 кг влаги и по теплотворной способности выбранного в проекте топлива.

Расход тепла на 1 кг испаренной влаги можно принять для барабанных сушилок и труб-сушилок в пределах 4—6 МДж. Большая цифра должна приниматься для малых установок. Перед заказом оборудования необходимо выполнить теплотехнический расчет сушилки, пользуясь отраслевыми стандартами и специальными руководствами [61, 75].

Определение размеров подовой сушилки производится по нормам удельной нагрузки. При сушке флотационных сульфидных концентратов начальной влажностью 16 % до влажности 4—6 % удельная производительность подовых сушилок по твердому составляет около 0,9 т/(м<sup>2</sup>·сут).

Производительность конвейерных сушилок и грохотов-сушилок принимается по техническим характеристикам.

Таблица 66

Ориентировочные напряженности труб-сушилок по испаряемой влаге при сушке углей

Сушильный материал	Влажность материала, %		Температура газа, градус		Напряженность, кг/(м <sup>2</sup> ·ч)
	исходного	после сушки	поступающего в сушилку	выходящего из сушилки	
Бурый уголь	—	—	750—900	110—120	250—400
Каменный уголь	—	—	750—900	110—120	400—600
Мелкий концентрат в смеси с флотационным концентратом	12—18	3—6	750—900	110—120	600—800
Флотационный концентрат	20—26	3—6	750—900	110—120	700—900

## § 12. ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПЫЛЕУЛАВЛИВАНИЯ

Для пылеулавливания применяются сухие центробежные пылеуловители (циклоны и батарейные циклоны), мокрые пылеуловители различных типов, тканевые рукавные фильтры и электрофильтры.

В зависимости от концентрации пыли в очищаемом газе (воздухе) и ее ценности, а также по санитарным требованиям применяются один, два или три приема пылеулавливания. Так, например, аспирационный воздух цехов сухого дробления имеет невысокую концентрацию сравнительно малоценной пыли. Поэтому его очистка производится в один или в два приема. При очистке воздуха в один прием используются аппараты, дающие высокую степень улавливания пыли.

Для очистки аспирационного воздуха на асбестообогащительных фабриках в один прием рекомендуется установка электрофильтров, тканевых рукавных фильтров или пенных фильтров, а при очистке в два приема — установка простых или батарейных циклонов в первом приеме и циклонов-промывателей во втором приеме.

Дымовые газы, получаемые при сушке концентратов, характеризуются большим содержанием пыли и высокой ее ценностью. Поэтому очистка таких газов производится в два или три приема с установкой высокоэффективных пылеуловителей в последних приемах. Например, газы, получаемые при сушке апатитового концентрата на Кировской обогащительной фабрике, очищаются последовательно в циклонах, электрофильтрах и скрубберах с насадкой. При очистке сушильных газов в скрубберах одновременно используется их тепло, так как шламовая вода из скрубберов подается в механические классификаторы для подогрева поступающей на флотацию пульпы.

Типовые схемы пылеулавливания на барабанных сушилках и трубах-сушилках для угля и технические характеристики пылеулавливающего оборудования приведены в литературе [44, 75].

В случае применения сухих электрофильтров, рукавных фильтров и скрубберов для промывки газов и нагрева технологической воды следует руководствоваться пособием [16].

Пылеулавливание вентиляционных систем на обогащительных фабриках рассмотрено в литературе [29].

## § 13. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ОТБОРА И РАЗДЕЛКИ ПРОБ

Для отбора проб от сухих кусковых материалов применяют ковшовые и скреперные пробоотбиратели, а для отбора проб пульпы и мелких сыпучих материалов — пробоотбиратели с прямолинейным возвратно-поступательным движением отсекающего ножа.



Пробоотбиратели должны удовлетворять следующим требованиям: расстояние между стенками отсекающего устройства (т. е. ширина ковша, ширина щели пожа) должно быть в 2,5—3 раза больше размера наибольших кусков в опробуемом материале; длина отсекающего устройства должна быть больше толщины (высоты) пересекаемого потока материала; длина хода отсекающего устройства должна быть больше ширины пересекаемого потока материала; емкость ковша должна быть на 25—30 % больше объема порции пробы, отбираемой за одну отсечку; пробоотбиратель должен обеспечивать требуемую степень сокращения пробы [31, 79].

Масса порций, отбираемых в пробу за одну отсечку  $q_1$  (в кг) и за 1 ч  $q_2$  (в кг/ч), соответственно равна

$$q_1 = \frac{Qb}{3600v}, \quad (170)$$

$$q_2 = \frac{QbN}{3600v}, \quad (171)$$

где  $Q$  — производительность опробуемого потока материала, т/ч;  $b$  — расстояние между стенками отсекающего устройства, мм;  $v$  — скорость движения отсекающего устройства, м/с;  $N$  — число отсечек в 1 ч.

Степень сокращения, равная отношению производительности опробуемого потока материала в единицу времени к массе пробы, отбираемой за то же время, определяется по формуле

$$s = \frac{3,6 \cdot 10^6 \cdot v}{bN}. \quad (172)$$

Зная производительность потока материала  $Q$  за период опробования (например, за смену) и массу пробы, отбираемой за тот же период, находят требуемую степень сокращения  $s = Q/q$ , далее в зависимости от требуемой степени сокращения и физических свойств опробуемого материала выбирается тип пробоотбирателя\* [21, 79].

Для пульпы наиболее пригодны винтовые пробоотбиратели типа АП. Цепные пробоотбиратели предназначены для отбора проб от мощных потоков пульпы со струей шириной до 1200 мм и высотой до 300 мм.

Для механизированной разделки проб при большой их первоначальной массе устраиваются механизированные проборазделочные станции, устанавливаемые вблизи мест отбора проб. Проборазделочная станция включает бункер, в который поступает отобранная проба, и оборудование для дробления и сокращения пробы. Первый прием дробления крупных проб производится в малых щековых, конусных или молотковых дробилках, второй —

в дробилках типа кофейной мельницы и гладких валках. После дробления и сокращения начальной пробы получается лабораторная проба крупностью от 0,5—0 до 3—0 мм, массой 0,2—2,5 кг, которая поступает в фабричную лабораторию для приготовления аналитической пробы.

Для углеобогатительных фабрик изготавливается комплекс оборудования по отбору, измельчению и сокращению проб. Это оборудование позволяет отбирать пробы из потоков производительностью до 3000 т/ч при крупности опробуемого угля, антрацитов и сланцев до 300 мм [31, 44, 55].

#### § 14. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ВЫБОРУ ВМЕСТИМОСТИ БУНКЕРОВ И СКЛАДОВ

Бункера на обогатительных фабриках имеют различное назначение. Приемные бункера предназначены для разгрузки доставляемого на обогатительную фабрику сырья. Аккумулирующие (буферные) бункера устраиваются между отдельными цехами фабрики для компенсации различий в производительности и в графике работы отдельных ее цехов и обеспечения независимости работы одного цеха от другого, а также для шихтовки различных сортов полезного ископаемого в требуемых соотношениях. Распределительные бункера служат для равномерного распределения продукта по нескольким однотипным аппаратам. Эти бункера при некотором увеличении их вместимости могут быть аккумулятивными, например перед мельницами на флотационных обогатительных фабриках. Погрузочные бункера сооружаются для быстрой погрузки продуктов обогащения в железнодорожные вагоны или другого рода транспортные сосуды, обеспечивая независимость работы обогатительной фабрики от внефабричного транспорта. Обезвоживающие бункера служат для обезвоживания продуктов обогащения и одновременно для их погрузки.

Вместимость приемных бункеров зависит от организации доставки полезного ископаемого на обогатительную фабрику, организации работы дробильного цеха и от наибольшего размера кусков в ископаемом. Если размер наибольших кусков превышает 400—500 мм, то устройство приемных бункеров значительной вместимости вызвало бы большие капитальные затраты. Поэтому при крупнокусковой руде приемный бункер устраивается возможно малой вместимости, определяемой конструктивно по размерам вагона или самосвала.

На углеобогатительных фабриках в зависимости от конкретных условий проектирования предусматриваются приемные устройства: а) для разгрузки полувагонов грузоподъемностью от 60 до 125 т при помощи роторных вагонопрокидывателей; б) приемные ямы для саморазгружающихся большегрузных вагонов; в) приемные устройства для разгрузки большегрузных самосвалов. Вместимость приемных устройств под вагонопрокидывателем 1—1,5 большегрузных вагонов; под саморазгружающимися ваго-

\* Обогащение руд, 1975, № 5, с. 36—40.

нами на полуторную грузоподъемность одновременно разгружаемых вагонов; при автомобильном транспорте на 1—1,5 кузова [37, 38, 46].

Вместимость аккумулирующих бункеров определяется производительностью и графиком работы смежных цехов. Потребная вместимость промежуточного бункера подсчитывается по формуле

$$G = Q_{ц} t_{н} k, \quad (173)$$

где  $G$  — вместимость бункера, т;  $Q_{ц}$  — производительность цеха, меньшего по своей производительности, т/ч;  $t_{н}$  — максимальное избыточное число часов работы меньшего по производительности цеха в промежутках времени между остановкой и последующим пуском цеха большей производительности;  $k$  — коэффициент запаса,  $k = 1,2—1,3$ .

При использовании аккумулирующих бункеров одновременно и в качестве шихтовочных емкостей бункера для каждого сорта полезного ископаемого подсчитываются также по формуле (173), значения  $G$ ,  $Q_{ц}$ ,  $t_{н}$  и  $k$  следует относить к рассматриваемому сорту руды.

Практикой проектирования института Механобр установлены следующие вместимости для аккумулирующих бункеров: при синхронной работе цехов крупного, среднего и мелкого дробления встроенные в здания цехов среднего и мелкого дробления бункера не должны играть роль аккумулирующих, эти бункера могут служить только как распределительные; перед корпусами среднего и мелкого дробления устраиваются склады крупнодробленной руды; вместимость аккумулирующего бункера в цехе обогащения принимается на 36-часовую производительность цеха. При наличии аккумулирующих бункеров в цехах среднего и мелкого дробления вместимость бункера в цехе обогащения может быть уменьшена, но при условии одинакового числа рабочих дней в неделю цехов мелкого дробления и обогащения.

Вместимость аккумулирующих бункеров при проектировании углеобогатительных фабрик принимается: для центральных фабрик на 19 и для грузовых 16 ч работы фабрики; для индивидуальных фабрик из расчета усреднения качества угля и обеспечения ритмичной работы шахты (разреза) и фабрики, но не менее чем на сменную работу фабрики [37, 46].

Вместимость распределительных бункеров. Минимальная вместимость ячеек распределительного бункера определяется суммарной производительностью одновременно работающих аппаратов, подключенных к данной ячейке, и промежутком времени между загрузкой ячейки рудой. При загрузке распределительного бункера с помощью непрерывно двигающейся сбрасывающей тележки или реверсивного конвейера продолжительность одного цикла загрузки бункера будет

$$T = \frac{2L}{v}, \quad (174)$$

где  $T$  — продолжительность одного цикла, ч;  $L$  — длина бункера, м;  $v$  — скорость перемещения тележки или реверсивного конвейера, м/ч.

Если число ячеек равно  $n$ , то продолжительность загрузки одной ячейки в каждом цикле будет  $t' = T : n$ , откуда определяется время перерыва между загрузкой ячейки рудой  $t_{п}$  (для крайних ячеек)

$$t_{п} = T - t' = T - \frac{T}{n} = \frac{2L}{v} \left(1 - \frac{1}{n}\right). \quad (175)$$

Потребная вместимость каждой ячейки  $G'$  и общая вместимость распределительного бункера определяются по формулам:

$$G' = Q_{р} t_{п} k = \frac{2Q_{р} L}{v} \left(1 - \frac{1}{n}\right), \quad (176)$$

$$G = nG' = \frac{2Q_{р} L (n-1) k}{v}, \quad (177)$$

где  $G'$  — вместимость одной ячейки, т;  $Q_{р}$  — скорость разгрузки руды из ячейки, равная суммарной производительности одновременно работающих аппаратов, подключенных к ячейке, т/ч;  $k$  — коэффициент запаса.

Формула (177) дает минимальный объем ячейки при условии непрерывной работы загрузочной сбрасывающей тележки. Обычно такой режим работы не применяется, кроме того, распределительный бункер является в известной мере и аккумулирующим. Поэтому вместимость распределительных бункеров желательно иметь не менее чем на получасовую производительность данного цеха.

В институте Механобр распределительные бункера проектируются на минимальную вместимость, определяемую конструктивными соображениями. Однако вместимость этих бункеров не должна быть меньше рассчитанной по формуле (177).

Вместимость погрузочных бункеров. При отправке потребителям продуктов обогащения в железнодорожных вагонах вместимость погрузочных бункеров и фронт погрузки должны обеспечивать погрузку железнодорожных составов в установленные сроки, а при отправке продуктов маршрутными составами продолжительность погрузки одного маршрута (или одной подачи вагонов) должна быть согласована с управлением железной дороги. Для предприятий угольной промышленности принимается, что время погрузки железнодорожного состава не должно превышать 2 ч.

При нормальной подаче железнодорожных вагонов под погрузку вместимость погрузочных бункеров определяется из условия, чтобы выдаваемый обогатительной фабрикой продукт мог быть погружен в вагоны без направления его на склад. Необходимая вместимость погрузочных бункеров с учетом коэффициента неравномерности поступления продуктов в бункер и возможности



опоздания в подаче вагонов на  $t$  часов определяется по формуле

$$G_0 = m(zG + tQ - t'Q), \quad (178)$$

где  $G_0$  — вместимость погрузочного бункера, т;  $m$  — коэффициент неравномерности подачи продукта в бункер,  $m = 1,15$ ;  $z$  — число вагонов в составе;  $G$  — грузоподъемность одного вагона, т;  $t$  — возможное время опоздания в подаче состава, ч;  $t'$  — продолжительность погрузки одного состава, ч;  $Q$  — производительность фабрики по готовому продукту, т/ч.

При наличии на обогатительной фабрике складов готового продукта с механизированной обратной подачей продукта в погрузочный бункер или непосредственно в железнодорожные вагоны вместимость погрузочного бункера может быть уменьшена, при этом фабрика часть времени будет работать через склад. Это вызывает излишние затраты при эксплуатации, но уменьшает капиталовложения на строительство обогатительной фабрики.

Для погрузки продуктов обогащения на углеобогажительных фабриках проектируются высокомеханизированные и автоматизированные погрузочно-складские комплексы (бункера, угольные склады с высокопроизводительной обратной подачей), обеспечивающие производительность погрузки на одном ж.-д. пути:

для углей и продуктов обогащения, отгружаемых в нерассортированном виде — до 4000 т/ч; для крупно-средних сортов антрацита и энергетических углей до 500 т/ч (см. также главу VII, § 10) [37, 39, 46].

Вместимость складов. Склады на обогатительных фабриках устраиваются для обеспечения непрерывной работы фабрики при длительных перерывах в подаче исходного сырья или при отгрузке продуктов обогащения, а также для усреднения сырья и концентратов.

Хранение прибывающей с рудника крупнокусковой руды на складах неудобно вследствие затруднительной разгрузки склада. Поэтому если рудник выдает руду в кусках больших размеров (свыше 300 мм), то обычно перед поступлением на склад ее подвергают крупному, а иногда и среднему дроблению. На флотационных и магнитообогажительных фабриках, как правило, следует проектировать склады крупнодробленной руды перед корпусом среднего и мелкого дробления. Общий запас дробленной руды на фабрике в складах и аккумулирующих бункерах при 7- и 6-дневной неделе должен быть не менее 1,5-суточной, а при 5-дневной рабочей неделе не менее 3-суточной производительности фабрики (главного корпуса).

Склады концентратов на обогатительных фабриках устраиваются в тех случаях, когда концентраты приходится отправлять на далекие расстояния или когда необходимо их усреднение. Если концентрат используется на предприятии, расположенном рядом с обогатительной фабрикой, то склады концентрата при

фабрике обычно не устраивают. В этом случае необходимый запас концентрата создается в бункерах или на складах самого предприятия.

Вместимость складов определяется в зависимости от длительности возможных перерывов при доставке полезного ископаемого на обогатительную фабрику и при подаче вагонов или другого транспорта для отправки готовых продуктов. При обогащении углей, подлежащих рассортировке, на склад направляется нерассортированный уголь. Склады сортовой продукции для таких углей не устраиваются. Вместимость складов угля принимается в зависимости от местных условий, при этом должна предусматриваться возможность расширения склада. Склады руды согласно практике проектирования института Механообр допускаются в районах Крайнего Севера, однако включение их в проект требует в каждом случае специального технико-экономического обоснования. Допускается строительство складов для концентратов рудно-обогажительных фабрик с максимальной вместимостью 5+15-суточной производительности фабрики по отгружаемой продукции, причем меньшая цифра относится к фабрикам большой, а большая — к фабрикам малой производительности. Запас груженых контейнеров должен быть не меньше массы маршрутного состава отправляемого с фабрики.

## § 15. УСРЕДНЕНИЕ РУД И УГЛЕЙ ПЕРЕД ОБОГАЩЕНИЕМ

Колебания характеристик качественного состава (содержаний полезных и вредных компонентов, гранулометрического состава и т. п.) затрудняют управление процессами обогащения. В связи с этим может возникнуть вопрос об усреднении качества руд. Под усреднением понимают комплекс мероприятий при добыче, транспортировке, складировании и бункеровании руд, направленных на обеспечение однородности качественного состава перерабатываемого сырья. Цель усреднения — получение однородной смеси без ограничения ее качества. При идеальном усреднении в любой точке объема или потока усредненной смеси должны быть одинаковые качественные показатели.

Шихтовка отличается от усреднения тем, что в процессе шихтования происходит смешение отдельных компонентов в определенной пропорции с целью получения однородной смеси (шихты) заданного качества.

Величина колебаний какого-либо показателя (содержание металла в руде, содержание воды в углях и т. п.) около среднего его значения оценивается средним квадратическим отклонением. Если через  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  обозначить средние квадратические отклонения до и после усреднения, то относительная разница отклонений даст показатель эффективности усреднения (в %)

$$\eta = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{\sigma_1} 100.$$

Усреднение руды, поступающей на фабрику, начинается на руднике при планировании добычи из разных забоев и далее происходит на фабрике при транспортировании, в складах, бункерах, при дроблении, измельчении, перемешивании и насосных перекачках пульповых продуктов.

Организуя правильную (по требованиям теории усреднения) загрузку и выгрузку складов и бункеров на фабрике, можно достигнуть достаточно высокой эффективности усреднения. Например, последовательная загрузка ячеек аккумулирующих бункеров рядовым углем, поступающим на фабрику, и параллельная

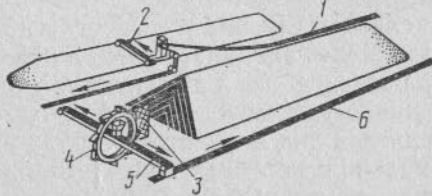


Рис. 71. Усреднительный склад:

1 — загрузочный конвейер; 2 — штабелеукладчик; 3, 4 — соответственно борона и ротор разгрузочной машины; 5, 6 — конвейеры разгрузки склада

выдача угля из всех ячеек позволяют получить на сборном конвейере достаточно однородную смесь с меньшими колебаниями показателей качества, чем эти колебания при загрузке углей в отдельные ячейки аккумулирующих бункеров [63].

Если колебания показателей качественного состава остаются большими и после использования всех возможностей усреднительных мероприятий в техно-

нологической цепи угле- или рудоподготовки, то можно поставить вопрос о сооружении специального усреднительного склада.

Принципиальная основа большинства усреднительных складов заключается в образовании штабеля большой вместимости при загрузке поступающего сырья горизонтальными слоями и в разгрузке штабеля черпанием перпендикулярно к плоскости слоев. Штабель обычно загружается конвейером с катучим разгрузателем, а для разгрузки используются экскаваторы (для крупнокусковых материалов) или специальные разгрузатели с бороной, которая сгребает слои сырья под черпающее устройство по всему сечению штабеля (рис. 71).

Как правило, на обогатительных фабриках специальных усреднительных складов не сооружается. Хотя проектные проработки института Механобр для некоторых фабрик показали экономичность их строительства [9].

### § 1. ВЫБОР ПЛОЩАДКИ ДЛЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ФАБРИКИ

Выбор площадки фабрики составляет важный этап в проектировании горно-обогатительного предприятия. Не влияя непосредственно на использование рудного сырья и технологические показатели обогащения, местоположение фабрики существенно сказывается на общих технико-экономических показателях проекта предприятия.

Правильно выбранное месторасположение фабрики должно обеспечить:

наиболее экономичные и надежные условия для транспортирования руды (угля) и концентратов, складирования хвостов (отходов) и производственного водоснабжения;

ритмичность и надежность эксплуатации фабрики и хвостового хозяйства;

наиболее удобные и безопасные для трудящихся транспортные связи между фабрикой и жилым поселком (городом);

наиболее полно отвечать требованиям и мероприятиям по охране окружающей среды и использования природных ресурсов.

Фабрику, как правило, следует располагать на землях малопродуктивных или не пригодных для сельскохозяйственного использования. Размещение фабрики на площадях залегания полезных ископаемых, в частности в зонах охранных целиков шахт, разрешается (в исключительных случаях) при специальном технико-экономическом обосновании и при согласовании с органами горного надзора.

Не допускается размещение фабрики:

в зонах оползней, селевых потоков, снежных лавин и паводковых вод, которые могут угрожать застройке и эксплуатации фабрики;

в зонах активного карста;

в опасных зонах отвалов породы угольных и сланцевых шахт;

в зонах санитарной охраны источников питьевого водоснабжения, на территориях, занятых и предназначенных к занятию лесами и лесопарками, выполняющими санитарно-гигиенические функции;

на землях заповедников и их охранных зон;

на участках, загрязненных радиоактивными отбросами, до истечения сроков, установленных органами санитарной службы.

\* Главы VI и VII переработаны при участии М. В. Ушакова.



Площадка для строительства фабрики должна иметь наиболее экономичные общестроительные характеристики, к которым относятся топографические и инженерно-геологические условия. Для обогатительных фабрик рельеф площадки оказывает существенное влияние на проектно-компоновочные решения основных корпусов и на эксплуатационные условия. Это объясняется широким применением самотечного транспорта руды и продуктов обогащения при передаче из одного аппарата в другой, а в отдельных случаях, применением самотечного транспорта и между производственными корпусами, а также эксплуатационным требованием смыва и дренажа полов первого этажа почти во всех корпусах.

По отношению к месторождению полезного ископаемого (рудной базе фабрики) и к заводу-потребителю концентратов (продукции фабрики) возможны три основных варианта расположения площадки фабрики: при месторождении; при заводе; между месторождением и заводом.

По транспортным расходам наиболее экономичен вариант расположения обогатительной фабрики при месторождении, особенно в тех случаях, когда выход концентрата относительно невелик.

Если возможно разместить дробилки крупного дробления на борту карьера или в карьере, то можно сократить рудничный автопарк или исключить железнодорожный транспорт руды на фабрику. Крупнодробленую руду можно подать ленточными конвейерами. При обогащении богатых полезных ископаемых с большими выходами концентратов может оказаться более выгодным расположить обогатительную фабрику при заводе по следующим причинам: тарифы на перевозку концентратов выше, чем на перевозку руды; при перевозке мелких концентратов потери ценного компонента в пути увеличиваются по сравнению с потерями при перевозке руды; возможно уменьшить вместимость бункеров и складов для готовых концентратов: иногда можно отказаться от сушки концентратов или только подсушивать их.

При административном и территориальном объединении обогатительной фабрики с рудником или заводом сокращаются управленческие расходы и затраты на организацию водоснабжения, электроснабжения; ремонта оборудования, материального снабжения, а также на культурно-бытовое и коммунальное обслуживание трудящихся.

Поэтому если по условиям топографии, водоснабжения или по каким-либо другим причинам невозможно расположить обогатительную фабрику на самом руднике или на площадке завода, то все же выгоднее ее построить на небольшом от них расстоянии.

Наивыгоднейшее расположение центральной обогатительной фабрики, получающей сырье из нескольких рудников, определяется из условий минимальных расходов на транспорт исходного сырья и концентратов.

Если рудник находится высоко над источником водоснабжения, то может оказаться выгоднее расположить обогатительную фабрику не на руднике, а у источника водоснабжения, с тем чтобы не поднимать большое количество воды на значительную высоту. Удаление и размещение мокрых мелких хвостов наиболее дешево обходится в тех случаях, когда по условиям рельефа можно их транспортировать самотечком, а предназначенная под хвостохранилище площадка имеет форму впадины, позволяющей создать хвостовой бассейн достаточной вместимостью при минимальном объеме искусственных ограждений.

В некоторых случаях хвосты используются для гидравлической закладки выработанного пространства рудника.

Если фабрика размещается в нескольких километрах от завода-потребителя концентратов, то следует рассмотреть варианты гидравлического трубопроводного транспорта концентратов\*.

При расположении обогатительной фабрики на наклонной площадке возможно в большей мере использовать самотечный транспорт и тем самым уменьшить капитальные затраты и эксплуатационные расходы, однако стоимость фабричных зданий при этом несколько возрастает.

Чем больше потери в высоте при прохождении продуктов обогащения через отдельные аппараты и чем круче требуемые уклоны транспортирующих желобов, тем больший уклон местности необходим для самотечного транспортирования продуктов. Например, для самотечного транспорта на дробильно-сортировочных, промывочных и гравитационных обогатительных фабриках требуется значительно больший уклон местности, чем в цехах тонкого измельчения и флотации, где потери высоты при прохождении пульпы через мельницы, классификаторы, флотационные машины, а также при ее транспорте по желобам незначительны по сравнению с потерей высоты при прохождении кускового материала через дробилки, грохоты, отсадочные машины, перегрузочные желоба и воронки.

Обогатительные фабрики с самотечным транспортом продуктов обогащения наиболее экономично располагать на площадке, допускающей дешевую доставку руды в верхнюю первичную операцию и самотечное движение продуктов через все последующие операции обработки. Оптимальный уклон фабричной площадки при замкнутых схемах обработки должен обеспечить самотечное

\* Преимущества гидротранспорта: низкая себестоимость, безопасность, надежность, возможность полной автоматизации, независимость от погодных условий, обеспечение охраны окружающей среды. Недостатки — быстрый износ трубопроводов, повышенный расход энергии. Например, в Бразилии сооружен трубопровод для транспортирования 7 млн. т железорудного концентрата в год. Диаметр пульпопровода 500 мм, протяженность 404 км, две насосные станции, оборудованные плунжерными насосами. Крупность концентрата мельче 74 мкм, скорость движения пульпы в трубе около 1,5 м/с. Горный журнал 1974, № 9, с. 72—74.

движение продуктов через операции обработки для главных потоков, несущих основную массу материала. При большом количестве оборотных продуктов преимущества площадок с крутым уклоном невелики.

Размеры площадки и ее конфигурация должны допускать размещение зданий и сооружений в соответствии с ходом технологического процесса обогатительной фабрики, а также и возможность расширения фабрики, если оно предусматривается заданием на проектирование.

Площадка должна удобно присоединяться к ближайшей железнодорожной станции или близрасположенному подъездному пути либо автомобильной дороге, иметь по возможности ровную поверхность, чтобы планировка ее не требовала больших объемов земляных работ.

При строительстве обогатительной фабрики на наклонных площадках необходимо выбирать под фабрику участок по возможности с прямолинейными горизонталями. Уступы фабрики в этом случае должны идти параллельно горизонталям местности.

Площадка должна иметь хотя бы минимальный уклон 0,4 %, иначе она будет заболачиваться поверхностными водами. Грунты ее должны допускать строительство зданий и сооружений без устройства дорогостоящих оснований (уровень грунтовых вод должен быть по возможности ниже глубины подземных помещений, галерей и т. п.).

По возможности площадка обогатительной фабрики должна располагаться вблизи населенного пункта и существующих сетей энерго- и водоснабжения или вблизи других намеченных к строительству предприятий, с которыми фабрику целесообразно кооперировать для устройства дорог, электростанций, водопровода, канализации и других инженерных сетей, жилищного и культурно-бытового строительства.

Обогатительные фабрики, как предприятия, выделяющие производственные вредности (дым, пыль, шум), надлежит располагать по отношению к ближайшему жилому району с подветренной стороны для господствующих ветров и отделять от границ жилых районов санитарно-защитными зонами (разрывами).

Хвостохранилище при высыхании также может быть источником запыления поселка и территории обогатительной фабрики. Поэтому лучше его располагать по отношению к фабрике и поселку с подветренной стороны.

На основании действующих норм проектирования (СН 245—71) обогатительные фабрики для металлических руд без горячей обработки, фабрики с мокрыми процессами обогащения и углебрикетные фабрики требуют защитной зоны 300 м. Если обогатительная фабрика располагается вблизи рудника, то защитная зона устанавливается от карьеров открытых работ, отвалов и складов ископаемых. Защитная зона 1000 м установлена для добычи свинцовых, мышьяковых и марганцевых руд, зона 500 м —

для добычи горючих сланцев, каменного и бурого углей, антрацитов, железных руд и горных пород VIII и XI категорий крепости открытой разработкой, фосфорита, апатита и колчеданов без химической обработки; зона 300 м — для добычи горных пород IV—VII категорий: доломитов, магнезитов, асбеста открытой разработкой, добычи руд металлов и металлоидов открытым способом, за исключением свинцовых, мышьяковых и марганцевых руд. Для агломерационных фабрик руд черных и цветных металлов и пиритных огарков установлена защитная зона 1000 м.

В санитарной защитной зоне допустимо размещать пожарные депо, бани, прачечные, гаражи, склады, административные служебные здания, торговые здания, столовые, амбулатории и т. п., а также жилые здания для аварийного персонала и охраны. Территория санитарно-защитной зоны должна быть благоустроена и озеленена.

Выбор района и конкретной площадки строительства обогатительной фабрики производится на стадии ТЭО (технико-экономическое обоснование) и оформляется актом о выборе площадки, составленным комиссией, назначаемой министерством или ведомством — заказчиком проекта (см. также главу I, § 3).

В большинстве случаев в территориальном и административном отношении фабрика входит в состав горно-обогатительного (ГОКа) или, при расположении завода вблизи месторождения, горно-металлургического комбината (ГМК), представляющих собой целые промышленные комплексы, и, естественно, вопрос о выборе и обосновании местоположения фабрики не может рассматриваться изолированно. Выбор площадки при этих условиях сводится к определению наилучшего местоположения фабрики в данном промышленном узле, в комплексном решении вопросов транспортных связей, энерго-, тепло-, водоснабжения, складирования и утилизации промышленных отходов, жилищного и культурно-бытового строительства.

## § 2. ОСНОВНЫЕ СХЕМЫ КОМПОНОВКИ ОБОРУДОВАНИЯ

Применяют две основные схемы компоновки оборудования — многоэтажную (высотную) и уступчато-одноэтажную (плоскостную).

Многоэтажная схема применима для любого уклона площадки обогатительной фабрики. При крутом уклоне площадки исходное сырье доставляется в приемные устройства, располагаемые на верхних отметках площадки. При горизонтальной или слабо-наклонной площадке приемные устройства, как правило, заглубляются ниже планировки площадки и сырье на верхний этаж фабрики поднимается наклонными ленточными конвейерами или элеваторами. Если фабрика располагается при шахте, то иногда увеличивают высоту копра и поднимают руду на 50—60 м над уровнем поверхности земли, а дробильное отделение размещают в многоэтажном здании при копре шахты.



При уступчато-одноэтажной схеме аппараты размещаются на отдельных уступах, идущих параллельно горизонталям местности. Аппараты смещаются в вертикальном и горизонтальном направлениях по линии падения местности. Все аппараты устанавливаются на низких фундаментах или перекрытиях. Здания получаются одноэтажными, но с разными отметками полов.

Кроме этих двух основных схем размещения оборудования может применяться третья схема — комбинированная, когда одна часть оборудования устанавливается по первой, а другая часть — по второй схемам.

При горизонтальной площадке обогатительной фабрики возможно размещение оборудования на одинаковых отметках (одноэтажная схема). Но для самотечного транспортирования продуктов обогащения из аппарата в аппарат рациональнее располагать их на площадках с разными отметками, т. е. по уступчато-одноэтажной схеме. Поэтому одноэтажная схема здесь применяется редко.

При любой схеме размещения оборудования цепь аппаратов подразделяется на отдельные компоновочные узлы, т. е. группы аппаратов, располагаемых близко один к другому и связанных самотечным транспортом или короткими конвейерами. Каждый компоновочный узел характеризуется определенной разностью отметок начальной и конечной точек узла и его можно перемещать в плане и по высоте как единое целое.

Отдельные компоновочные узлы связываются ленточными конвейерами, элеваторами, насосами или желобами.

При небольших уклонах площадки обогатительной фабрики с целью уплотнения генерального плана и сближения или объединения корпусов фабрики часто оказывается выгодным применять двух- или трехмаршевую систему конвейеров, вынесенных в направлении, перпендикулярном падению местности.

При выборе схемы размещения оборудования необходимо руководствоваться следующими положениями:

тяжелое оборудование — крупные дробилки, мельницы следует устанавливать на низких фундаментах, как правило, не связанных со стенами здания;

цехи с большими пролетами, обслуживаемые мостовыми кранами, следует проектировать одноэтажными;

однотипные аппараты, устанавливаемые в большом количестве на значительной площади пола, следует размещать в одноэтажном здании, так как установка таких аппаратов на разных этажах менее удобна для обслуживания и требует при замкнутых схемах обработки подъема промпродуктов на некоторую высоту.

При обработке по замкнутым схемам мелких, разбавленных водой продуктов многоэтажная схема становится невыгодной из-за высоких затрат на внутрицеховой транспорт. Это объясняется тем, что потеря высоты при передаче продуктов из вышестоящего аппарата в нижестоящий при многоэтажной компоновке

больше, чем при передаче продуктов пологими желобами в аппараты, расположенные по уступам.

Главные корпуса флотационных фабрик большой и средней производительности обычно komponуют по уступчато-одноэтажной схеме, так как для этих фабрик характерны большие площади цехов измельчения, флотации и сгущения, малые уклоны транспортирующих желобов и большие количества оборотных продуктов. В отдельных пролетах корпусов возможна двухэтажная компоновка.

Гравитационные фабрики, предназначенные для обогащения каменных углей и марганцевых руд отсадкой, а также промышленно-гравитационные фабрики для марганцевых руд характеризуются применением легкого дробильного оборудования (зубчатых валков, молотковых дробилок), сравнительно небольшими площадями цехов дробления, грохочения и отсадки, крутыми уклонами транспортирующих желобов и небольшими выходами оборотных продуктов. При этих условиях обычно рациональна уступчато-одноэтажная схема размещения оборудования.

Магнитообогащительные фабрики с мокрой сепарацией тонковкрапленных руд komponуются, как флотационные фабрики.

Обогатительные фабрики, перерабатывающие крупновкрапленные магнетитовые руды сухой магнитной сепарацией, подобны гравитационным фабрикам, т. е. обычно komponуются по многоэтажной схеме.

Для промысловых фабрик применимы обе схемы компоновки. При горизонтальной или слабонаклонной площадке фабрики чаще применяется многоэтажная схема, а при крутопадающей площадке — уступчато-одноэтажная.

Гравитационные обогатительные фабрики для мелковкрапленных руд редких металлов обычно komponуются по уступчато-одноэтажной схеме. При крупном материале может оказаться более выгодной комбинированная схема компоновки.

Многоэтажную схему применяют в условиях стесненной площадки для уплотнения генерального плана, а также когда под фабричными зданиями оставляют целики полезного ископаемого (углеобогащительные фабрики при шахтах).

### § 3. СОСТАВ ОБОГАЩИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК И ПРИНЦИПЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГЕНЕРАЛЬНЫХ ПЛАНОВ

К производственным цехам и отделениям обогатительной фабрики, непосредственно связанным с обработкой исходного сырья, относятся: отделение приема сырья, цех крупного дробления, дозирочно-аккумулирующие бункера, склады сырья, цех среднего и мелкого дробления, цех (отделение) измельчения, цех (отделение) обогащения, цех обезвоживания, цех сушки, склады готовой продукции, отделение погрузки готовой продукции (для ценных концентратов также отделение упаковки), цех удаления и складирования хвостов, шламовые отстойники.

Вспомогательные цехи, отделы и службы фабрики — водоснабжение, электроснабжение, реагентное отделение, ремонтный цех, склады запасных частей, материалов и топлива, котельная, отдел технического контроля, научно-исследовательская и химическая лаборатории, управление фабрикой и административно-хозяйственная служба.

В отдельных случаях некоторые цехи и службы могут оказаться ненужными или же они включаются в состав других цехов, либо отделов фабрики. При малой производительности все аппараты устанавливаются в одном здании и фабрику на цехи не подразделяют.

Генеральным планом обогатительной фабрики называется план взаимного расположения зданий, цехов, сооружений, складов, железнодорожных путей, безрельсовых дорог и других коммуникаций.

Проект генерального плана, как и проект всей обогатительной фабрики, составляется в две стадии [17].

Главную часть генерального плана фабрики составляет схема сооружений, фиксирующая взаимное расположение в плане и по высоте основных производственных корпусов фабрики, жестко связанных межцеховыми ленточными конвейерами, а также транспортных сооружений (железнодорожных или автомобильных путей, линий канатных дорог и др.) подачи исходной руды на фабрику и отгрузки концентратов.

Разработка генерального плана начинается с составления схемы сооружений и вся дальнейшая детализация его в отношении размещения вспомогательных цехов и служб, транспортных путей, инженерных сетей и благоустройства подчинена основным решениям схемы сооружений.

При составлении схемы сооружений и разработке генерального плана фабрики следует руководствоваться следующими положениями.

1. Схема сооружений производственных корпусов фабрики должна быть наиболее простой и компактной и обеспечивать самые короткие потоки руды и продуктов обогащения. В этих целях углы наклона межцеховых ленточных конвейеров следует принимать максимально допустимыми для данного транспортируемого материала.

Не следует проектировать конвейеры с параболическими участками вследствие значительного увеличения необходимых разрывов между зданиями.

Перегрузочные узлы конвейеров, как правило, должны быть заблокированы с производственными корпусами. Отдельно стоящие узлы допускаются только при соответствующем обосновании.

2. Приемные устройства для руды, погрузочные бункера для готовых продуктов, склады топлива и материалов должны располагаться таким образом, чтобы протяженность железнодорожных

путей и необходимый для проведения путей объем земляных работ были минимальными.

3. При составлении схемы сооружений следует учитывать инженерно-геологические и гидрогеологические условия площадки фабрики. Особенно при размещении производственных корпусов с тяжелым оборудованием с динамическими воздействиями или с значительным заглублением ниже естественной поверхности площадки (например, корпуса крупного дробления, полубункерные склады руды, отделения измельчения).

При расположении площадки фабрики в районах с высокой сейсмичностью (7—8 баллов) или в районах с вечномёрзлыми грунтами компоновка схемы сооружений и генерального плана в целом может быть подчинена условиям инженерной геологии, т. е. основные корпуса располагают на участках площадки с выходами коренных скальных пород, вне зон сбросов и других нарушений.

4. По возможности следует соблюдать принцип зонирования, т. е. объединения на отдельных участках территории фабричной площадки цехов и сооружений, связанных однородностью технологического процесса или общностью условий энергопотребления, грузопотоков, пожарной безопасности, санитарно-гигиенических. Обычно выделяются в особые зоны энергетические устройства (ТЭЦ), общая котельная, а также здания административно-хозяйственного назначения и бытового обслуживания. В некоторых случаях удается выделить в зону материальные и другие склады.

5. Вспомогательные помещения и устройства, трансформаторные киоски и подстанции, распределительные пункты, вентиляционные установки, насосные, промежуточные и расходные склады не следует, как правило, проектировать отдельно стоящими, а надлежит по возможности встраивать в производственные здания.

6. Вспомогательные цехи и склады следует располагать возможно ближе к обслуживаемым ими основным цехам, например ремонтные мастерские и материальный склад, реагентная и склад реагентов.

7. При размещении сооружений необходимо учитывать санитарно-технические требования в отношении освещенности, вентиляции и т. д. Пыле- и газообразующие цехи должны размещаться на границе фабричной площадки и с подветренной ее стороны.

8. Генеральный план должен иметь четкое планировочное решение в отношении прямолинейности дорог и проездов, правильности очертаний застройки. Корпуса рекомендуется размещать рядами, параллельно большой или малой оси фабричной площадки. Обычно длинная ось площадки ориентируется параллельно горизонталям естественного ее рельефа, так как при этом достигаются лучшие условия связи между отдельными зданиями, уменьшается объем земляных работ.

9. Проезды и разрывы между зданиями, сооружениями и транспортом должны удовлетворять требованиям габаритов при-



ближения строений к путям транспорта, пожарным и санитарным условиям и размещению инженерных сетей. Коммуникационные сети должны быть по возможности прямолинейными. Недопустимо трубопроводы располагать под дорогами, железнодорожными путями и вплотную к ним.

10. При размещении инженерных сетей следует, как правило, применять совмещенную прокладку сетей различного назначения в общих коллекторах, траншеях, каналах или на эстакадах и в галереях с соблюдением соответствующих санитарных и противопожарных требований и правил безопасности эксплуатации сетей.

11. Следует стремиться к наиболее компактному размещению зданий и сооружений, избегать строительства большого количества мелких зданий, объединяя их в одно здание (блок). Корпуса должны иметь в плане простую форму.

12. Следует стремиться к максимальному использованию фабричной площадки под застройку. Проектирование должно обеспечивать минимальные затраты на освоение площадки и благоприятные условия производства строительных работ. Учитывается очередность строительства обогатительной фабрики и ее расширение.

Ниже приведены основные нормы и требования, которыми следует руководствоваться при проектировании генерального плана.

### Противопожарные требования (СНиП III—М.2—72, СНиП III—А.5—70, СНиП III—М.1—71)

Разрывы между зданиями и сооружениями фабрик по противопожарным требованиям в большинстве случаев не нормируются вследствие высокой степени огнестойкости зданий фабрик (I и II степени — железобетонный или стальной каркас и негоряемые стены и перекрытия) и низкой категории производства по взрывопожарной опасности (в основном категории Д и Г). Для зданий с категориями производства Б и В, к которым относятся некоторые отделения складирования и приготовления флотационных реагентов, маслостанции, трансформаторные подстанции большой мощности, а также основные производственные корпуса фабрик по обработке руд с большим содержанием пирита (свыше 70 %, способных к самовозгоранию) и некоторых углеобогатительных фабрик, минимальные разрывы установлены в пределах 9—12 м.

Разрывы между зданиями и складами и между складами топлива, горючих материалов и легко воспламеняющихся жидкостей устанавливаются в пределах 18—42 м в зависимости от огнестойкости зданий и емкости складов.

Для правильного решения всех вопросов взрывопожарной безопасности в начале проектирования должны быть по всем производственным и вспомогательным объектам установлены кате-

гории производств по взрывной и пожарной опасности по нормам технологического проектирования или по специальным перечням производств, составленных министерством.

Санитарные нормы СН 245—71. Цехи и отделения обогатительной фабрики с повышенными выделениями вредностей (пыли, дыма) должны располагаться с подветренной стороны по отношению к другим ее объектам.

Подветренная сторона определяется по графику розы ветров теплого периода года, исходя из господствующего (преобладающего) направления ветров (рис. 72).

На графике направление ветра определяется линией, направленной к центру пересечения линий СЮ и ВЗ, а процент повторяемости или скорости ветра — длиной этой линии.

Здания, однородные по санитарно-гигиеническим признакам, следует располагать группами. Расположение зданий и сооружений относительно стран света и направления господствующих ветров должно создавать наиболее благоприятные условия для естественного освещения и проветривания помещений.

Санитарные разрывы между зданиями, освещаемыми через оконные проемы, должны быть не менее наибольшей высоты до карниза противостоящих зданий. Санитарные разрывы от открытых складов угля и других пылящих материалов до производственных и вспомогательных зданий должны быть не менее 50 м, а до бытовых зданий и помещений 25 м.

Железнодорожный внутри фабричный транспорт (СНиП III—46.75). Наиболее часто на обогатительных фабриках применяется тупиковая схема железнодорожных путей, позволяющая подводить пути к цехам на разных уровнях, что особенно важно при расположении фабрик на наклонных площадках.

Уклоны железнодорожных путей не должны превышать 30 ‰ в трудных условиях допускаются до 40 ‰. Радиусы закруглений в плане назначаются возможно большими, но не более 1000 м. Наименьший радиус принимается 300—250 м и в трудных условиях допускается 180—150 м в зависимости от назначения путей.

Погрузочно-разгрузочные пути и пути сортировочных станций должны располагаться на горизонтальных площадках, в трудных условиях допускаются уклоны не круче 2,5 ‰. Станционные и вытяжные пути, как правило, располагаются на прямых участках, в трудных условиях допускаются кривые участки пути радиусом не менее 600 м для колен 1524 мм и 300 м для колен 750 мм. По-

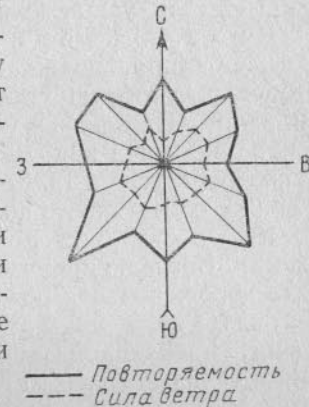


Рис. 72. График «Розы ветров» по повторяемости и силе ветра

грузочно-разгрузочные пути не должны иметь кривых участков радиусом менее 500 м.

Пути внутри зданий укладываются горизонтально, перед воротами должна быть прямая горизонтальная вставка не менее длины наиболее длинного вагона или платформы.

Габариты приближения строений и подвижного состава для колеи 1524 мм установлены по ГОСТу 9238—73.

Нормальное расстояние между осями двух путей на прямых участках принимается 4100—5000 мм для широкой и 3000—3500 мм для узкой колеи.

Внутри фабричные дороги (СНиП II-Д.5—72). Сеть автодорог должна обеспечивать объезд кварталов со всех сторон и удобную связь между производственными цехами и складами. Въезды в здания, как правило, должны соединяться с проездами под прямым углом. Проезды, въезды в цехи должны использоваться и для противопожарных целей. Эти дороги должны обеспечивать подъезд с одной стороны при ширине здания до 18 м и с двух сторон при ширине более 18 м по всей длине здания. Когда по производственным условиям не требуется устройства дорог, подъезд пожарных автомобилей должен быть обеспечен: вдоль всей длины здания по свободной спланированной территории, укрепленной на ширине не менее 3,5 м. К зданиям с застройкой площадью более 10 га подъезд пожарных автомобилей должен быть обеспечен со всех сторон. Взаимные пересечения дорог между собой, а также пересечения с железнодорожными путями и примыкания дорог следует устраивать под углом 90°. В трудных условиях допускается уменьшение угла пересечения до 45°. Число пересечений автодорог с железнодорожными путями должно быть сведено к минимуму.

Разрывы между зданиями для главных фабричных улиц, определяемые из условий размещения коммуникаций, зон озеленения и тротуаров, принимаются равными 20—30 м. Ширина тротуаров обычно 1,5 м.

При составлении проекта вертикальной планировки зданий и сооружений решаются следующие задачи: выбор наиболее выгодного расположения обогатительной фабрики на плане местности для получения наименьшего объема земляных работ, обеспечения водоотвода, наилучшего устройства коммуникаций; выбор отметок зданий и сооружений; проектирование в профиле рельсовых и безрельсовых дорог, подземных сооружений и коммуникаций.

Различают две схемы вертикальной планировки — бестеррасную и террасную. Первая схема применяется при равнинном характере местности, часто используется для углеобогатительных фабрик, располагаемых на горизонтальных и слабонаклонных площадках. Вторая схема применяется при значительном одностороннем уклоне местности и используется для рудных обогатительных фабрик. При террасном расположении обогатительной

фабрики уменьшается объем земляных работ, улучшаются условия водоотвода. Большое число террас осложняет строительство и ухудшает условия эксплуатации фабрики. Уклоны железнодорожных путей, связывающих террасы, должны быть не более 10—20‰, а в трудных условиях — до 40‰ в зависимости от радиуса кривых.

При автотранспорте нежелательны уклоны, превышающие 30—60‰.

По проекту генерального плана составляются технико-экономические показатели, характеризующие размеры зданий и сооружений, объемы работ, капитальные затраты и эксплуатационные расходы.

Использование территории площадки фабрики оценивается плотностью застройки, которая определяется в процентах как отношение площади застройки к общей площади территории фабрики в ограде (или при отсутствии ограды в соответствующих ей условных границах), с включением площади, занятой веером железнодорожных путей.

Площадь застройки определяется как сумма площадей занятых зданиями и сооружениями всех видов, включая открытые и закрытые склады, галереи и эстакады, подземные туннели, проходные каналы инженерных коммуникаций, над которыми не могут быть размещены здания и сооружения, а также площади, зарезервированные для расширения фабрики в соответствии с заданием на проектирование.

Минимальная плотность застройки нормируется СНиП II-М.1—71, в %.

1. Обогащительные фабрики для руд цветных металлов производительностью млн. т в год:

5 до 15	27
более 15	30

2. Обогащительные фабрики для железных руд, производительностью млн. т в год:

5—20	22
более 20	27

3. Центральные (групповые) углеобогащительные фабрики — 23.

Генеральный план (без детализации) и схема сооружений флотационной фабрики большой производительности показаны на рис. 73 и 74. Дробление руды трехстадиальное. Руда поступает в опрокидных вагонах и разгружается непосредственно в дробилку. Площадка фабрики имеет небольшой уклон. Рудовозные пути проложены параллельно горизонталям местности на высокой насыпи. Корпус крупного дробления частично заглублен в землю.



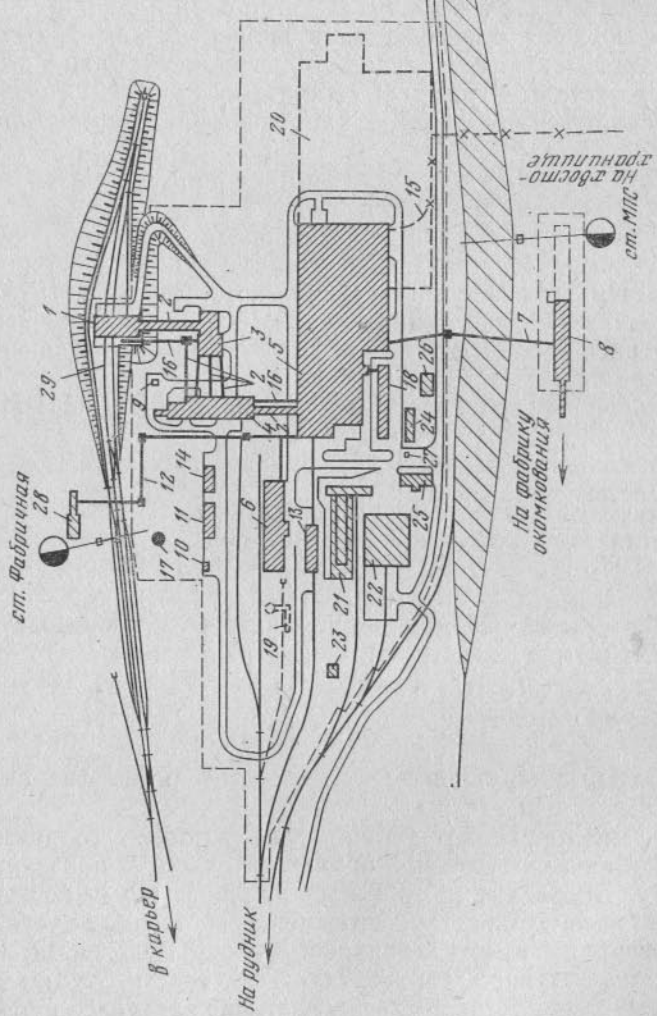


Рис. 73. Генеральный план флотационной фабрики большой производительности:

- 1 — корпус крупного дробления;
- 2 — галереи ленточных конвейеров;
- 3 — бункер крупнодробленной руды;
- 4 — корпус среднего и мелкого дробления;
- 5 — главный корпус с отделениями измельчения, флотации и ступеня промпродуктов;
- 6 — корпус приготовления реагентов и склад реагентов;
- 7 — галерея концентратопровода;
- 8 — корпус ступеня концентратов;
- 9 — склад хранения баллонов с кислородом;
- 10 — склад ГСМ;
- 11 — вулканизационная мастерская;
- 12 — эстакада шинопровода;
- 13 — склад тяжелых лесов;
- 14 — хвостопровод;
- 15 — склад соды;
- 16 — главный корпус (распорная станция);
- 17 — блок ремонтных цехов;
- 18 — административно-бытовой корпус;
- 19 — склад соды;
- 20 — химическая лаборатория;
- 21 — столовая;
- 22 — проходная;
- 23 — щитовой блок;
- 24 — рудовозные пути;
- 25 — заводская площадка;
- 26 — площадь застройки  $1 \cdot 10^4$  м<sup>2</sup>;
- 27 — плотность застройки 22%.

ст. Фабричная  
В карьер  
На рудник  
На здание  
ст. МПС  
На фабрику окончател. показателями

Крупнодробленая руда конвейерами подается в промежуточный бункер малой вместимости, предназначенный в основном для распределения руды. Из бункера руда питателями разгружается на три конвейера, идущие в корпус среднего и мелкого дробления. В плане галереи конвейеров расположены веерообразно, каждый конвейер питает каскад из трех дробилок — одной конусной для среднего дробления и двух конусных мелкого дробления. Перед

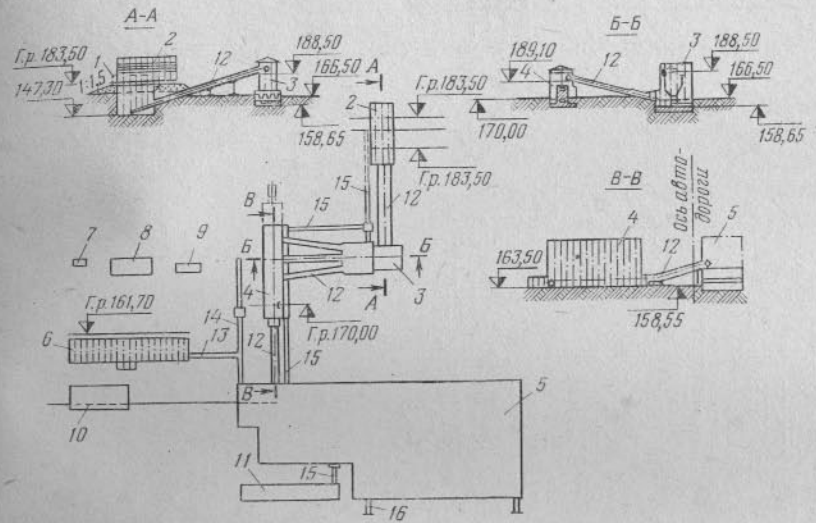


Рис. 74. Схема сооружений флотационной фабрики большой производительности:

- 1 — рудовозные пути;
- 2 — корпус крупного дробления;
- 3 — бункер крупнодробленной руды;
- 4 — корпус среднего и мелкого дробления;
- 5 — главный корпус;
- 6 — корпус приготовления реагентов и склад;
- 7 — склад горючих и смазочных материалов;
- 8 — вулканизационная мастерская;
- 9 — компрессорная;
- 10 — склад тяжелого оборудования;
- 11 — административно-бытовой корпус;
- 12 — галереи конвейеров;
- 13 — реагентопровод;
- 14 — шинопровод;
- 15 — теплые переходы;
- 16 — галерея концентратопровода

дробилками установлены грохоты. Дробленая руда поступает по общему конвейеру в бункера главного корпуса, где размещены чехи измельчения и флотации.

Общая схема размещения корпусов дробления отличается простотой компоновки: от корпуса крупного дробления до бункеров главного корпуса включено лишь семь конвейеров. Рудный поток, идущий из корпуса крупного дробления в направлении линии падения местности, после промежуточного бункера направляется параллельно горизонталям и после корпуса среднего и мелкого дробления вновь идет по линии падения. Такое направление потоков руды позволило сократить общую длину фабричной площадки по линии падения.

В главном корпусе кроме оборудования измельчения и флотации расположены большие сгустители для промпродуктов флотации. Отделение обезвоживания концентрата размещено при

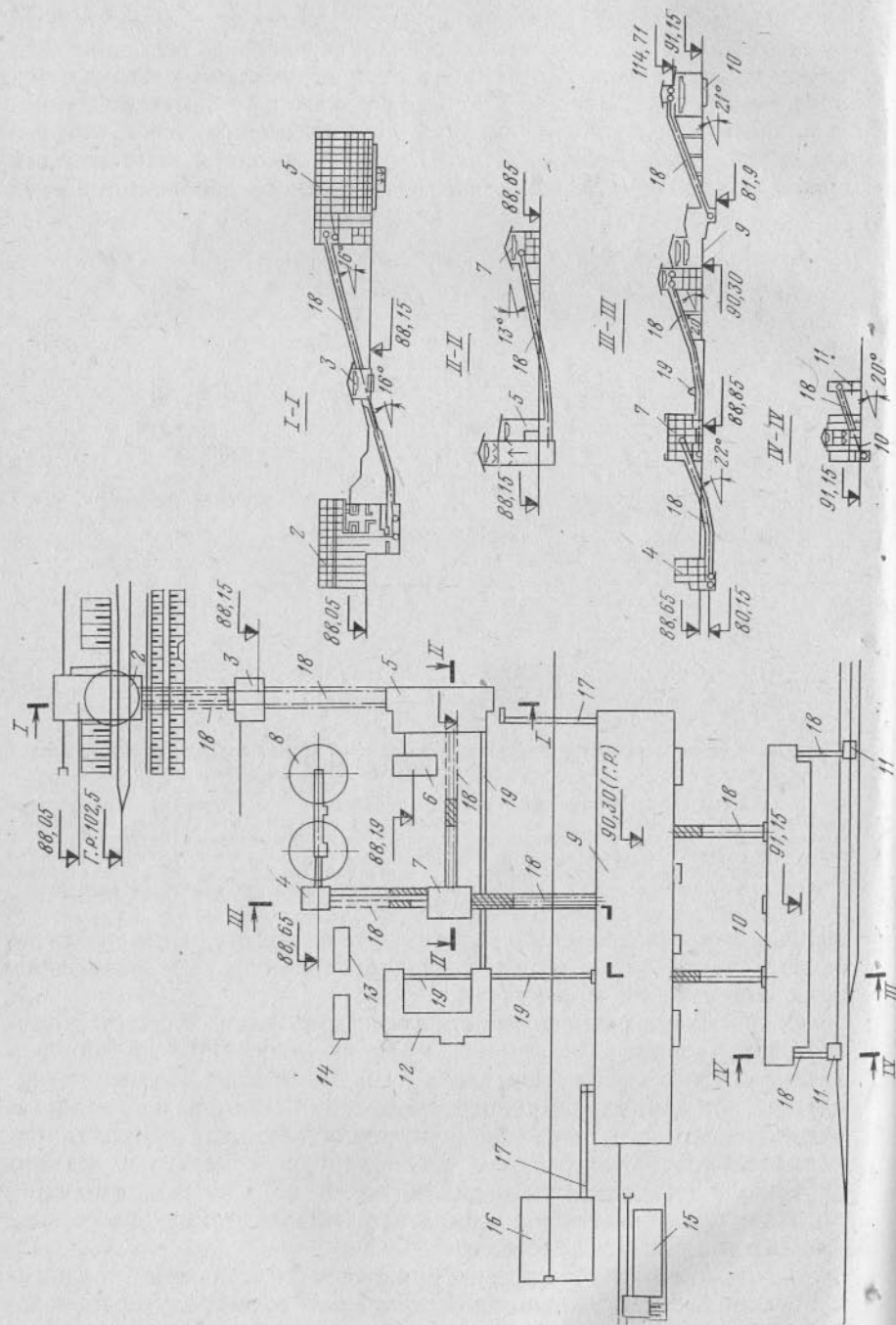


Рис. 75. Схема сооружений (план и разрезы) магнитообогащительной фабрики большой производительности, перерабатывающей магнетитовые кварциты Кри-  
вого Пога:

1 — рудовозные ж.-д. пути; 2 — корпус I и II стадий дробления; 3 — корпус приводных станций конвейеров; 4 и 7 — перегрузочные узлы; 5 — корпус среднего и мелкого дробления (III и IV стадий); 6 — ремонтный пункт для конусных дробилок; 8 — склад мелкодробленной руды; 9 — корпус измельчения, обогащения, фильтрации; 10 — склад концентратов; 11 — погрузочные бункера концентратов; 12 — административно-бытовой корпус; 13 — механическая прачечная; 14 — вулканизационная мастерская; 15 — материальный склад; 16 — электроподстанция (открытая); 17 — шинопровод; 18 — галерей конвейеров; 19 — теплые переходы

фабрике окомкования, концентратная пульпа транспортируется туда по трубопроводу [40].

Схема сооружений магнитообогащительной фабрики большой производительности, перерабатывающей криворожские магнетитовые кварциты, показана на рис. 75 [69]. Дробление руды четырехстадийное. В корпусе крупного дробления две одинаковые секции, в каждой из них установлены конусная дробилка крупного

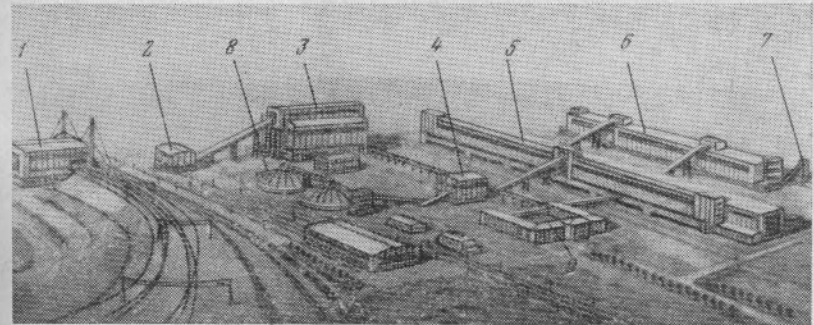


Рис. 76. Перспективный вид магнитообогащительной фабрики:

1 — корпус I и II стадий дробления; 2 — корпус приводных станций; 3 — корпус III и IV стадий дробления; 4 — перегрузочный узел; 5 — главный корпус; 6 — склад концентрата; 7 — погрузочные бункера концентрата; 8 — склад дробленной руды; 9 — административно-бытовой корпус

дробления 1500/180 и две конусные дробилки подраблевания (редукционные 900/100). Высота перепада в узле крупного дробления и подраблевания от головки рельса рудовозных путей до конвейера дробленной руды составляет 40 м. Рудовозные пути подняты на 15-метровой насыпи, заглубление корпуса (до низа фундаментов) составляет около 30 м. Обогащительная фабрика расположена на почти горизонтальной площадке (рис. 76).

Схема генерального плана обогащительной фабрики для магнетитовых руд Коршуновского ГОКа показана на рис. 77. Дробильные корпуса фабрики расположены на части площадки с крутым рельефом (до 20°), что вызвало необходимость устройства «серпантинных» подъездов к этим корпусам [69].

Схема генерального плана центральной обогащительной фабрики в Печорском районе производительностью 1000 т/ч, перераба-



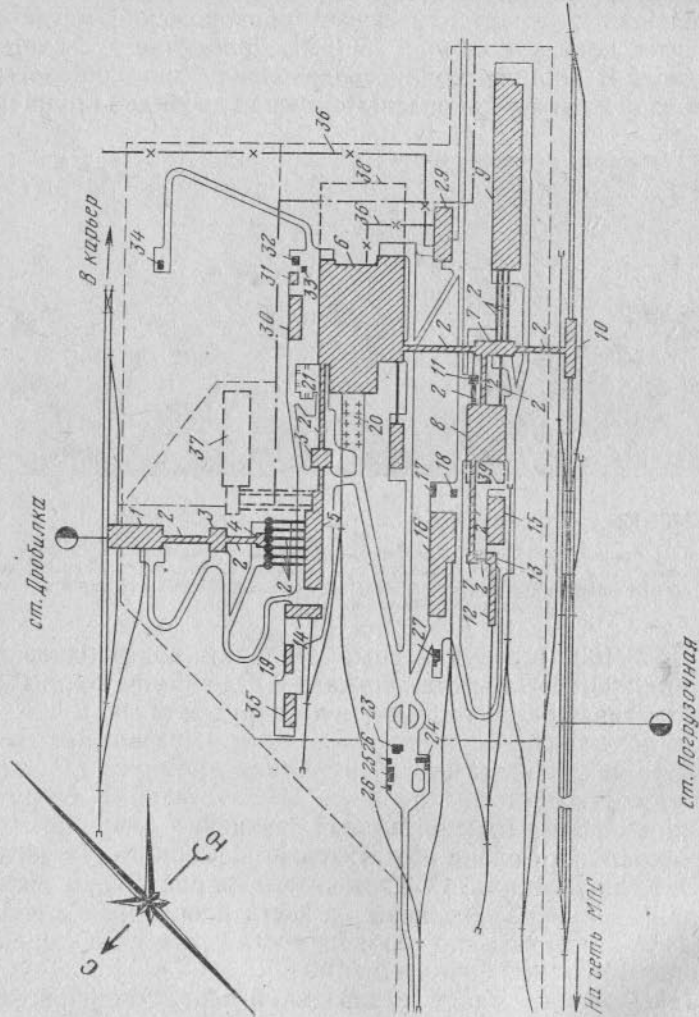


Рис. 77. Генеральный план магнитообогащительной фабрики большой производительности:

1 — корпус I и II стадий дробления; 2 — галереи ленточных конвейеров; 3 — корпус приподнятой станции; 4 — бункера крупнодробленой руды; 5 — корпус III и IV стадий дробления; 6 — корпус обогащения; 7 — перегрузочный узел; 8 — корпус сушилки; 9 — склад концентрата; 10 — погрузочные бункера концентрата; 11 — бункер золы; 12 — эстакада склада угля; 13 — бункер угля; 14 — ремонтный пункт конусных дробилок; 15 — склад огнеупора и шмота; 16 — материалный склад; 17 — склад GSM; 18 — кладовая хранения кислородных баллонов; 19 — вулканизационная мастерская; 20 — склад металлоходов; 21 — тонизальная подстанция; 22 — административно-бытовой корпус; 23 — проходная; 24 — стойка автомашин, велосипедов и мотоциклов; 25 — остановка автобусов; 26 — киоск; 27 — тепловой центр; 28 — тепловая станция; 29 — пульпонасосная станция; 30 — механическая прачечная; 31 — котельная; 32 — площадка под хранилище изотопов; 36 — хвостообогащения и сушилки

33 — площадка под волю; 34 — камера обратных клапанов; 35 — лаборатория автоматизации и расширения; 38 и 39 — расширение корпусов обогащения и сушилки

Технико-экономические показатели: площадь территории  $39 \cdot 10^4$  м<sup>2</sup>; в том числе производственной площадки  $16,7 \cdot 10^4$  м<sup>2</sup>; плотность застройки 16,7 %

тывающей коксующиеся угли по схеме глубокого обогащения, показана на рис. 78. Фабрика расположена на горизонтальной площадке. Привозные угли разгружаются при помощи вагонопрокидывателей. Склады рядовых углей и продуктов обогащения

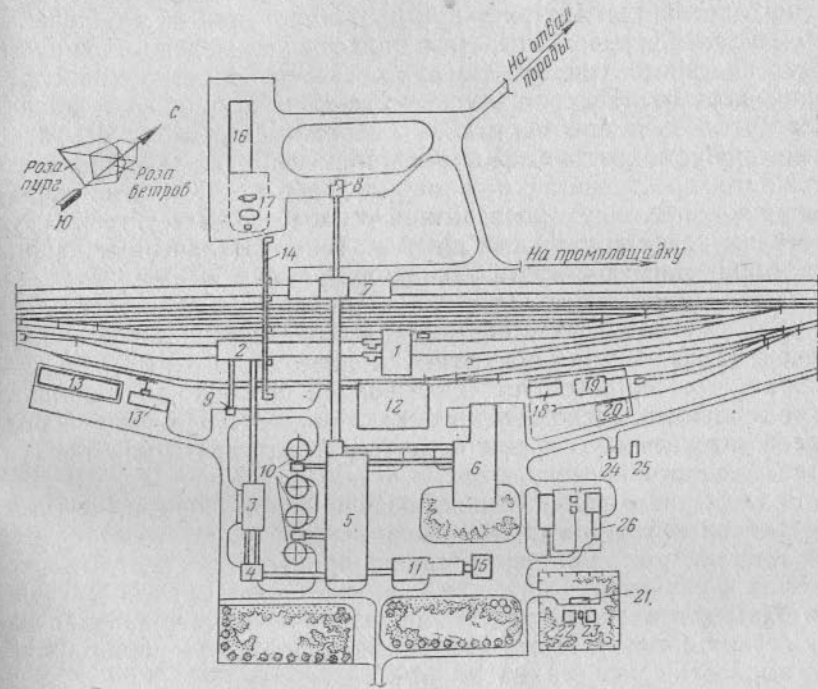


Рис. 78. Схема генерального плана центральной обогащительной фабрики производительностью 1000 т/ч, перерабатывающей коксующиеся угли:

1 — корпус приема привозных углей; 2 — корпус дробления; 3 — аккумулярующие бункера; 4 — перегрузочный пункт с проборазделочной; 5 — главный корпус; 6 — блок корпуса сушилки; 7 — погрузочные бункера; 8 — бункера породы; 9 — бункер посторонних предметов; 10 — блок радиальных сгустителей; 11 — административно-бытовой комбинат; 12 — блок мастерских и складских помещений; 13 — реagenтно-мазутное хозяйство; 14 — переходный мост через ж.-д. станцию; 15 — столовая; 16 — гараж-стоянка для машин и бульдозеров; 17 — топливо-раздаточный пункт; 18 — пункт технического осмотра и ремонта вагонов; 19 — экипировочное депо; 20 — склад дизельного топлива; 21 — хозяйственно-пожарная насосная станция; 22 — резервуары хозяйственно-пожарного запаса воды; 23 — камера переключения; 24 — насосная станция обратного водоснабжения; 25 — градирня; 26 — электроподстанция

отсутствуют, необходимые запасы хранятся в железнодорожных вагонах. Отходы удаляются автомобильным транспортом или вывозятся в железнодорожных вагонах для дальнейшего использования.

#### § 4. ХВОСТОВОЕ ХОЗЯЙСТВО, ОБОРОТНОЕ ВОДОСНАБЖЕНИЕ И РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ЗЕМЕЛЬ

Использование отвальной породы и хвостов повышает комплексность переработки полезного ископаемого.

Использование породы и хвостов, выделяемых при обогащении, позволяет получить новые виды продукции для народного хозяйства и уменьшает количество складированных отходов, которые занимают земельные площади, часто пригодные для сельского или лесного хозяйства. Поэтому при проектировании обогатительных фабрик должны прорабатываться вопросы комплексного использования полезного ископаемого и, в частности, попутного использования хвостов. Технологические схемы использования должны разрабатываться при испытаниях обогатимости полезного ископаемого. Часть хвостов может быть применена для закладки выработанного пространства при горных работах. Крупные хвосты (например, после сухой магнитной сепарации магнетитовых руд) пригодны как строительный щебень. Тонкоизмельченные кварцевые пески магнитообогажительной фабрики пригодны для производства силикатного кирпича (например, в Оленегорске).

Отходы угледобычи и обогащения содержат 22—30 % органической массы, тепловая энергия их колеблется от 1000 до 2000 ккал/кг, что соответствует теплотворной способности отдельных сортов сланцев, используемых как топливо. Поэтому породу углеобогажительных фабрик следует рассматривать как продукт незавершенного производства.

В СССР начинается использование такой породы, а также флотационных хвостов для производства разнообразных строительных материалов, например кирпича, при этом снижается расход топлива и улучшается качество кирпича. Отходы углеобогащения пригодны для производства аглопорита — пористого заполнителя для легких бетонов. Известняковые породы могут использоваться для выработки удобрений [10, 51].

#### ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ И УКЛАДКА МОКРЫХ ХВОСТОВ, ОБОРОТНОЕ ВОДОСНАБЖЕНИЕ

Системы удаления, складирования хвостов, осветления и очистки хвостовых вод и оборотного водоснабжения на современных обогатительных фабриках представляют собой крупные и ответственные гидротехнические сооружения, требующие больших капитальных затрат и эксплуатационных расходов. Для проектирования хвостового хозяйства фабрик должны привлекаться специализированные гидротехнические организации. Опыт строительства и эксплуатации крупных магнитообогажительных фабрик и флотационных фабрик для цветных металлов показывает, что удельные капитальные затраты по хвостовому хозяйству составляют 0,5—1,6 руб. на 1 т складированных хвостов.

Эксплуатационные расходы на транспортирование и укладку находятся в пределах 0,08—0,20 руб. на 1 т хвостов [22, 26, 27].

Основной способ транспортирования и укладки мелких мокрых хвостов включает гидравлический транспорт хвостовой пульпы от обогатительной фабрики и сброс ее в естественно или искусственно

сооружаемый бассейн-хвостохранилище, где происходит осаждение твердой фазы.

Этот способ имеет следующие достоинства: хвосты сохраняются и их можно использовать в дальнейшем; хвосты складированы на небольшой площадке; создаются благоприятные условия для осветления сточных вод и их химической очистки перед сбросом в открытые водоемы или перед использованием в качестве оборотной воды; облегчается зимняя эксплуатация хвостохранилища при сбросе хвостовой пульпы под лед. Недостаток способа — необходимость возведения дорогостоящих гидротехнических сооружений (дамбы, устройства для сброса осветленной воды и др.).

Сброс хвостовой пульпы на неогражденную поверхность с эстакад приводит к заилыванию больших площадей земли, затрудняет вторичную разработку отвала хвостов и использование оборотной воды, может вызвать загрязнение сточными водами рек и открытых водоемов, создает большие затруднения в эксплуатации хвостохранилища в зимнее время при образовании настывей пульпы.

Место под хвостохранилище выбирается на основании изучения материалов топографических, инженерно-геологических и гидрогеологических изысканий. Если имеется несколько площадок для размещения хвостохранилища, то оптимальное решение находится технико-экономическим сравнением конкурирующих вариантов.

При выборе площадки под хвостохранилище необходимо учитывать следующие условия:

1) площадка должна быть достаточной для размещения хвостов на все время эксплуатации обогатительной фабрики;

2) если в хвостах содержатся ценные компоненты, которые в будущем могут извлекаться, или если хвосты можно использовать в какой-либо отрасли промышленности, то необходимо предусматривать простой способ отгрузки хвостов;

3) если ценность имеет только определенная фракция хвостов, например зернистая, шламовая или представленная более тяжелыми минералами, то следует предусмотреть попутное выделение ценной фракции, отдельное ее хранение и возможность независимой отгрузки;

4) для упрощения и удешевления транспортирования хвостов в хвостохранилище желательно, чтобы последнее располагалось по отношению к обогатительной фабрике на более низких отметках;

5) для использования оборотной воды при расположении хвостохранилища на большом расстоянии от обогатительной фабрики или при значительной разности отметок между хвостохранилищем и фабрикой может оказаться экономически выгодным устройство сгущение хвостов вблизи фабрики;

6) наиболее выгодная форма рельефа местности для устройства хвостохранилища — естественная впадина или долина, позволяющая при небольшой длине ограждающей дамбы получить значительный по объему и поверхности бассейн;



7) разрыв между границами застроенных территорий и хвостохранилищем должен быть не менее 1 км;

8) осветленные воды из хвостохранилища должны использоваться как оборотные, а если сброс неизбежен, то желательно их сбрасывать в водоемы, которые не используются как источники водоснабжения и не имеют рыбохозяйственного значения;

9) площадку для хвостохранилища следует увязать с существующей и проектируемой застройкой данного района.

Общая схема удаления и складирования мокрых хвостов состоит в следующем. По ограждающей хвостохранилище дамбе прокладывается разводящий пульпопровод, присоединяемый к главному пульпопроводу, по которому хвостовая пульпа подается от обогатительной фабрики. Разводящий пульпопровод имеет по длине через 1—2 м отверстия с насадками, через которые пульпа выпускается в короткие желоба, направляющие ее в бассейн. Крупные фракции хвостов осаждаются близко у конца желобов, а более мелкие относятся в глубь бассейна.

Осветленная вода отводится за пределы хвостохранилища через сливные колодцы в трубу (коллектор), уложенную в ложе бассейна.

Плотина, ограждающая хвостохранилище, возводится очередями. Сначала из местных грунтов возводится невысокая (4—6 м) плотина первой очереди. Она образует бассейн, по вместимости достаточный для сброса хвостов в течение первой зимы эксплуатации обогатительной фабрики, а по площади зеркала осадения обеспечивающий осветление воды. Высота плотины первой очереди должна быть примерно на 1 м выше уровня воды в бассейне. Для возможности зимнего сброса хвостовой пульпы под лед следует учесть толщину льда (до 1 м) и предусмотреть метровый слой воды под льдом до осевших хвостов [27].

Если хвосты содержат до 60 % материала — 0,074 мм, то ограждающие дамбы возводятся намывом из самих хвостов. При более тонких хвостах устраивают смешанные дамбы — из местных песчаных или песчано-гравелистых грунтов возводятся только дамбочки наращивания.

В некоторых случаях производят классификацию хвостов на дамбе в классификаторах или гидроциклонах, пески при этом используются для намыва дамбы, а сливы сбрасываются в бассейн.

Хвостохранилище заполняется в направлении от ограждающей дамбы, крупные фракции, осаждающиеся вблизи дамбы, увеличивают ее прочность. При большой площади хвостохранилища для полного его заполнения сбрасывают хвосты по направлению к дамбе со специальных эстакад, идущих внутрь бассейна.

В зимнее время следует сбрасывать пульпу под лед концентрированно только из одного выпуска, иначе образуются наледи. Дамбу в зимнее время, как правило, не намывают.

На рис. 79 показано хвостовое хозяйство обогатительной фабрики Джезказганского ГМК. Здесь комплексно решена задача

размещения, удаления и складирования хвостов фабрики и золы тепловой электростанции. На плане также показаны объекты водоснабжения и хозяйственной канализации [40].

Сточные воды флотационных фабрик после осветления в хвостохранилище содержат реагенты, их без дополнительной очистки нельзя спускать в открытые водоемы. Величины допустимых загрязнений водоемов нормируются «Правилами охраны поверхностных вод от загрязнения сточными водами».

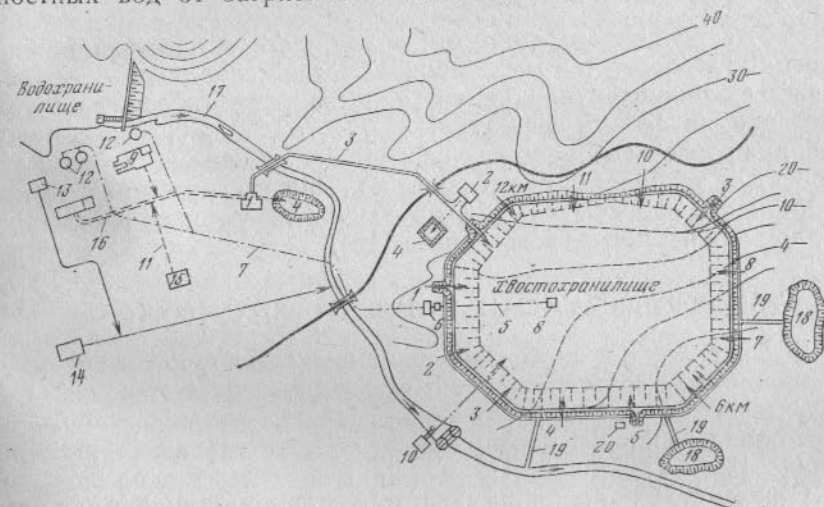


Рис. 79. Хвостовое хозяйство обогатительной фабрики Джезказганского ГМК.

1 — пульпонасосная станция № 1; 2 — пульпонасосная станция № 2; 3 — пульпопровод; 4 — аварийный бассейн; 5 — водосборный коллектор; 6 — насосная станция оборотной воды; 7 — водовод оборотной воды; 8 — водоприемный колодец; 9 — фабрики № 1 и 2; 10 — хвостовой тоннель; 11 — золотая пульпа; 12 — резервуары; 13 — очистные сооружения водопровода; 14 — хозяйственные фекальные очистные сооружения города; 15 — ТЭС; 16 — дренажная насосная станция; 17 — фильтрационные воды из водохранилища; 18 — карьер; 19 — дренажная канава; 20 — служебное помещение

Состав сточных вод определяют при испытаниях руд. По отдельным замерам на флотационных фабриках оказалось, что в сточные воды переходят по отношению к загрузке в процесс реагенты: 2,5—3,5 % ксантогената, 5 % аэрофлота, 50—90 % соснового масла. После отстоя воды в хвостохранилище содержание реагентов снижается, например ксантогенатов и аэрофлота на 50—60 %, цианидов — на 15—20 %, фенолов — на 60—80 %.

Способы химической очистки сточных вод перед спуском их в открытые водоемы должны разрабатываться в проектах на основе испытаний. Наиболее дешевая очистка от цианидов достигается обработкой сточных вод железным купоросом (образуется осадок цианистого железа); хлорной известью и железным купоросом с гашеной известью. В последнем случае из воды удаляются также ионы тяжелых металлов. Для очистки от ксантогенатов, аэрофлота, соснового масла сточные воды обрабатывают хлорной известью.

От керосина и других эмульгированных нефтепродуктов сточные воды можно очищать флотацией. Для этого стоки насыщаются воздухом, к пузырькам которого прилипают капельки нефтепродуктов, образуясь при этом устойчивая пена удаляется.

Для уменьшения потребности обогатительной фабрики в свежей воде и для снижения количества очищаемых вод, сбрасываемых в открытые водоемы, при проектировании фабрик обязательно должны прорабатываться вопросы оборотного водоснабжения [12, 43, 68].

Работа на полном замкнутом водообороте осуществляется на многих углеобогатительных фабриках (осветление воды с применением высокомолекулярных коагулянтов и фильтрование хвостов флотации на фильтр-прессах) [43, 70, 76]. Для флотационных фабрик проблемы оборотного снабжения сложны и многообразны и зависят от технологического процесса. При исследованиях обогатимости руд должны специально изучаться условия работы на полном или частичном водообороте [12].

#### ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ И УКЛАДКА СУХИХ ХВОСТОВ

Выбор способа транспортирования и укладки сухих и крупных обезвоженных хвостов мокрого обогащения зависит от количества получаемых хвостов, физических свойств, рельефа площадки для отвала хвостов и расстояния от обогатительной фабрики до отвала [39, 56].

Отвалы сухих хвостов размещают вне территории обогатительной фабрики с соблюдением противопожарных и санитарных норм. Например, для углеобогатительных фабрик рекомендуются следующие минимальные разрывы между отвалами породы и гражданскими и промышленными сооружениями [46]: от населенного пункта 500 м, от ствола вентиляционной шахты 80 м, от линии электропередачи 3—6 кВ 100 м, 35 кВ и выше 300 м, от шоссе и гужевых дорог 40 м, от административных помещений и контор 50 м, от вспомогательных зданий и сооружений 20 м.

Способы транспортирования и укладки хвостов выбираются на основе технико-экономического сравнения возможных вариантов. Наиболее часто в практике применяются следующие способы.

1. Транспортирование хвостов в скипах или вагонетках по наклонным рельсовым путям и сброс их в коноидальные отвалы (терриконики).

Скип (вагонетка) с хвостами (породой) канатной откаткой поднимается по рельсовому пути на вершину отвала и опрокидывается вперед на передвижной ферме. Угол подъема пути  $20^\circ$ , в некоторых случаях  $30^\circ$ .

Перед отправкой в отвал хвосты накапливаются в бункерах, а если они выделены мокрым процессом, то бункера служат также для обезвоживания. Вместимость бункеров обычно принимают на количество хвостов (породы), получаемое за смену, минимально —

за 2—3 ч работы обогатительной фабрики. Для углеобогатительных фабрик с мокрым процессом обогащения рекомендуется предусматривать резервный отвал породы.

Производительность установки для транспортирования хвостов (породы) при однопутевой откатке составляет  $5\text{--}18\text{ м}^3/\text{ч}$ , при двухпутевой откатке  $15\text{--}55\text{ м}^3/\text{ч}$ . Вместимость отвала обычно доводится до 3—4 млн.  $\text{м}^3$ ; максимальная емкость отвала 45 млн.  $\text{м}^3$  при длине наклонного пути 600 м и угле подъема  $30^\circ$ .

Данный способ укладки хвостов применяется преимущественно в условиях горизонтальной площадки отвала и при расположении его недалеко от обогатительной фабрики (до 700 м).

Достоинство коноидальных отвалов — небольшая занимаемая ими площадь, что важно при большом количестве получаемых хвостов (породы) и длительном сроке эксплуатации обогатительной фабрики. Недостатки — трудоемкость работ по поддержанию рельсового пути, сложность передвижки разгрузочных ферм.

2. Транспортирование хвостов в отвал коноидальной формы передвижными ленточными конвейерами при небольшой емкости отвалов ( $1\text{--}2\text{ млн. м}^3$ ) и в условиях мягкого климата, когда возможна круглогодичная работа под открытым небом. Угол подъема конвейеров принимается около  $16^\circ$ .

3. Транспортирование хвостов по подвесным канатным дорогам при расположении площадки отвала на расстояние до 3000 м от обогатительной фабрики. Канатные дороги в большинстве случаев имеют возвратно-поступательное (маятниковое) движение вагонеток и при длине откатки до 800 м обеспечивают производительность  $100\text{--}150\text{ м}^3/\text{ч}$ .

Схемы образования отвалов хвостов (породы) при помощи подвесных канатных дорог показаны на рис. 80.

Коноидальные отвалы образуются при одной концевой мачте, штабельные отвалы — сооружением нескольких мачт с размещением штабелей в пролетах между ними, секторные отвалы — передвижением концевой мачты по дуговому рельсовому пути. Вместимость отвала для одного луча дороги достигает  $1,5\text{ млн. м}^3$ , ее можно увеличить устройством нескольких лучей дороги.

Канатные подвесные дороги имеют преимущества по сравнению с наземной рельсовой откаткой — мало зависят от рельефа местности, могут пересекаться с наземными коммуникациями, не требуют затрат труда на поддержание путей и передвижку разгрузочных ферм.

Главный недостаток канатных дорог — большие капитальные затраты на сооружение высоких стальных мачт.

В сильно пересеченной местности при доставке сырья на обогатительную фабрику по канатной дороге иногда можно для транспортирования хвостов использовать обратную ветвь дороги.



В условиях холодного климата для хвостов повышенной влажности канатные дороги применять нельзя из-за смерзания хвостов в вагонетках.

4. Транспортирование хвостов в опрокидных железнодорожных вагонах или автосамосвалами. При этом образуются так называемые плоские отвалы (рис. 81). Отвал располагается на наклонной площадке. Хвосты доставляются по рельсовому пути, первоначально уложенному на небольшой насыпи, что создает некоторый начальный откос. Порода сбрасывается под откос и разравнива-

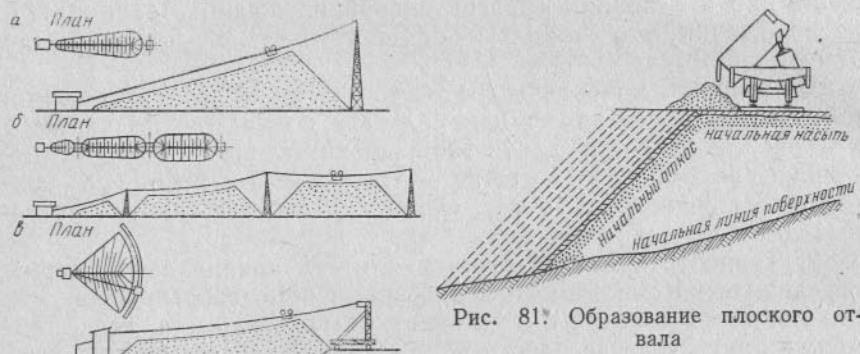


Рис. 81. Образование плоского отвала

Рис. 80. Схема образования отвалов хвостов (породы) при помощи подвесных канатных дорог:

а — конусообразный отвал; б — штабельный отвал; в — секторный отвал

ется. После отсыпки породы по всему фронту путь передвигается к бровке откоса, и цикл отсыпки повторяется. Этот способ укладки хвостов применяется при большой производительности обогатительной фабрики и значительном расстоянии от фабрики до отвала. Его можно применять и при высокой влажности хвостов, так как в вагонах большой емкости смерзание хвостов менее вероятно. Производительность откатки достигает 500 т/ч при емкости отвала 3—10 млн. м<sup>3</sup>.

#### РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ЗЕМЕЛЬ, ЗАНЯТЫХ ОТВАЛАМИ ПОРОДЫ И ХВОСТОХРАНИЛИЩАМИ

Рекультивация — это восстановление земельного участка, приведение его в состояние, пригодное для дальнейшего использования.

Порода углеобогатительных фабрик, уложенная в терриконы, может самовозгораться, поверхность террикона пылит, загрязняя окружающую среду, сами терриконы занимают большие площади.

Возможны следующие способы приведения площадей, занятых терриконами под застройку:

разработка терриконов с вывозом породы на закладку или для заполнения емкостей в карьерах;

преобразование их в плоские отвалы, покрытие плодородной землей, озеленение или застройка [10, 51].

Заполненные пруды — хвостохранилища подлежат озеленению после нанесения почвенного слоя и площади могут использоваться под лесопосадки.

В проекте (представляемом как раздел в части Генеральный план) обосновываются решения по восстановлению участка, занятого отвалами и хвостохранилищами. Предусматриваются способы снятия плодородного слоя почвы, транспортирования его к месту укладки или временного хранения, нанесения плодородного слоя на восстанавливаемые земли, устройства дренажа и коммуникаций.

**ПРОЕКТНО-КОМПОНОВОЧНЫЕ РЕШЕНИЯ ЦЕХОВ  
И ОТДЕЛЕНИЙ ФАБРИКИ**

**§ 1. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ КОМПОНОВКИ**

Наряду с правильно выбранной технологической схемой и применением высокопроизводительного и высококачественного, безотказно действующего оборудования — проектно-компоновочные решения производственных и вспомогательных цехов, отделений и служб фабрики весьма существенно влияют на уровень технико-экономических показателей проекта и условия эксплуатации.

При разработке проектно-компоновочных решений следует: создавать наиболее экономичные условия эксплуатации фабрики с максимальной степенью механизации и автоматизации всех производственных и вспомогательных процессов и операций при наименьших капитальных затратах на строительство;

обеспечивать наиболее здоровые и безопасные условия для трудящихся.

Для этого необходимо руководствоваться следующими указаниями:

1) принимать минимальное число отдельных машин, наибольших для данной производительности типоразмеров (дробилок, мельниц, флотационных машин, сепараторов и др.) и минимальное число секций и потоков, а производительность их возможно большей, что обеспечит сокращение:

- общей массы машин и расхода энергии,  
производственных площадей и объемов зданий,  
протяженности внутрицеховых коммуникаций,  
количества приборов и средств автоматического контроля и регулирования,  
численности обслуживающего персонала, а следовательно и повышение производительности труда;

2) оборудование располагать так, чтобы количество транспортируемых продуктов и расстояния, на которые они передаются, были наименьшими;

3) основной грузопоток продуктов обогащения должен проходить через фабрику самотеком, но вместе с тем следует избегать длинных желобов для транспортирования сухих продуктов из-за больших потерь высоты. Если по условиям рельефа местности нельзя осуществить полный самотек продуктов, то следует поднимать основной поток в минимальном числе мест и на достаточную высоту с тем, чтобы разветвленное движение потока через фабрику шло самотёком;

4) для удобства обслуживания и ремонта аппараты, выполняющие одинаковые технологические операции, следует группировать в одном или в соседних пролетах зданий и по возможности на одинаковых отметках;

5) следует стремиться к применению взаимозаменяемых однородных аппаратов. При выходе из строя одного или нескольких из них желательно иметь возможность равномерного распределения нагрузок на все остальные аппараты;

6) секции, параллельно работающие на одинаковом сырье, следует создавать однотипными во всех аппаратах, выполняющих одни и те же технологические функции;

7) должна быть обеспечена нормальная освещенность рабочего помещения дневным и искусственным светом. Эти требования могут определять конфигурацию и габариты отдельных цехов обогатительной фабрики;

8) должно быть обеспечено удобство эксплуатационного обслуживания и проведения монтажных и ремонтных работ. Все аппараты должны обслуживаться механическими грузоподъемными средствами;

9) должны быть выполнены правила безопасности, установленные для цехов и отдельных аппаратов;

10) не допускаются излишества в отношении площадей и объемов зданий;

11) должны быть учтены нормативы проектирования строительной сетки зданий.

В процессе многолетней отечественной и зарубежной практики проектирования и эксплуатации обогатительных фабрик, работающих на разных полезных ископаемых, с различными технологическими схемами производительностями и типоразмерами основного дробильно-измельчительного и обогатительного оборудования выработался целый ряд типичных компоновочных решений основных производственных отделений и корпусов обогатительных фабрик.

При разработке производственных объектов конкретной фабрики в первую очередь следует отбирать и принимать за основу типичные проверенные решения, но при детальной проработке технологических узлов возможно полнее учитывать все особенности данной руды (крепость, абразивность, смерзаемость, слеживаемость и пр.), технологической схемы, оборудования, а также специфику района и площадки строительства фабрики (климат, топография, инженерная геология и др.), внося необходимые коррективы в типичное решение.

Проектировщик должен хорошо знать практику эксплуатации фабрик, работающих на аналогичном рудном сырье, и уметь анализировать недостатки компоновочных решений, выявившиеся в процессе эксплуатации фабрик.

Однако применение типичных компоновочных схем не должно ограничивать инициативу проектировщика в разработке новых,



## 1. Приемные устройства для руды и угля (самостоятельные объекты)

прогрессивных компоновок при соответствующем технико-экономическом обосновании. Особо важна и ответственна роль проектировщика — разработчика при составлении проекта реконструкции и расширения действующих фабрик, когда увеличение мощности предприятия достигается не путем строительства новой фабрики, а за счет совершенствования технологической схемы и укрупнения или модернизации оборудования, на существующих производственных площадях и в пределах существующих строительных объемов зданий, с одновременным совершенствованием компоновочных решений основных технологических узлов, улучшением санитарно-гигиенических условий труда, с обеспечением современных норм проектирования.

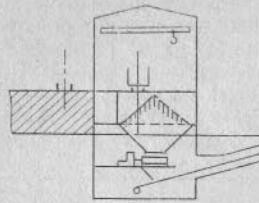
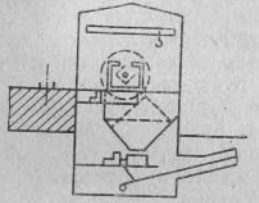
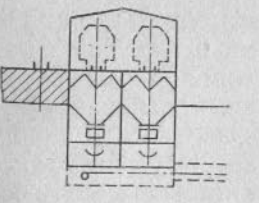
Увеличение мощности обогатительных фабрик и повышение технологических показателей на существующих производственных площадях — прогрессивное направление в проектировании. Уже в настоящее время оно имеет широкое применение и получит дальнейшее развитие, как результат научно-технической революции (НТР) и необходимости быстрее внедрения в промышленность достижений теории и техники обогащения.

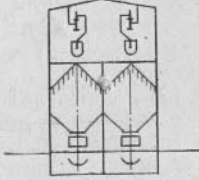
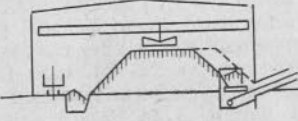
Реконструкция или техническое перевооружение фабрики, как правило, позволяет получить существенный эффект в части сокращения капитальных затрат на строительство и, что особенно важно, ускорить ввод в эксплуатацию новых производственных мощностей\*.

## § 2. ПРИЕМНЫЕ УСТРОЙСТВА (САМОСТОЯТЕЛЬНЫЕ ОБЪЕКТЫ)

Приемные устройства для исходной руды (угля) как самостоятельные объекты осуществляются на фабриках, перерабатывающих руду одного или нескольких месторождений, при расположении фабрики на значительном расстоянии от рудника. Приемные устройства, отдаленные от дробильного цеха, проектируются для руды (угля) с максимальными кусками не более 350—400 мм с тем, чтобы можно было из приемного устройства транспортировать материал ленточными конвейерами. Эта крупность соответствует крупности продукта первой стадии дробления при открытой добыче или крупности материала выдачных шахт. На групповые и центральные угольные фабрики уголь доставляется железнодорожным транспортом с выходом на сеть МПС и использованием подвижного состава МПС. Это последнее условие предъявляет особые требования к проектированию приемных устройств: так, их производительность, фронт (длина) разгрузки, число вагоноопрокидывателей, грейферных кранов, производительность конвейеров и другого оборудования определяются из расчета, минимального вре-

\* Например, при реконструкции, расширении и техническом перевооружении Лениногорской полиметаллической фабрики и Второй апатитовой в г. Апатиты (АНОФ-2) достигнуты весьма высокие технико-экономические показатели.

Компоновочная схема	Характеристика и условия применения
	<p>1.1. Приемный бункер для руды (угля) крупностью до 350 (450) — 0 мм из ж.-д. вагонов типа думпкар грузоподъемностью до 140 т. Разгрузка пластинчатыми питателями (ширина полотна до 2400 мм и длиной, определяемой габаритами вагона) на ленточный конвейер с производительностью, обеспечивающей непрерывную разгрузку вагонов (скорость разгрузки от 4—3 до 1,5 мин. на вагон). Применяется для фабрик привозных руд, групповых и центральных углеобогачительных фабрик производительностью до 3—4 млн. т в год</p>
	<p>1.2. Прием руды (угля) с ж.-д. путей, разгрузка роторными вагоноопрокидывателями для вагонов грузоподъемностью до 125 т, максимальная крупность кусков руды до 350 мм (транспортируемой в «глухих» гондолах на расстоянии до 20—30 км). Применяется для фабрик производительностью от 3—4 до 10—15 млн. т/год при пропускной мощности одного опрокидывателя до 4—5 млн. т/год. При крупности кусков руды (угля) до 350 мм, транспортируемой в полувагонах обычного типа, расстояния не лимитируются</p>
	<p>1.3. Прием в бункера руды (угля) с ж.-д. путей нормальной или узкой колеи на один, два пути из саморазгружающихся вагонов любых типов. Фронт (длина) и вместимость бункеров определяется расчетом времени разгрузки маршрутного состава и производительностью конвейера. В отдельных случаях бункера используются как аккумулялирующие и вместимость задается режимом и производительностью фабрики (на одну-две смены)</p>

Компоновочная схема	Характеристика и условия применения
	<p>1.4. Основные характеристики аналогичны приемным бункерам по пункту 1.3, но для приема руды (угля) с подвесных (канатных) дорог, имеющих широкое применение при расположении рудника и фабрики в горных районах или в местности с сильно пересеченным рельефом. Производительность на одну «нитку» дороги до 3 млн. т в год. Максимальная крупность руды (угля) 350 (400) — 0 мм.</p>
	<p>1.5. Прием руды, содержащей много влажной липкой мелочи, не допускающей бункерования, вследствие высокой и быстрой слеживаемости (разновидности руд цветных и черных металлов, бокситы, марганцевые руды и др.), с ж.-д. путей на склад напольного типа, оборудованный грейферным краном. Руда разгружается в траншею (или с эстакады), грейфером складывается в штабель, из которого грейфером же подается в разгрузочную бункер-воронку малой вместимости при работе на «проход». Крупность руды до 350 (450) — 0 мм. Длина (фронт) разгрузочной траншеи (или эстакады) определяется расчетом по времени разгрузки маршрутного состава, вместимость штабеля — по режиму работы и производительности фабрики (емкость используется и как аккумуляторная на 0,5—1,5-суточную производительность)</p>

мени разгрузки маршрутного состава и исключения простоя подвижного состава (табл. 67/1).

Вместимость устройств (минимальная) определяется конструктивно, но иногда бункера или склад используют для запаса руды (угля) и их вместимость зависит от режима работы фабрики.

При расположении фабрик в северных районах с суровыми климатическими условиями и при смерзании (или примерзании к стенкам вагона) руды или угля приемные устройства значительно усложняются, так как иногда возникает необходимость в специальных устройствах по обогреву и очистке вагонов, оттаиванию.

На рис. 82 показано углеприемное устройство для привозных углей на углеобогатительной фабрике производительностью 6 млн. т/год. Устройство оборудовано

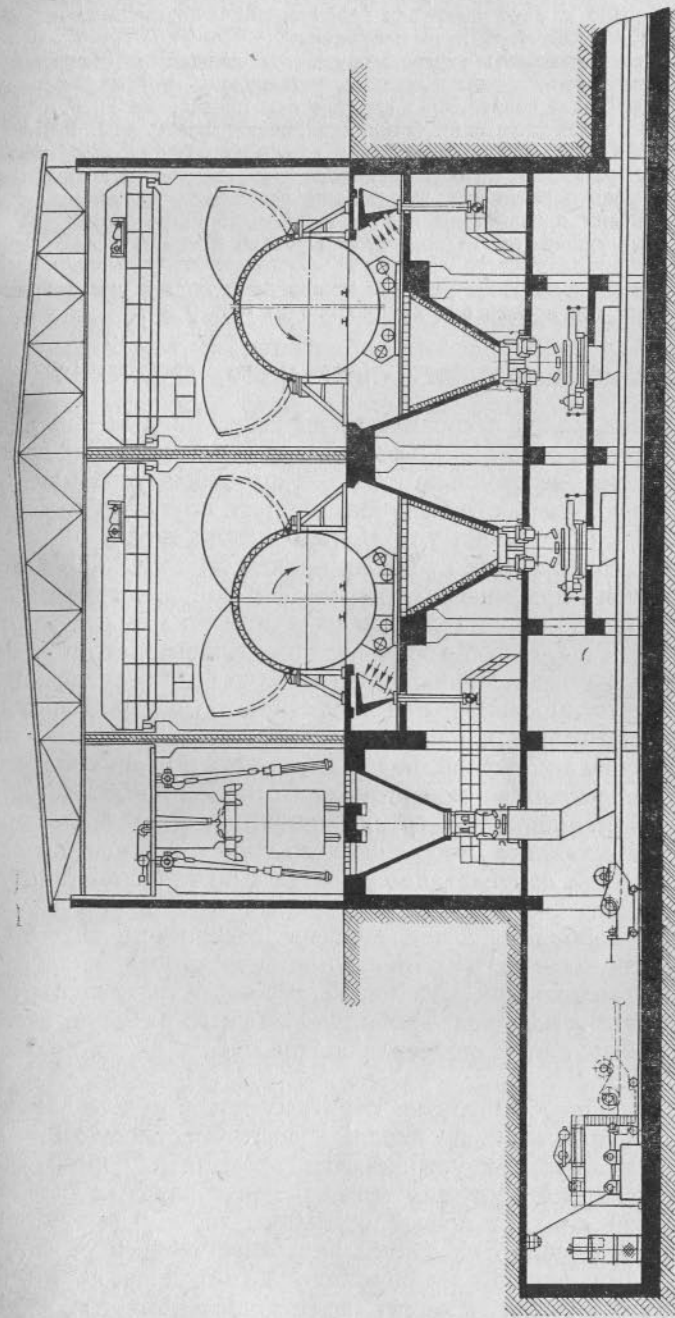


Рис. 82. Углеприемное устройство с роторными вагонопрокидывателями и бункером для разгрузки неисправных и нестандартных вагонов



довано двумя роторными вагоноопрокидывателями для вагонов грузоподъемностью 60, 90 и 125 т. Для разгрузки неисправных и нестандартных вагонов предусмотрен отдельный ж.-д. путь с бункером.

На уборочные конвейеры уголь загружается лотковыми (качающимися) питателями. Над вагоноопрокидывателями установлены монтажно-ремонтные краны, что способствует сокращению простоя при проведении ППР и случайных неполадках при эксплуатации (заклинивание вагонов и др.). Размещение опрокидывателей в изолированных пролетах улучшает условия для устройства обеспыливающих установок и максимальной локализации пылеобразования. В целях улучшения компоновки желательнее установить лотковые питатели соосно с уборочными конвейерами под бункерами опрокидывателей, а также дать более крутые уклоны полов для смыва и уборки просыпи в подбункерных помещениях.

Аналогичное компоновочное решение можно применить и для фабрик руд цветных металлов, для приема руд крупностью до 350—0 мм.

### § 3. ЦЕХИ КРУПНОГО (И СРЕДНЕГО) ДРОБЛЕНИЯ

На фабриках малой и средней производительности при исходной руде не крупнее 350 (400) мм дробилки первого приема дробления можно питать из отдельно стоящих приемных устройств (или бункеров). Но в большинстве случаев корпус крупного дробления объединяют с приемными устройствами руды (угля).

Для руды, содержащей куски крупностью более 400—500 мм, обычно не строят приемных бункеров большой вместимости, так как это потребовало бы установки нескольких тяжелых пластинчатых питателей и вызвало бы большие капитальные затраты. Руды в дробилку загружают непосредственно из опрокидывающихся вагонов или автосамосвалов, или через приемную воронку-бункер небольшой вместимости и пластинчатый питатель тяжелого типа.

При установке для первой стадии дробления больших конусных дробилок с загрузочными отверстиями  $B = 1350$  и  $1500$  мм применяют только безбункерную загрузку дробилки. В последнее время изготавливаются дробилки особо тяжелого типа с приводом от двух электродвигателей, допускающие запуск их при заваленной рудой рабочей полости.

Конусные дробилки с загрузочным отверстием  $B = 900$  и  $1200$  мм непосредственно из вагонов или автосамосвалов загружаются редко и только при небольшой вместимости транспортного сосуда, чаще эти и конусные дробилки меньшего размера, а также щековые дробилки всех размеров загружаются через приемный бункер.

При выборе способа загрузки крупнокусковой руды в дробилку первой стадии дробления необходимо учитывать следующее. При использовании питателя устраняются временная перегрузка и недогрузка дробилки и улучшается ее использование, а дробленая руда и нижний продукт предварительного грохота могут загружаться непосредственно на общий ленточный конвейер. При загрузке дробилки завалом из опрокидывающихся вагонов или из автосамосвалов нижний продукт предварительного грохочения, как и продукт разгрузки дробилки, нельзя загружать непосредственно

на ленточный конвейер, так как в момент опрокидывания вагона возможна перегрузка конвейера. В этом случае нижний продукт грохота и дробленая руда должны поступать в небольшой буферный бункер и далее питателем разгружаться на ленточный конвейер. Для уменьшения общей высоты компоновочного узла дробилки входящей в него пластинчатый питатель можно устанавливать наклонно, с подъемом руды. По капитальным затратам вариант с установкой питателя обходится дороже, чем вариант с непосредственной загрузкой руды в дробилку.

Из-за большой высоты перепада от головки рельса разгрузочного пути до ленточного конвейера, принимающего дробленую руду, желательнее корпус крупного дробления размещать на склоне местности для уменьшения объема земляных работ и подземной части сооружения. Для этого также стремятся поднять на насыпи железнодорожную станцию приема руды. Большие заглубления (до 30 м и более) корпуса приема руды и первичного дробления заставляют с особой серьезностью отнестись к выбору места его размещения в отношении грунтовых условий и подземных вод на площадке.

Современные конусные дробилки для крупного дробления больших размеров делаются с прямой разгрузкой дробленой руды вниз под дробилку — в бункер.

Пропускная производительность конусных дробилок больших размеров настолько велика, что часто, чтобы уменьшить общую высоту узла первичного дробления, не предусматривают предварительного грохочения руды.

На обогащенных фабриках обычно устанавливается по одной конусной дробилке большого размера даже при производительности фабрики до 40—60 тыс. т в сутки. Это объясняется эксплуатационной надежностью дробилок, а также их высокой стоимостью и большими капитальными затратами по корпусу крупного дробления в целом. Вагоны в зависимости от их типа разгружаются при помощи круговых или боковых опрокидов, опрокидывающих пневматических механизмов самих вагонов (думпкаров) или стационарных пневматических или гидравлических толкателей, устанавливаемых на разгрузочном пути и поднимающих кузов вагона.

Транспортирование крупнодробленой руды из корпуса крупного дробления в кусках до 350 мм ленточными конвейерами при большой производительности обогатительной фабрики вызывает быстрый износ дорогих лент, особенно при твердых абразивных рудах большой плотности.

Для предохранения ленты в местах загрузки руды на конвейеры устанавливают пластинчатые или лотковые питатели, чем достигаются минимальные перепады в перегрузочных воронках и уменьшение скорости подачи руды на ленту. При непосредственной подаче крупнодробленой руды на конвейер в загрузочных воронках

ках устраивают колосники для подсева мелочи до падения на ленту крупных кусков и навешивают рельсы или цепи.

При больших скоростях ленты уборочного магистрального конвейера (2,5—3,15 м/с) целесообразна установка в пределах корпуса специального конвейера — ускорителя (со скоростью ленты 1,25—1,50 м/с) большей ширины, снабженного металлоискателем, что в целом значительно повышает долговечность главного конвейера.

Во избежание транспортирования крупнодробленой руды иногда совмещают две стадии (крупного и среднего дробления) в одном корпусе при приемных устройствах. Дробилки второй стадии устанавливают непосредственно под дробилками первой стадии дробления.

Чтобы получить куски мельче 300 мм, годные для загрузки в конусные дробилки среднего дробления размером 2200 мм, разгрузочная щель конусной дробилки первой стадии дробления должна быть не более 200—220 мм. При этом общая производительность дробилки резко снижается и составляет, например, для дробилок  $B = 1500$  мм около 2000 т/ч при условии установки предварительного грохота. При большей производительности обогатительной фабрики было бы необходимо устанавливать вторую первичную дробилку. Но вследствие высокой стоимости первичной конусной дробилки и больших затрат на сооружение приемного устройства и корпуса крупного дробления на обогатительных фабриках большой производительности, перерабатывающих твердые и плитняковые руды, предпочитают все же устанавливать одну первичную дробилку крупного дробления с разгрузочной щелью до 300 мм. Дробленый продукт этой дробилки в кусках до 500—600 мм подвергают поддразбливанию, т. е. второму приему дробления в конусных редуционных дробилках.

Многие обогатительные фабрики для железных руд, построенные в СССР в 1950—1960 гг., имеют четырехстадиальные схемы дробления, в которых крупное дробление выполняется в два приема (с поддразблением).

Однако с прогрессом взрывных работ на открытых рудниках уменьшается крупность среднего куска и выход «негабарита» добываемой руды. Эта тенденция переноса части работы дробления на взрывные работы оказывается выгодной и горнякам и обогатителям. С уменьшением размера куска в забое заметно повышается производительность погрузочных экскаваторов, увеличивается пропускная способность транспорта от забоя вследствие сокращения времени погрузки; также существенно возрастает производительность дробилок крупного дробления и на 50—75 % уменьшается их износ. Поэтому для проектируемых фабрик, по-видимому, малоперспективны дорогие схемы крупного дробления в два приема (с поддразблением).

Можно также предполагать, что размеры дробилок крупного дробления в дальнейшем едва ли превзойдут распространенный сейчас максимум  $B = 1500$  мм.

В связи с уменьшением крупности исходной руды при проектировании дробильных цехов, подготовляющих руды для стержневых и шаровых мельниц, следует в основном ориентироваться на трехстадиальные схемы с включением, в случае необходимости, операции предварительного грохочения перед крупным дроблением.

#### ДВУХСТАДИАЛЬНОЕ ДРОБЛЕНИЕ В ОТКРЫТОМ ЦИКЛЕ

На обогатительных фабриках малой и средней производительности на каждую дробилку в первой стадии устанавливается одна или максимум две дробилки во второй стадии дробления. Дробилки первой стадии при этом загружаются рудой из бункера питателем, поэтому перед дробилками среднего дробления можно не устраивать промежуточного бункера. Руда после первой стадии подается прямо на грохот перед дробилкой второй стадии дробления (рис. 83).

Для упрощения конструктивного решения и уменьшения потребной высоты перепада в узле грохот — дробилка следует на каждую дробилку устанавливать по одному грохоту, соответственно подбирая его размеры и режим работы.

Дробленая руда из дробилок второй стадии дробления разгружается на общий сборный конвейер или на отдельные для каждой дробилки короткие конвейеры с последующей перегрузкой руды на сборный конвейер. При разгрузке руды непосредственно на сборный конвейер получается меньше перегрузок, вызывающих пылевыведение, кроме того, отдельные конвейеры дают больше просыпи и дороже по капитальным затратам.

Для сборного конвейера под дробилками в фундаменте их предусматривается проем с проходами у конвейера.

Уклон площадки, на которой располагается корпус дробления, влияет на длину транспортирования руды между дробилками. При незначительном уклоне для достижения более компактного решения дробилку первой стадии целесообразно по возможности повышать, устраивая эстакаду или насыпь для транспорта подачи руды и, в отдельных случаях, вводить наклонный конвейер для подачи руды на дробилку (грохот) из приемного устройства (бункера). Крутой уклон площадки благоприятен для самотечного

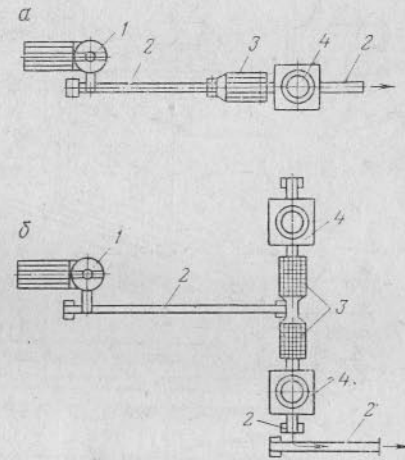


Рис. 83. Схема расположения дробилок второй стадии без промежуточного бункера:

1 — дробилка первой стадии дробления; 2 — конвейеры; 3 — грохоты; 4 — дробилки второй стадии дробления



сопряжения дробилок. Для сокращения объемов зданий и упрощения обслуживания дробилок самотечный транспорт руды при каскадном размещении их применяют и при слабонаклонных площадках (см. рис. 94).

На фабриках большой производительности при кусковых и неглинистых рудах редко применяют двухстадиальные схемы дробления с открытым циклом во второй стадии. Если на одну дробилку крупного дробления необходимо установить больше двух

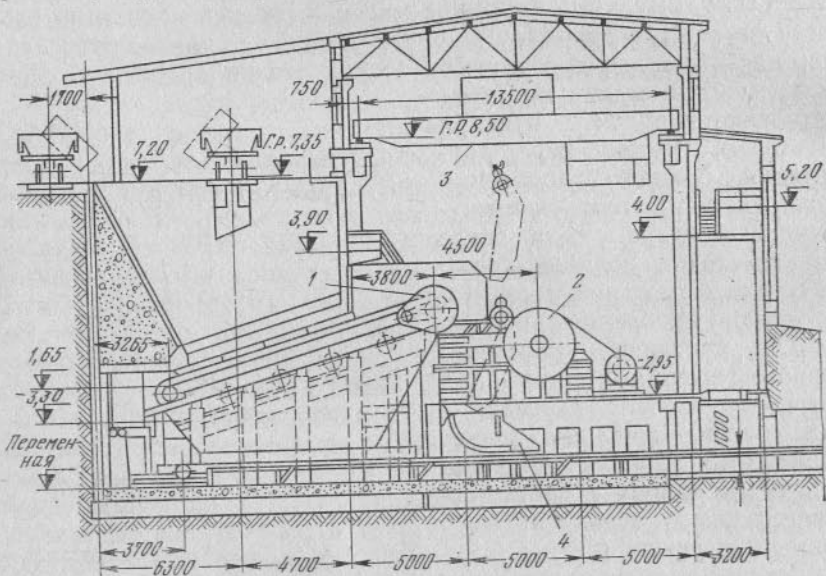


Рис. 84. Корпус крупного дробления со щековой дробилкой  $1500 \times 2100$  мм:  
1 — питатель пластинчатый  $2400 \times 12000$  мм; 2 — щековая дробилка; 3 — кран мостовой электрический  $Q = 50/10$  т; 4 — откатная воронка для загрузки руды на конвейер

дробилок второй стадии, то перед последними устраиваются распределительные бункера или склад. В этом случае компоновка корпуса среднего дробления будет аналогична компоновке, показанной на рис. 97.

Ниже приводятся типичные схемы компоновки корпусов крупного (и среднего) дробления (табл. 68/2) и примеры компоновки корпусов действующих фабрик и проектных решений.

Корпус крупного дробления со щековой дробилкой  $1500 \times 2100$  мм показан на рис. 84. Дробилка загружается наклонным пластинчатым питателем. Просыпь из-под питателя собирается на хвостовую часть конвейера дробленой руды. Для защиты конвейерной ленты от ударов падающей руды установлена откатная воронка с криволинейным днищем. Регулируя положение воронки, можно создать безударную загрузку руды на конвейер. Применение такой воронки возможно только при сухой сыпучей руде. На влажных рудах под дробилкой лучше устанавливать питатель.

Корпус крупного дробления со щековой дробилкой  $900 \times 1200$  мм фабрики малой производительности ( $90-120$  м<sup>3</sup>/ч) показан на рис. 85. Максимальный

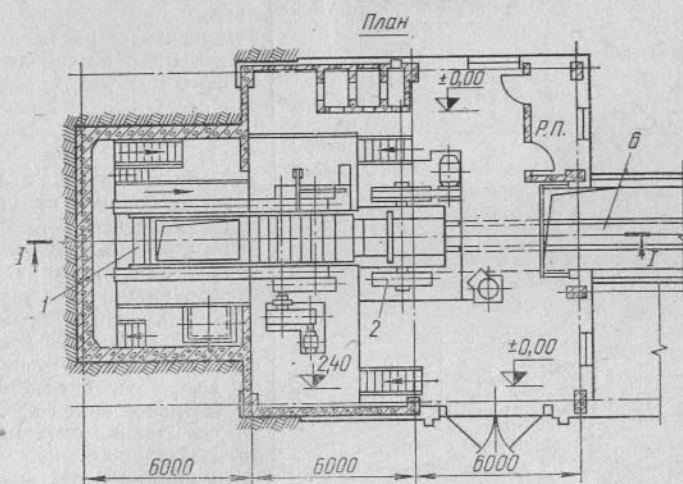
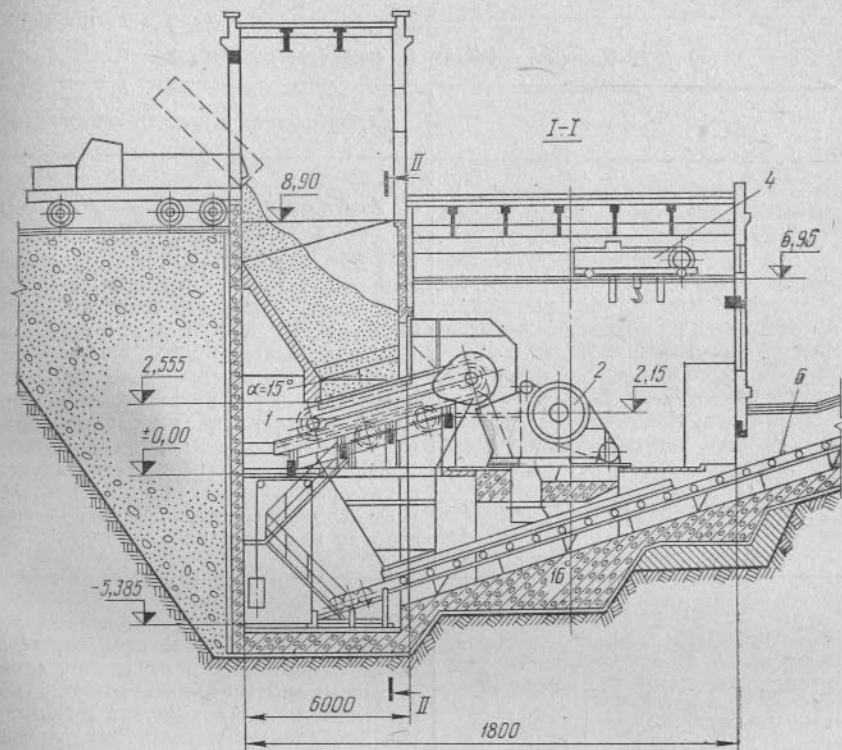


Рис. 85. Корпус крупного дробления со щековой дробилкой  $900 \times 1200$  мм (разрез и план):

1 — питатель пластинчатый  $1800 \times 6000$  мм; 2 — дробилка щековая  $900 \times 1200$  мм; 3 — песковый насос дренажный; 4 — кран мостовой ручной  $Q = 15$  т; 5 — таль ручная  $Q = 1$  т; 6 — конвейер ленточный

сопряжения дробилок. Для сокращения объемов зданий и упрощения обслуживания дробилок самотечный транспорт руды при каскадном размещении их применяют и при слабонаклонных площадках (см. рис. 94).

На фабриках большой производительности при кусковых и неглинистых рудах редко применяют двухстадиальные схемы дробления с открытым циклом во второй стадии. Если на одну дробилку крупного дробления необходимо установить больше двух

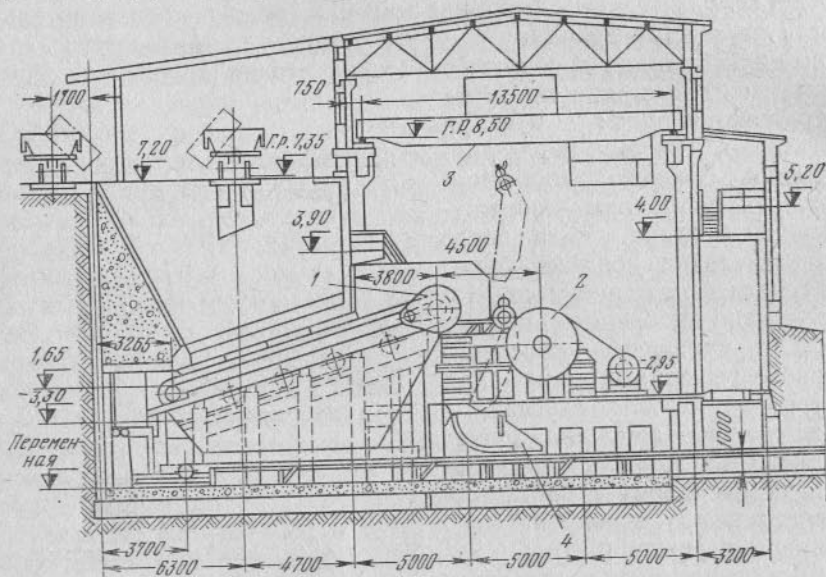


Рис. 84. Корпус крупного дробления со щековой дробилкой 1500×2100 мм:

1 — питатель пластинчатый 2400×12 000 мм; 2 — щековая дробилка; 3 — кран мостовой электрический  $Q = 50/10$  т; 4 — откатная воронка для загрузки руды на конвейер

дробилок второй стадии, то перед последними устраиваются распределительные бункера или склад. В этом случае компоновка корпуса среднего дробления будет аналогична компоновке, показанной на рис. 97.

Ниже приводятся типичные схемы компоновки корпусов крупного (и среднего) дробления (табл. 68/2) и примеры компоновки корпусов действующих фабрик и проектных решений.

Корпус крупного дробления со щековой дробилкой 1500×2100 мм показан на рис. 84. Дробилка загружается наклонным пластинчатым питателем. Просыпь из-под питателя собирается на хвостовую часть конвейера дробленой руды. Для защиты конвейерной ленты от ударов падающей руды установлена откатная воронка с криволинейным днищем. Регулируя положение воронки, можно создать безударную загрузку руды на конвейер. Применение такой воронки возможно только при сухой сыпучей руде. На влажных рудах под дробилкой лучше устанавливать питатель.

Корпус крупного дробления со щековой дробилкой 900×1200 мм фабрики малой производительности (90—120 м<sup>3</sup>/ч) показан на рис. 85. Максимальный

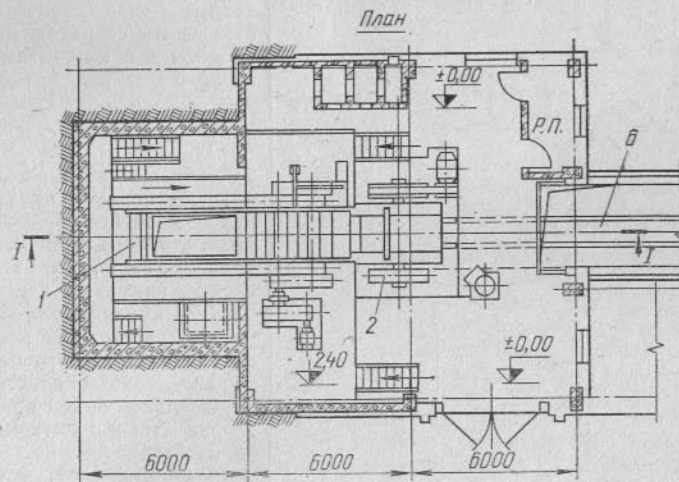
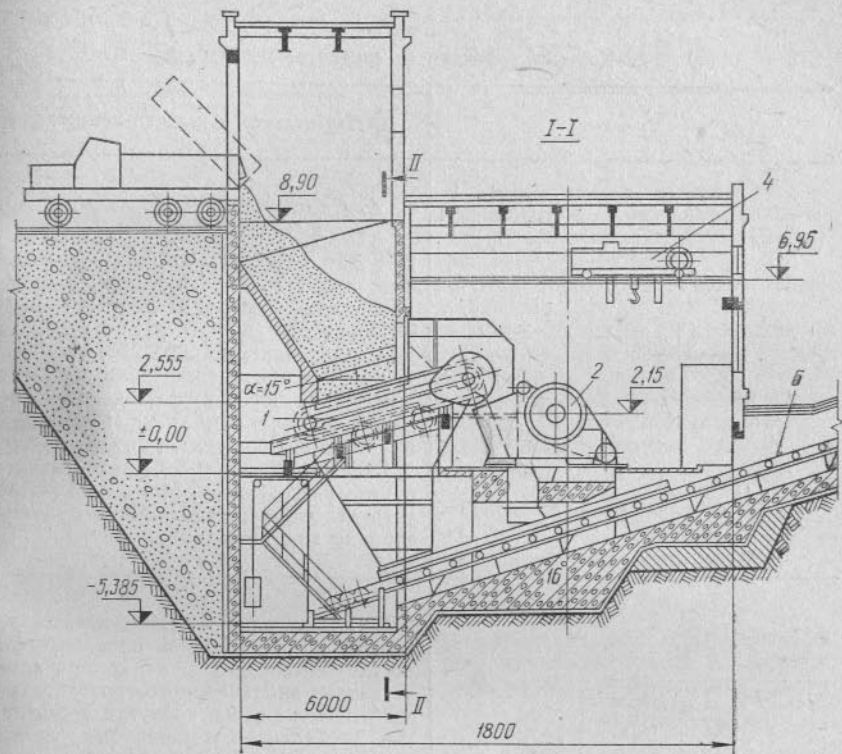


Рис. 85. Корпус крупного дробления со щековой дробилкой 900×1200 мм (разрез и план):

1 — питатель пластинчатый 1800×6000 мм; 2 — дробилка щековая 900×1200 мм; 3 — песковый насос дренажный; 4 — кран мостовой ручной  $Q = 15$  т; 5 — таль ручная  $Q = 1$  т; 6 — конвейер ленточный



## 2. Корпуса крупного (и среднего) дробления

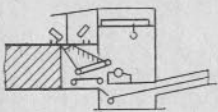
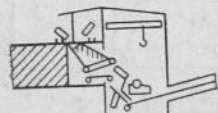
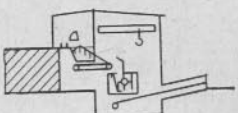
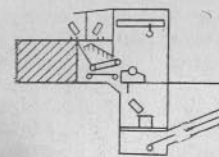
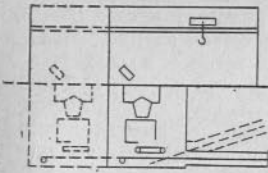
Схема	Характеристика и условия применения
	<p><b>А. Со щековыми дробилками, одностадийные</b></p> <p>2.1. Для щековых дробилок всех размеров, число дробилок (секций) одна-две, максимально три. Для фабрик производительностью до 5—7 млн. т в год (2 секции с дробилками 1500×2100 мм). Применять при трехстадийных схемах дробления. При рудах, дающих при дроблении куски плитообразной формы в дробилках больших размеров (1200×1500 и 1500×2100 мм), рекомендуется в узле разгрузки дробилки на конвейер устанавливать специальную загрузочную воронку или питатель</p>
	<p>2.2. При рудах с большим количеством мелочи и при большой производительности целесообразна перед дробилкой установка вибрационного грохота с объединением нижнего продукта с разгрузкой дробилки, а в отдельных случаях с выведением его самостоятельным потоком</p> <p>Применять сверхтяжелые вибрационные грохоты для материалов крупностью до 1200—0 мм</p>
	<p>2.3. Эта же принципиальная схема компоновки корпуса применима при установке молотковых дробилок с подвижными отбойными плитами для дробления влажных сильно глинистых руд и углей. Особое внимание следует обратить на разработку приемного бункера — углы наклона стенок не менее 60°, гладкая футеровка из нержавеющей стали или из специальных пластиков, в районах с длительной зимой предусматривать подогрев стенок, питатель устанавливать горизонтально, емкость бункера принимать минимальной, исходя из производительности дробилки и емкости транспортного сосуда — работа «на проход», в отдельных случаях воронку можно загружать грейферным краном</p>

Схема	Характеристика и условия применения
	<p><b>Двухстадийные</b></p> <p>2.4. В первой стадии дробилки 1500×2100, во второй — конусные дробилки среднего дробления КСД-2200 Гр или редуцированные КРД-700/75</p> <p>Число секций (каскады) — одна, максимально — две. Для фабрик производительностью 7—8 млн. т в год применять при трех- и четырехстадийных схемах дробления при выраженном плитняковом строении и высокой абразивности руды, при благоприятных грунтовых и топографических условиях (крутой рельеф)</p>
	<p><b>Б. С конусными дробилками</b></p> <p><b>Одностадийные</b></p> <p>2.5. Для дробилок ККД-1200 и 1500/180 дробилки меньшего размера ККД-500 и 900, а также КРД-700 загружаются питателями</p> <p>Дробилка ККД-1500/300 может устанавливаться только при условии транспортирования дробленого продукта конвейерами со специальной лентой (или другим видом транспорта) для материала крупностью 500 (600)—0 мм. Число секций (дробилок) — до трех включительно. Для фабрик производительностью (ориентировочно) 5—7 млн. т в год — одна секция с дробилкой 1200; 9—12 млн. т в год — одна секция с дробилкой 1500/180 и соответственно 18—24 млн. т в год — 2 секции, 27—35 млн. т в год — 3 секции</p> <p>Применяется преимущественно при трехстадийных схемах дробления</p> <p>Число уборочных конвейеров, как правило, один на одну дробилку (при трех дробилках — два конвейера). При большом количестве мелких фракций в исходной руде, а также большой грузоподъемности транспортных сосудов (ж.-д. вагонов 90 т и более, автосамосвалов 75 т и более) конусные дробилки 1200/130 мм рекомендуется загружать питателями, конструктивная схема аналогична 2.1 (см. также рис. 98)</p>

Схема

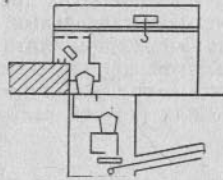
Характеристика и условия применения

Двухстадийные

2.6. Каскадное расположение дробилок первой и второй стадий

В первой стадии ККД-1500/180, если 1500/300, последнее более обосновано, во второй соответственно 3 (4) дробилки КРД-700/75 или 2 (3) дробилки КРД-900/100

Загрузка дробилок второй стадии, как правило, самотечная, в отдельных случаях при числе дробилок второй стадии не более двух их загружают питателями. Число секций — одна, максимально — две. Применять преимущественно при четырехстадийных схемах дробления, при твердых, кристаллических рудах, плитообразного строения, при благоприятных грунтовых условиях (низкий уровень грунтовых вод). Число разгрузочных ж.-д. путей: при ККД-1500/180 — один путь, при ККД-1500/300 — два пути на одну дробилку. Число магистральных уборочных конвейеров на одну головную дробилку 1500/180 — один, на одну головную дробилку 1500/300 — два



размер куса 800 мм. Руда подается автосамосвалами грузоподъемностью 10 т, ширина приемного бункера определена из условия разгрузки одновременно двух самосвалов. Предварительного грохочения не предусматривается.

Корпус крупного дробления со щековой дробилкой 1200×1500 мм (или с молотковой дробилкой), с толкающим разгрузателем для глинистых слезавшихся руд, содержащих крупные куски (до 700 мм), преимущественно для бокситов открытой добычи показан на рис. 86. Применение толкающего разгрузателя для большегрузных вагонов позволяет наиболее экономично спроектировать приемное устройство для подобных руд с минимальным заглублением. Обычное решение приемного бункера для думпкаров грузоподъемностью 90—120 т, с углами наклона стенок 65—70° вызывает устройство глубокого бункера (12—15,0 м) и в то же время не исключает вероятность его «зарастания» рудой. Производительность одного разгрузателя 500—600 т/ч.

Корпус крупного дробления с конусной дробилкой  $V = 1500$  мм обогатительной фабрики для медно-никелевых руд (рис. 87).

Руда подается в 60-тонных думпкарах и непосредственно загружается в дробилку с прямой разгрузкой. Из бункера малой вместимости руда двумя горизонтальными пластинчатыми питателями загружается на ленточные конвейеры. Просыпь и пыль с полов и со стен смывается в отстойники и грейфером подается на рудные конвейеры, монтажно-ремонтная площадка расположена на уровне ж.-д. рудных путей на насыпном грунте, более целесообразно ее было бы расположить на уровне основания конусной дробилки.

Корпус крупного дробления с двумя конусными дробилками ККД-1200/130 ГРЩ, с предварительным грохочением на колосниковых грохотах показан на рис. 88. Транспортирование руды осуществляется автосамосвалами грузоподъемностью 75 т. Крупность исходной руды до 1000—0 мм. На случай расширения предусмотрена возможность замены дробилок 1200/130 мм

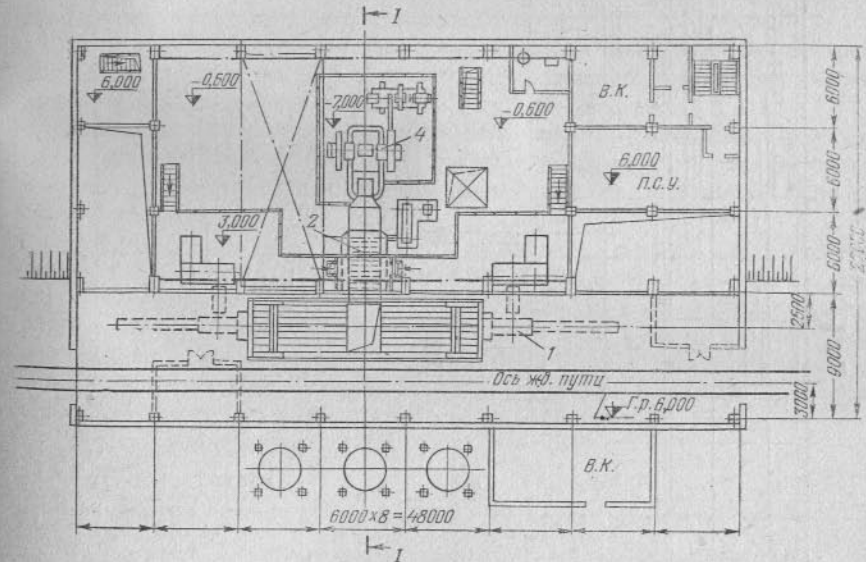
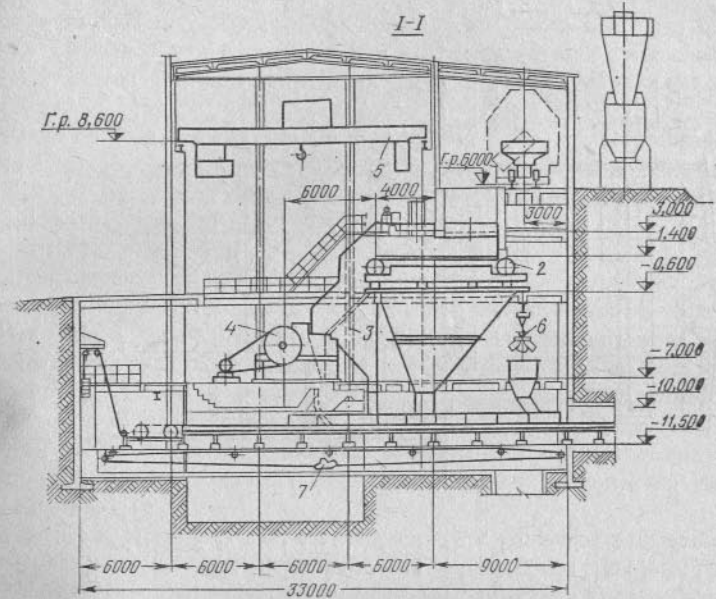
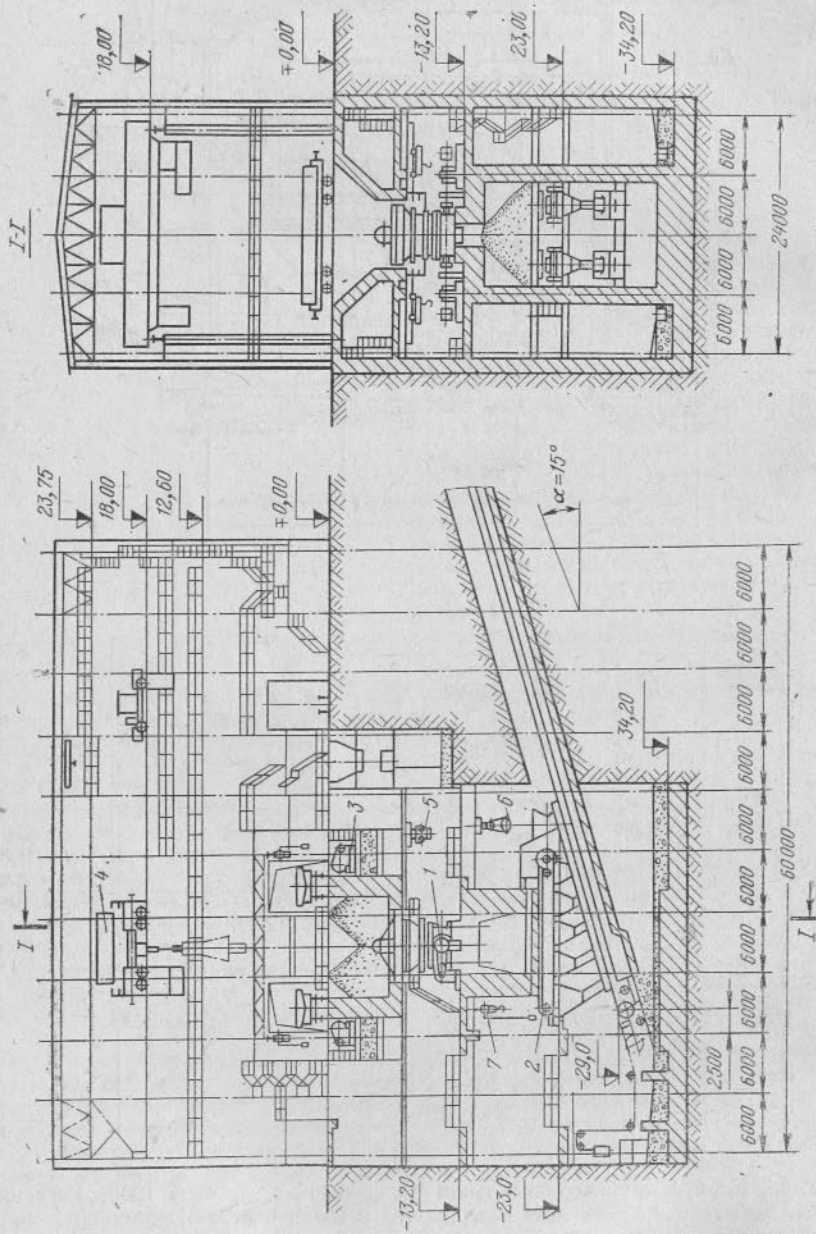


Рис. 86. Корпус крупного дробления со щековой дробилкой 1200×1500 мм, с толкающим разгрузателем (план и разрез):

1 — разгрузатель толкающий СМЦ-144 для большегрузных вагонов; 2 — питатель пластинчатый 2400×9000 мм; 3 — грохот колосниковый 3500×2000; 4 — дробилка щековая 1200×1500×150 мм; 5 — кран мостовой электрический,  $Q = 30/5$  т; 6 — грейфер моторный  $V = 0,4$  м<sup>3</sup>; 7 — скрепер  $V = 0,4$  м<sup>3</sup> с лебедкой





на дробилки 1350 или 1500 мм. Для этого имеется резерв в высоте. Просев грохотов и разгрузка дробилок поступают в бункера (воронки под дробилками), из которых пластинчатыми питателями загружаются на уборочные ленточные конвейеры.

Предусмотрена максимальная локализация мест пылеобразования (разгрузка автосамосвалов) путем укрытий и мощной аспирационной системы. Корпус введен в эксплуатацию в 1979 г. на флотационной фабрике для медно-молибденовых руд (Эрдэнэт, МНР).

Корпус крупного дробления с конусной дробилкой ККД-1200/150 мм, с загрузкой ее не непосредственно («в завал»), а мощным пластинчатым питателем, что обосновывается большим количеством мелочи в исходной руде, показан на рис. 89. Из этих же соображений перед дробилкой установлен небольшой колосниковый грохот, позволяющий вывести основную часть мелочи, увеличить производительность дробилки и исключить забивку дробилки и подпрессовку конуса.

Опыт работы фабрики (комбината «Апатит») показал целесообразность горизонтальной установки пластинчатых питателей, что значительно уменьшает износ пластин.

Корпус крупного дробления с первичной конусной дробилкой  $B=1500$  мм и конусными дробилками для поддразнивания  $B=900$  мм мощной обогатительной фабрики для магнетитовых кварцитов Кривого Рога показан на рис. 90. Дробильный цех состоит из двух параллельных секций. В каждой из них установлены одна конусная дробилка крупного дробления и две редуцированные конусные дробилки поддразнивания.

Расположение обеих дробилок  $B=1500$  мм на одних и тех же сквозных загрузочных ж.-д. путях нельзя считать целесообразным, так как при ремонте одной из них нормальная эксплуатация другой нарушается.

Для двухсекционных корпусов подобного типа (двухстадиального дробления с загрузкой дробилок «в завал») правильнее осуществлять решение с «зеркальным» расположением секций, хотя по капитальным затратам она будет несколько дороже.

Корпус крупного и среднего дробления обогатительной фабрики малой производительности (250 т/сут) показан на рис. 91. Дробильный цех работает в одну смену: производительностью около 40 т/ч. Корпус размещается на площадке с уклоном 20—25%. Руда подается автомашинami в бункер вместимостью приблизительно 70 т. Из бункера руда лотковым питателем загружается в щековую дробилку первой стадии дробления. Во второй стадии дробления установлена конусная дробилка среднего дробления. Грохочение перед обеими стадиями отсутствует.

Рис. 87. Корпус крупного дробления с конусной дробилкой  $B=1500$  мм обогатительной фабрики для медно-никелевых руд, транспорт руды ж.-д. вагонами нормальной колеи;

- 1 — дробилка конусная 1500/180 мм; 2 — питатель пластинчатый 2400×15 000 мм;
- 3 — толкатель для опрокидывания вагонов; 4 — кран мостовой электрический  $Q=150/30$  т; 5 — кранбалка  $Q=10$  т; 6 — тележка монорельсовая грейферная  $Q=2$  т; 7 — таль электрическая  $Q=5$  т

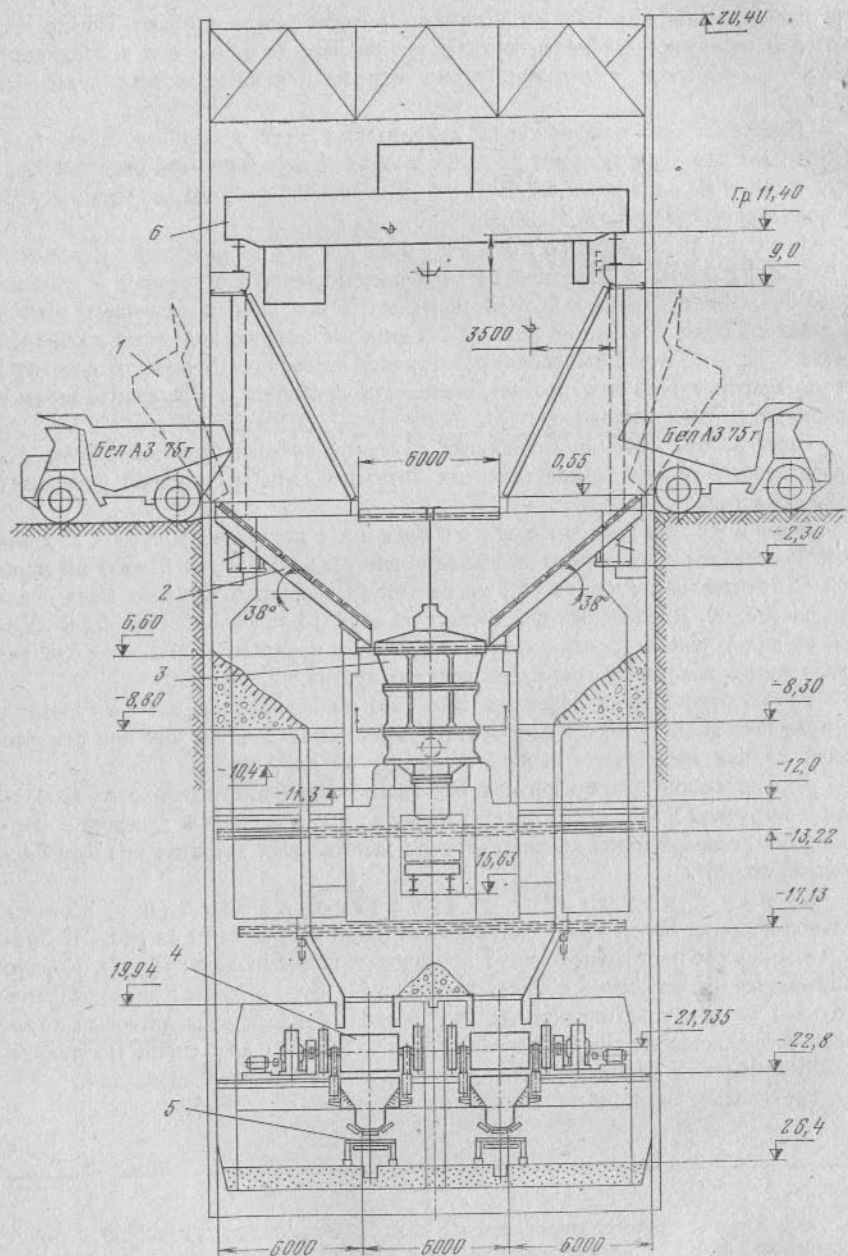


Рис. 88. Корпус крупного дробления с конусными дробилками  $B = 1200/130$  и предварительным грохочением обогатительной фабрики для медно-молибденовых руд, транспорт руды автосамосвалами:

1 — автосамосвал  $Q = 75$  т; 2 — колосниковый грохот  $6000 \times 8000$  мм; 3 — конусная дробилка ККД 1200/130, ГРШ; 4 — питатель пластинчатый  $2240 \times 9900$  мм; 5 — конвейер ленточный  $B = 1600$  мм; 6 — кран мостовой электрический  $Q = 100/20$  т

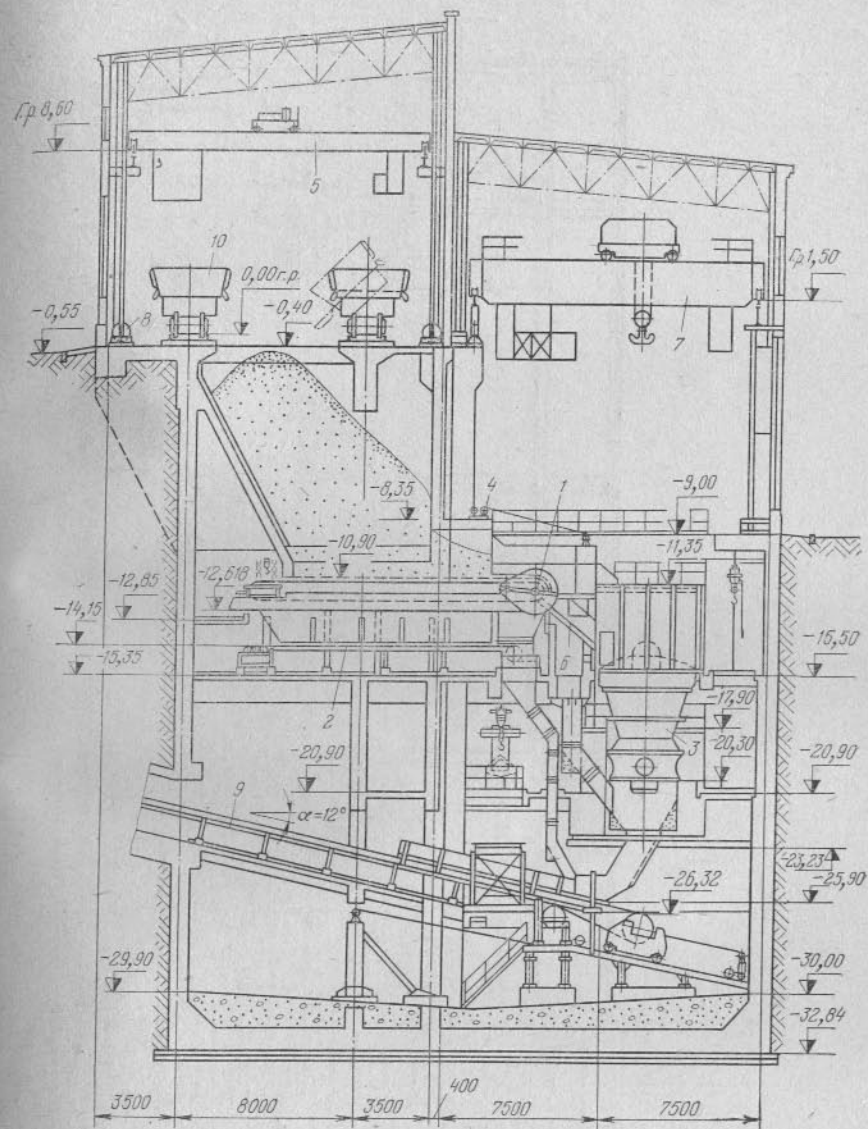


Рис. 89. Корпус крупного дробления с конусной дробилкой  $B = 1200/150$ , загрузка пластинчатым питателем, транспорт руды ж.-д. вагонами нормальной колеи (2-я обогатительная фабрика П/о, «Апатит»):

1 — пластинчатый питатель  $2400 \times 12000$  мм; 2 — конвейер ленточный  $B = 800$  мм; 3 — дробилка конусная  $B = 1200/150$ ; 4 — лебедка червячная, ручная  $Q = 0.5$  т; 5 — кран мостовой электрический  $Q = 10$  т; 6 — грохот колосниковый  $2400 \times 2900$  мм; 7 — кран мостовой электрический  $Q = 100/20$  т; 8 — устройство для крепления думпкаров при разгрузке; 9 — ленточный конвейер  $B = 1600$  мм; 10 — железнодорожный вагон, типа думпкар  $Q = 90$  т



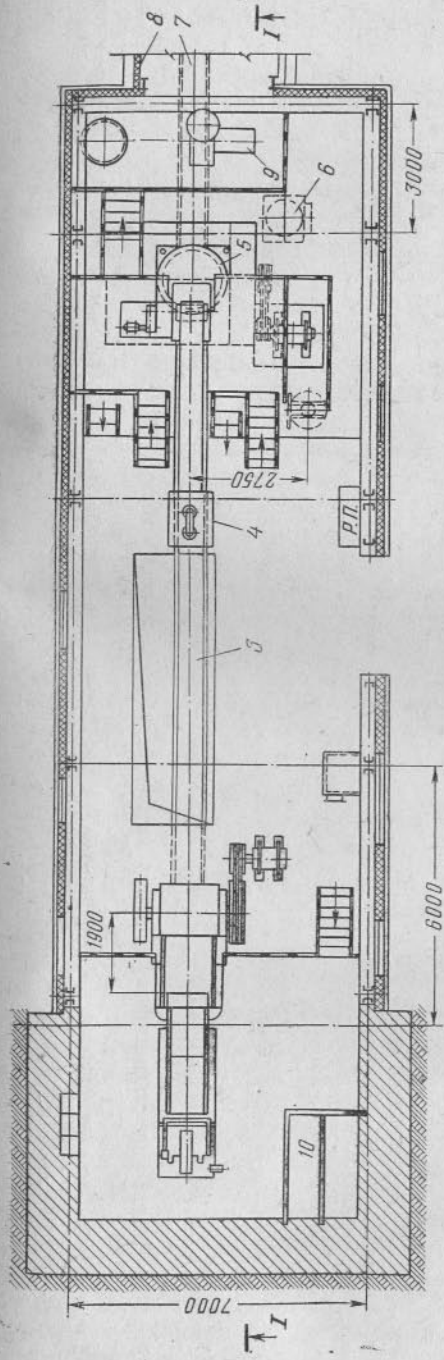
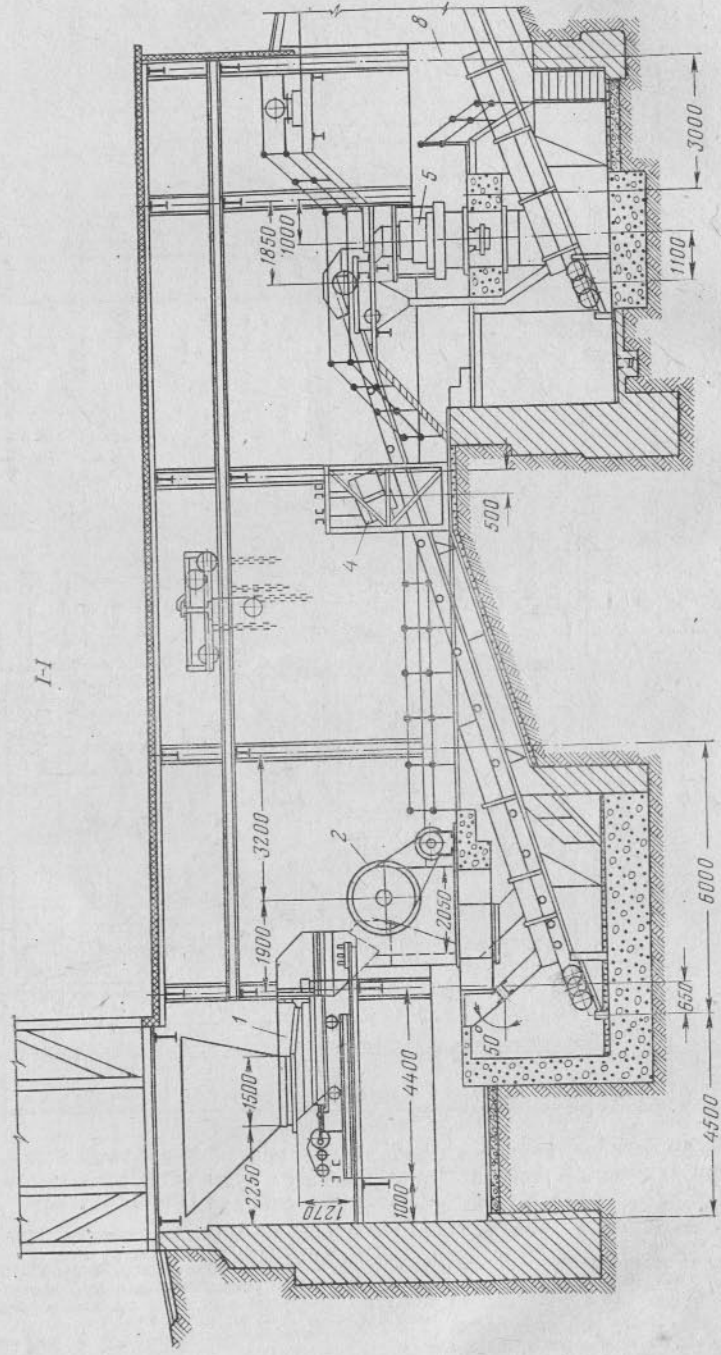


Рис. 91. Корпус крупного и среднего дробления обогащательной фабрики малой производительности:

1 — питатель лотковый 1000×2400 мм; 2 — дробилка щековая 600×900 мм; 3 — конвейер ленточный; 4 — конвейер ленточный; 5 — дробилка конусная среднего дробления  $D = 900$  мм; 6 — масляный бак; 7 — конвейер ленточный; 8 — галерея конвейера; 9 — вентилятор; 10 — вентиляционная камера

#### § 4. СКЛАДЫ И БУНКЕРА ДРОБЛЕННОЙ РУДЫ

Склады и бункера крупно-, средне- и мелкодробленной руды, как правило, размещаются в следующих местах схемы сооружений фабрики: между цехами крупного и средне-мелкого дробления (в отдельных случаях между цехами среднего и мелкого дробления) и перед отделениями измельчения как при измельчении в стержневых и шаровых мельницах, так и при самоизмельчении.

Во всех этих случаях склады из-за целесообразности, а бункера практически всегда используются как аккумулирующие (буферные) емкости и как распределительные устройства перед дробилками, грохотами и мельницами.

Склады аварийного назначения с обходным трактом конвейеров, в настоящее время применяются крайне редко, и наоборот — специальные усреднительные склады получают распространение, но вследствие их высокой стоимости они включаются в проекты при специальном технико-экономическом обосновании.

Целесообразность устройства склада или емких бункеров перед цехом средне-мелкого дробления, как буферной емкости, между рудником и фабрикой подтверждается опытом эксплуатации отечественных и особенно зарубежных обогатительных фабрик цветной и черной металлургии. Устройство таких складов предусмотрено нормами технологического проектирования обогатительных фабрик.

Склад обеспечивает ритмичность работы и до минимума снижает вынужденные простои рудника и фабрики, что в течение длительного периода эксплуатации всегда окупает первоначальные затраты на его строительство.

Склад обеспечивает оптимальные режимы (число смен) и условия работы дробилок и грохотов с максимальной полнотой движения и проведение качественного планово-предупредительного ремонта: питателей, дробилок, грохотов, желобов, конвейеров и аспирационных установок. Эти соображения особенно важны при схеме дробления в замкнутом цикле с грохотами, что типично для современной практики.

Хотя создание запасов крупнодробленной руды (класс 350 (250) — 0 мм) связано с большим износом конвейерных лент и установкой более тяжелых питателей, все же такое решение более целесообразно по сравнению с созданием запаса руды после среднего дробления (класс 70—0 мм), так как это вызывает усложнение в компоновочном отношении (самостоятельные цехи среднего и мелкого дробления) и в режиме работы этих цехов (цех среднего дробления работает в режиме рудника и крупного дробления).

Устройство склада среднедробленной руды целесообразно при двухстадиальном дроблении в корпусе крупного дробления.

Важнейшим требованием к проекту складов и бункеров является обеспечение условий беспрепятственной и равномерной разгрузки материала.

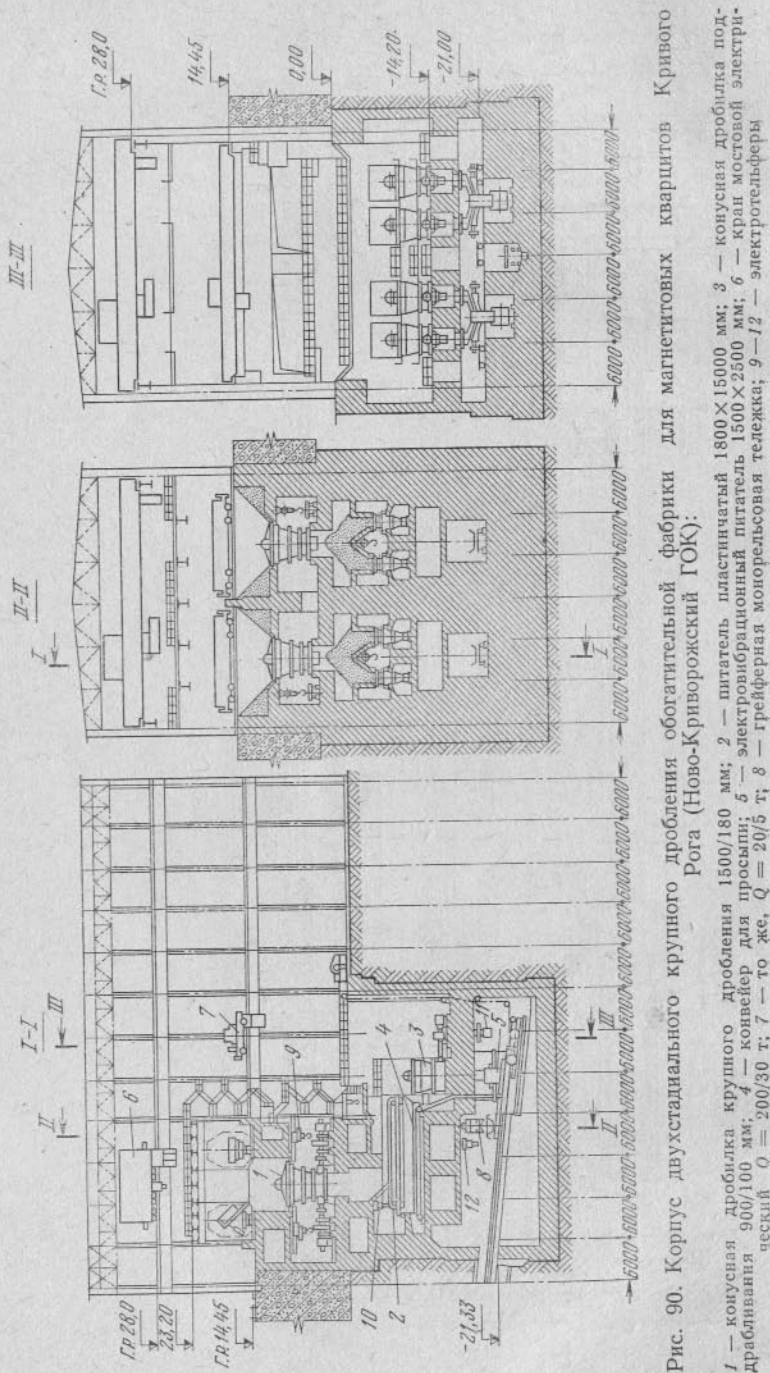


Рис. 90. Корпус двухстадиального крупного дробления обогатительной фабрики для магнетитовых кварцитов Кривого Рога (Ново-Криворожский ГОК):

1 — конусная дробилка крупного дробления 1800/180 мм; 2 — питатель пластинчатый 1800×1500 мм; 3 — конусная дробилка под-  
дробления 900/100 мм; 4 — конвейер для просыпи; 5 — электровибрационный питатель 1500×2500 мм; 6 — кран мостовой электри-  
ческий Q = 200/30 т; 7 — то же, Q = 20/5 т; 8 — грейферная монорельсовая тележка; 9 — 12 — электротельферы



Обычными мероприятиями по предотвращению смерзания и улучшению условий разгрузки руды из складов и бункеров является: специальный режим отопления помещений загрузки, разгрузки и надштабельного объема, подогрев стенок бункеров, гладкая футеровка стенок и плоскостей разгрузки и достаточные их углы, подходящие размеры и форма разгрузочных отверстий, соответствующие условия, размеры и тип питателей.

Если в руде имеется влажная мелочь, а фабрика расположена в районе с суровым климатом и с длительной зимой, кроме перечисленных мероприятий для предотвращения слеживаемости и смерзания руды должны рассматриваться и мероприятия технологического характера, в частности предварительное грохочение руды и складирование только верхнего продукта, с направлением мелочи в специальные емкости перед измельчением, а в отдельных случаях и предварительная отмывка мелочи. Однако такие сложные и дорогостоящие мероприятия подлежат всестороннему анализу и обоснованию в каждом конкретном случае. Альтернативой сложного решения со складом может быть отказ от складирования и организация работы в основном «на проход». Подобные решения применяются, например, при обработке бокситов, серных глинистых руд и др.

Емкости руды перед измельчением всегда используются и как буферный запас, необходимый вследствие разных режимов работы (по времени) цехов дробления и измельчения и как устройство для распределения руды по рудным мельницам, размещенным по всей длине отделения измельчения. На фабриках с рудным самоизмельчением склады или бункера перед мельницами представляют собой единый запас руды между рудником (и крупным дроблением) и фабрикой, обеспечивающий нормальный режим работы рудника и фабрики.

До недавнего времени рудные емкости перед измельчением со стальной средой выполнялись в виде бункерного пролета, прилегающего непосредственно к отделению измельчения. Переход к мельницам крупных размеров резко уменьшил фронт мельничного пролета и потребовал больших емкостей на меньшей длине. Это возможно только при устройстве склада, у которого поперечное сечение значительно больше, чем у бункера. Поэтому в последние годы получило распространение строительство складов главным образом напольного типа, расположенных вдоль отделения, с разрывом, определяемым углом наклона конвейеров питающих рудные мельницы, рельефом площадки, заглублением подштабельных галерей склада\*.

Решающим фактором при выборе проектного решения с бункерами или со складом является их строительная стоимость и возможность экономии стальных конструкций, что в свою очередь

\* Склады вместо бункеров для питания мельниц впервые были предложены в институте Механобр (Труды Механобра. Вып. 94, Л., 1955, с. 6—47).

определяется требуемой удельной емкостью. Ориентировочно можно принимать, что при полезной емкости свыше 250—300 т на 1 м (при насыпной массе руды 1,7—1,8 т/м<sup>3</sup>) экономичнее применение склада при меньшей емкости бункеров.

При рудном самоизмельчении (крупность руды 350—0 мм) применяются преимущественно склады, и в редких случаях бункера, например при ограниченных размерах площадки фабрики. В эксплуатационном отношении преимущество всегда остается за решением с бункерами.

Конструктивное решение узлов разгрузки бункеров и складов должно соответствовать физико-механическим свойствам руды и главным образом обеспечивать равномерное и непрерывное истечение руды, по-возможности ее усреднения, исключение вредных последствий сегрегации руды при загрузке склада или бункера, т. е. в максимальной степени обеспечивать условия для автоматического регулирования процесса измельчения.

В качестве питающих аппаратов следует принимать: при крупнодробленной руде (до 350 — 0 мм) — пластинчатые питатели; для хорошо сыпучих руд (без глинистой мелочи, при влажности 2—3 %) — ленточные питатели (с исключением давления на питатель столба руды); при мелкодробленной руде (25 (12) — 0 мм) — ленточные сборные конвейеры-питатели с регулированием скорости, с загрузочными воронками, обеспечивающими возможность регулирования толщины слоя руды по длине конвейера.

Наименьший размер разгрузочных отверстий для хорошо сыпучих руд следует принимать следующий:

для мелкодробленной руды — квадратных 600×600 мм, круглых диаметром 700 мм;

для крупнодробленной руды — ширина отверстия не менее 3—4-кратного размера максимального куска.

Расстояния между отверстиями следует принимать 3 м, максимум 6 м.

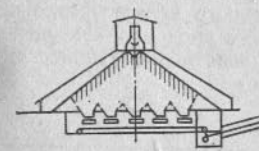
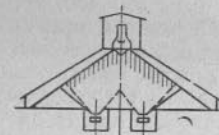
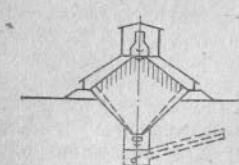
Размер разгрузочных отверстий и расстояние между ними для плохо сыпучих руд (с значительным количеством мелочи, с влажностью свыше 3 %) должны проверяться специальным расчетом на истечение с учетом основных физико-механических параметров — угла внутреннего трения, начального сопротивления сдвигу.

Для подобных руд рекомендуются щелевидные отверстия, расширяющиеся по направлению движения руды при разгрузке.

Типичные конструктивные схемы складов и бункеров приводятся в табл. 69/3.

Склад крупнодробленной руды напольного типа, перед корпусом среднего и мелкого дробления показан на рис. 92 (фабрика Эрлэнэт, МНР). Загрузка безтрековой барабанной разгрузочной тележкой  $B = 1600$  мм, склад разгружается на поперечные сборные конвейеры, расположенные через 12 м ленточными питателями  $B = 1200$  мм. В подштабельных галереях предусматривается смыв и уборка просыпи. Применение ленточных питателей для крупнодробленной руды (до 350—0 мм) может

3. Склады и бункера крупно-, средне- и мелкодробленой руды

Схема	Характеристика и условия применения
	<p align="center"><b>А. Склады</b></p> <p>3.1. Склад «напольного» типа, с наименьшим заглублением 3—5 м, с поперечным расположением разгрузочных конвейеров</p> <p>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)</p> <p>При средних грунтовых условиях с уровнем грунтовых вод не выше 5—3 м от поверхности</p> <p>Полезная площадь поперечного сечения не менее 150—170 м<sup>2</sup> (т. е. полезная вместимость не менее 250—300 т на 1 м)</p>
	<p>3.2. То же, но для создания только запаса или при ограниченном числе точек питания не более 2—3</p>
	<p>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</p> <p>Полезная площадь поперечного сечения не менее 170—200 м<sup>2</sup> (т. е. полезная вместимость 300—350 т на 1 м)</p>

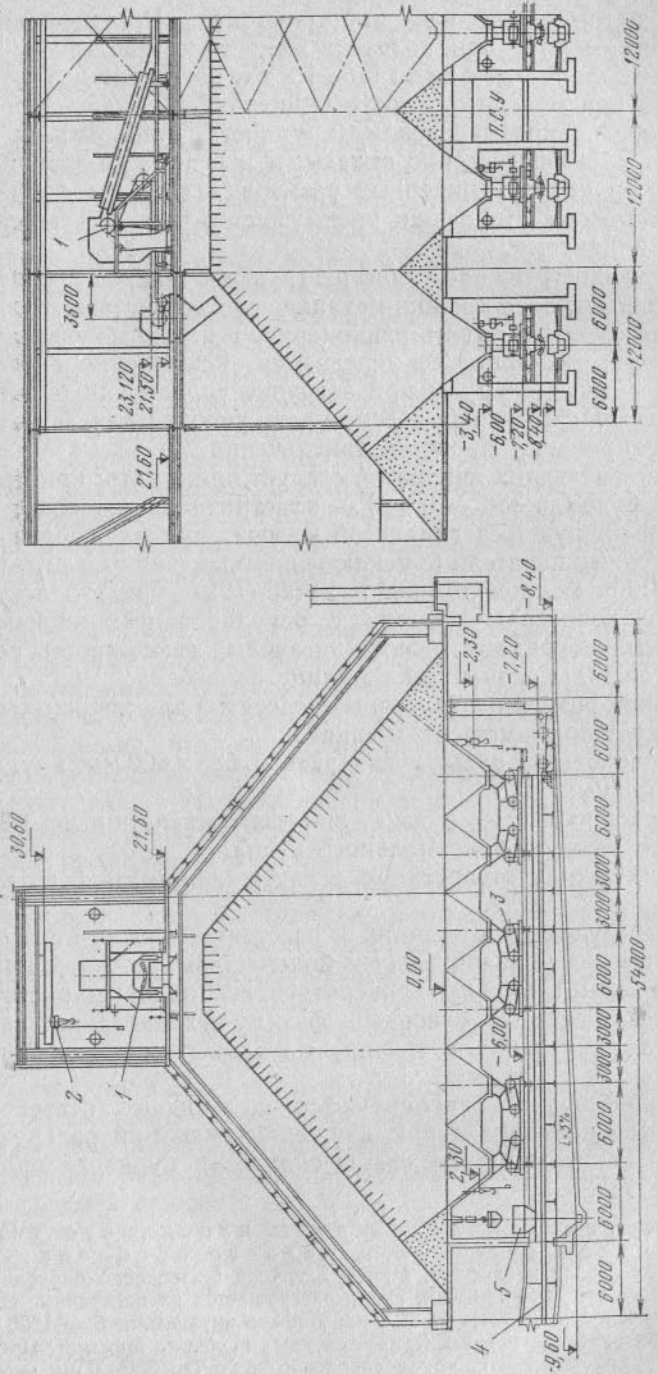


Рис. 92. Склад крупнодробленой руды перед корпусом среднего и мелкого дробления:

1 — конвейер ленточный с барабанной разгрузочной тележкой  $B = 1600$  мм (из корпуса крупного дробления); 2 — край подвештой, электрический, однобалочный  $Q = 5$  т; 3 — ленточный питатель  $B = 1200$  мм; 4 — конвейер ленточный  $B = 1200$  мм; 5 — воронка для разгрузки грейфера



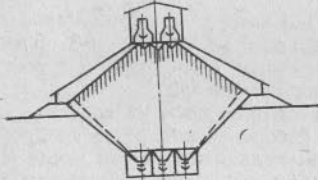
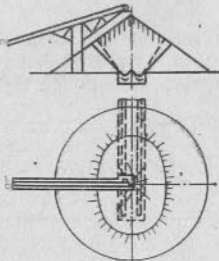
Схема	Характеристика и условия применения
	<p>3.4. То же, но для фабрик большой производительности при двух загрузочных конвейерах, при полезной площади поперечного сечения свыше 250—300 м<sup>2</sup> (полезной вместимости более 350 т на 1 м). При хорошо сыпучей несслеживающейся руде и при использовании склада как распределительного целесообразно исключить сборные продольные конвейеры и устанавливать только поперечные, с шагом до 18 м</p>
	<p>3.5. Напольный открытый склад с точечной загрузкой, с конической формой штабеля, разгрузка 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, не смерзающейся и несслеживающейся, 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 производительностью 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</p>

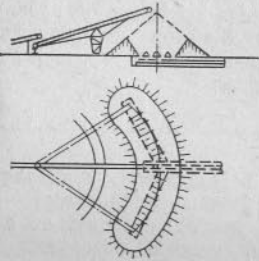

Схема	Характеристика и условия применения
	<p>3.6. То же, загрузка штабеля передвижным штабелеукладчиком с переменным наклоном стрелы, форма штабеля — трехгранная призма с кривизной в плане. Преимущества по сравнению с предыдущим типом (п. 5):</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1. Минимальная высота падения руды при загрузке уменьшает опасность сильного пыления</li> <li>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</li> <li>3. Увеличение длины штабеля позволяет применять склад при 6—10 точках питания</li> </ol> <p>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</p>
	<p><b>Б. Бункера</b></p> <p>3.7. Подвесной 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</p>


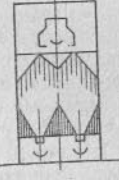
Схема	Характеристика и условия применения
	<p>бункера нельзя применять при плохо сыпучей, слеживающейся руде. Бункер характеризуется высокими технико-экономическими строительными показателями. Как и в любом бункере с однорядной продольной разгрузкой, в параболическом бункере часто проявляется сегрегация руды, происходящая во время загрузки, при этом из бункера периодически разгружается только крупнозернистый материал.</p>
	<p>3.8. Подвесной, 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.</p>
	<p>3.9. Ящичный, с плоским днищем, 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 крупно-кусковых, абразивных, при которых необходима защита конструкции от ударов и износа.</p>

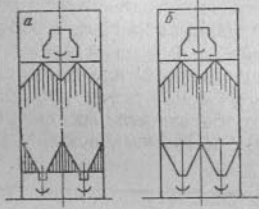
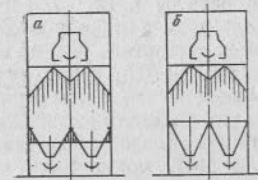
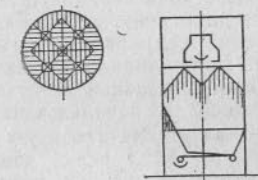
Схема	Характеристика и условия применения
	<p>3.10. Ящичный с плоским днищем (3.10, а) и разгрузочными воронками и ящичный с днищем, состоящим из разгрузочных пирамидальных стальных воронок (3.10, б) — наиболее распространенные типы бункеров в проектах последних лет. Осуществляется одно-, двух-, трех- и четырехрядными 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, продуктов обогащения, включая и концентраты, обогащательных фабрик руд цветных и черных металлов и углей. 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 самоизмельчения 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.</p>



Схема	Характеристика и условия применения
	<p>3.11. Силосный цилиндрический, с плоским дном (рис. 3.11, а) или с разгрузочными воронками (рис. 3.11, 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. Условия выбора силосных бункеров с плоскими дном 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—2,0) вопрос о возможности слеживания и зависания руды приобретает особо важное значение. В отечественной практике силосные бункера обоих типов применены на магнитообогажительных фабриках ЮГОК-2 и Коршуновской.</p>
	<p>3.12. Ящичный, со щелевидной разгрузкой — разгрузочные отверстия расположены в поперечном направлении и выполняются в виде щелей, расширяющихся по направлению движения руды, с соотношением 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.</p>

быть оправдана лишь при хорошо сыпучей, не слеживающейся руде, в других случаях рекомендуется установка пластинчатых питателей. По такой же схеме можно устраивать и склады мелкодробленой руды.

## § 5. ЦЕХИ СРЕДНЕГО И МЕЛКОГО ДРОБЛЕНИЯ

Компоновка оборудования в цехах среднего и мелкого дробления зависит от схемы дробления, производительности фабрики, числа дробилок и грохотов в отдельных операциях, рельефа площадки, общих решений схемы сооружений, наличия или отсутствия склада (или вместимых бункеров) крупнодробленой руды. Последнее условие весьма существенно, так как определяет режим работы цехов, необходимость резервных дробилок, грохотов и конвейеров.

### ТРЕХСТАДИАЛЬНОЕ ДРОБЛЕНИЕ В ОТКРЫТОМ ЦИКЛЕ

На обогащительных фабриках малой и средней производительности при наличии дозирующего устройства перед первой стадией дробления могут применяться безбункерные варианты корпусов среднего и мелкого дробления (рис. 93).

Для достижения большей компактности дробильной установки перед каждой дробилкой рационально устанавливать по одному грохоту (рис. 93, а). Обычно при дроблении в три стадии на дробилку второй стадии устанавливается не более двух дробилок в третьей стадии.

Для уменьшения числа ленточных конвейеров и перегрузок ранее применяли высотные схемы размещения дробилок с самотечным транспортом руды между аппаратами второй и третьей стадий. На вновь проектируемых фабриках высотные схемы расположения дробилок не принимаются.

Корпус среднего и мелкого дробления с самотечным транспортом руды обогащительных фабрик малой и средней производительности (1000—1500 т/сут) показан на рис. 94. Конусные дробилки  $B = 1650$  мм (нижняя — конусная мелкого дробления) расположены каскадно на общем железобетонном фундаменте. Предварительное грохочение перед дробилками выполняется на вибрационных грохотах — по одному на дробилку. Общая высота перепада для обеих стадий дробления от верха барабана конвейера, подающего руду, до нижнего барабана конвейера мелкодробленой руды составляет 20 м.

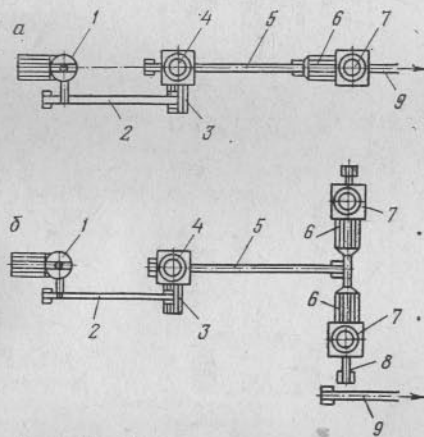
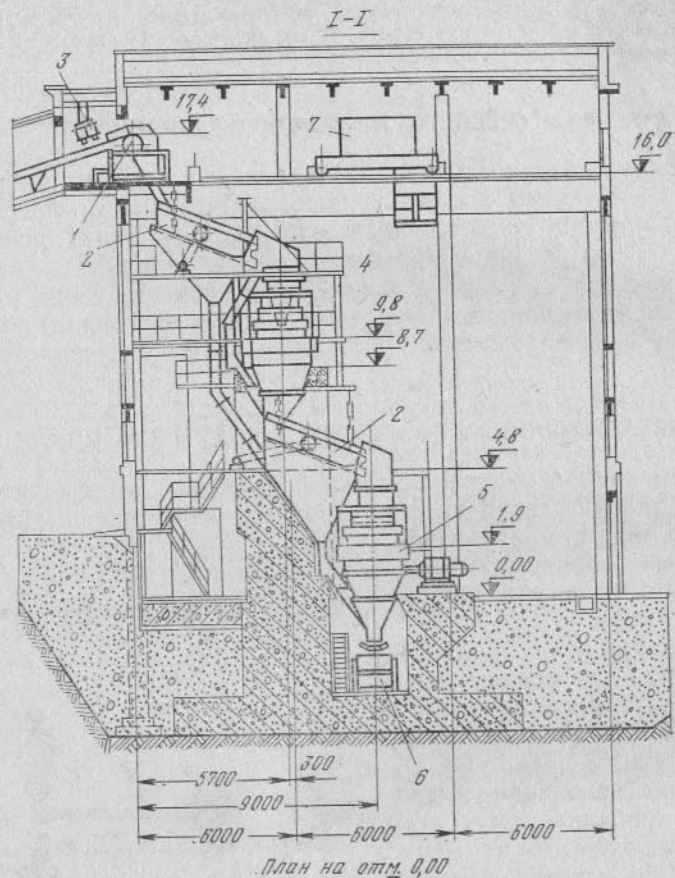


Рис. 93. Схема расположения дробилок и грохотов при дроблении в три стадии без промежуточного бункера:

1 — дробилка первой стадии дробления; 2, 5, 9 — промежуточные конвейеры; 3 и 6 — грохоты; 4 — дробилка второй стадии дробления; 7 — дробилка третьей стадии дробления; 8 — сборный конвейер



План на отм. 0,00

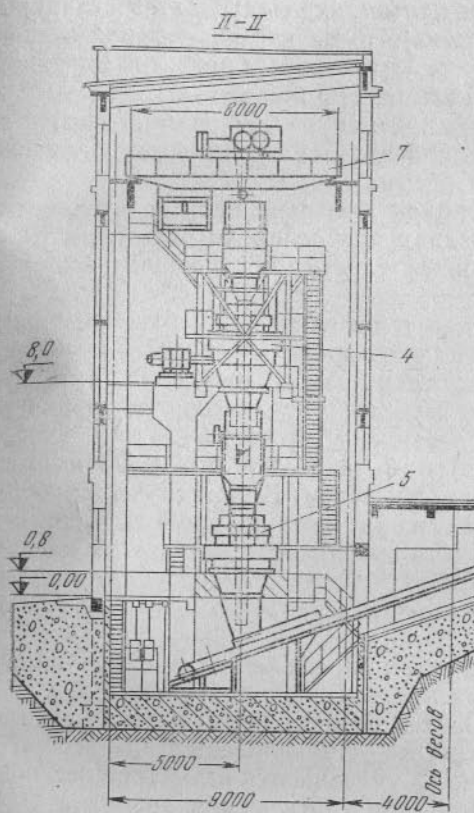
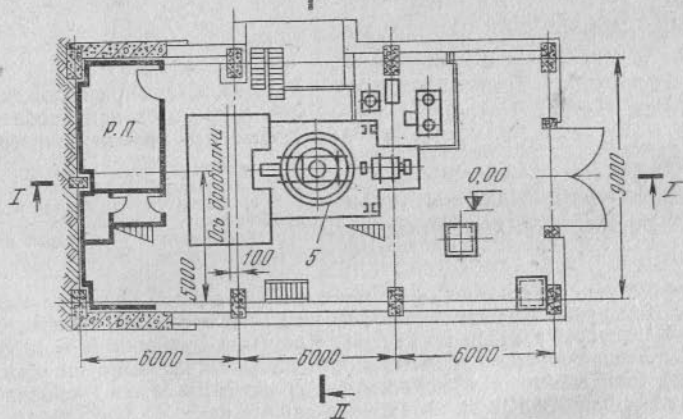


Рис. 94. Корпус среднего и мелкого дробления с каскадным расположением дробилок обогащательных фабрик малой и средней производительности:

1 — конвейер ленточный; 2 — грохоты вибрационные 1250×4000 мм; 3 — железоуловитель; 4 — дробилка конусная среднего дробления  $D = 1650$  мм; 5 — дробилка конусная мелкого дробления  $D = 1650$  мм; 6 — конвейер ленточный; 7 — кран мостовой электрический  $Q = 15/3$  т

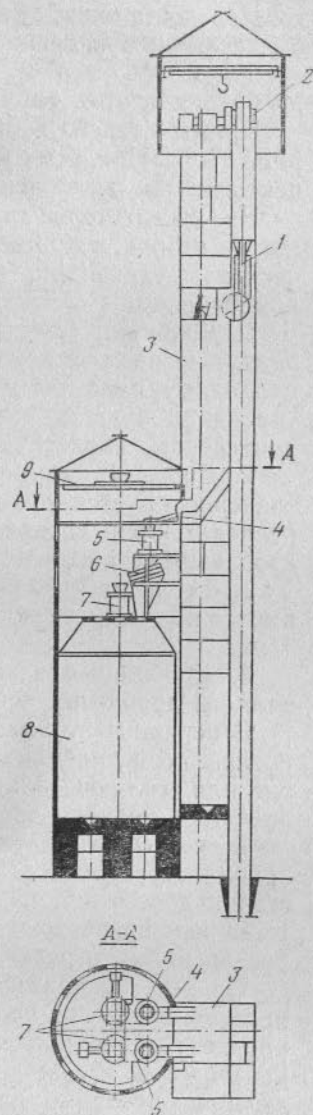


Рис. 95. Корпус среднего и мелкого дробления обогащательной фабрики средней производительности при высоком копре шахты:

1 — скип; 2 — машинное отделение подъема; 3 — приемный бункер вместимостью 1000 т; 4 — питатель вибрационный; 5 — конусная дробилка среднего дробления  $D = 1650$  мм; 6 — грохот вибрационный; 7 — дробилка конусная мелкого дробления; 8 — бункер дробленой руды вместимостью 6000 т; 9 — вращающийся мостовой кран



При расположении обогатительной фабрики средней производительности на шахте, увеличивая высоту копра, можно легко создать достаточный перепад в отметках между шахтным скиповым бункером и бункером дробленой руды для размещения каскада дробилок среднего и мелкого дробления (дробилки крупного дробления в этом случае размещаются под землей).

Пример такой компоновки корпуса дробления показан на рис. 95\*. При этом из цепи аппаратов дробильного отделения исключаются ленточные конвейеры.

На обогатительных фабриках большой производительности, где во второй и третьей стадиях дробления устанавливаются по несколько дробилок, возможны следующие основные варианты компоновки.

1. Дробилки группируются в параллельно работающие агрегаты, в каждом из которых на одну дробилку среднего дробления приходится одна или две дробилки мелкого дробления. Транспортирование руды в каждом агрегате осуществляется ленточным конвейером, аналогично показанному на рис. 93.

2. Дробилки группируются в такие же агрегаты, но руда транспортируется по желобам самотеком. В этом случае дробилки располагаются каскадно. Если на каждую дробилку среднего дробления установлено по одной дробилке, то получаются каскады 1 : 1, а если на каждую дробилку среднего дробления устанавливаются по две дробилки мелкого дробления, то получаются каскады 1 : 2.

3. Дробилки среднего дробления связываются с дробилками мелкого дробления через распределительные бункера.

В первом и втором вариантах размещения дробилок при остановке любой дробилки в агрегате останавливается или весь агрегат, или его производительность уменьшается вдвое (при остановке дробилки мелкого дробления, при соотношении дробилок 1 : 2).

В третьем варианте схема получается более гибкой, с любой из дробилок второй стадии может работать любая дробилка третьей стадии дробления, поэтому можно установить меньше дробилок, тогда как по первому и второму вариантам необходимо резервировать целый агрегат.

На рис. 96 показана схема размещения дробилок среднего и мелкого дробления по третьему варианту в одном здании на одном уровне. Крупнодробленая руда из склада подается параллельными конвейерами на две дробилки среднего дробления. Системой конвейеров дробленый продукт и нижний класс грохотов подаются в распределительные бункера перед дробилками мелкого дробления. Из бункеров среднедробленая руда питателями подается на грохоты перед дробилками мелкого дробления. Дробленый продукт и просев грохотов выводятся из корпуса сборным конвейером.

Это решение компактно, все дробилки обслуживаются одним краном, в корпусе одна ремонтно-монтажная площадка. Приблизительно по такой схеме построено дробильное отделение ЮГОК-1.

Однако при таком варианте размещения дробилок работа всех дробилок мелкого дробления зависит от конвейеров, подающих руду в распределительные бункера. При одной линии конвейеров и производительности обогатительной фабрики свыше 30—40 тыс. т/сут транспорт становится недостаточно надежным, кроме

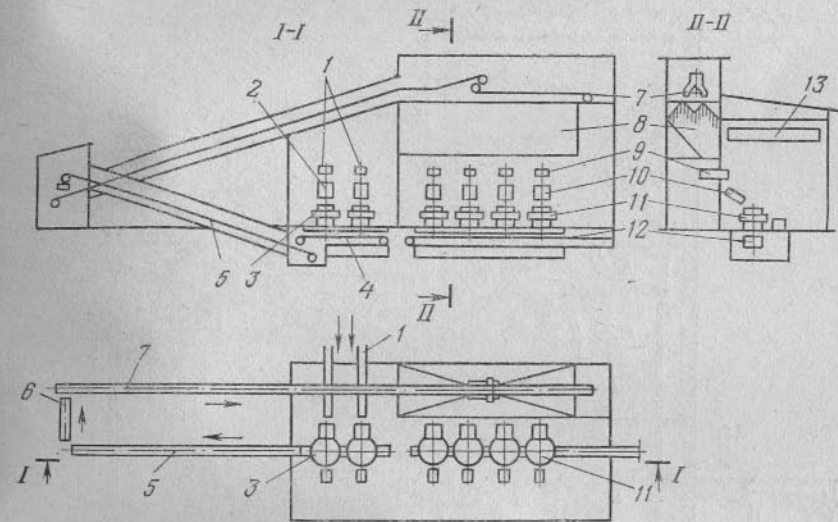


Рис. 96. Схема размещения дробилок среднего и мелкого дробления в одном здании, перед дробилками мелкого дробления устроены распределительные бункера:

1 — конвейеры крупнодробленой руды; 2 — грохоты перед дробилками среднего дробления; 3 — конусные дробилки среднего дробления; 4—7 — конвейеры среднедробленой руды на распределительные бункера; 8 — распределительные бункера; 9 — питатели; 10 — грохоты перед дробилками мелкого дробления; 11 — конусные дробилки мелкого дробления; 12 — сборный конвейер дробленой руды; 13 — мостовой кран

того, этот вариант затрудняет возможность расширения цеха дробления вследствие ограниченной производительности конвейера и трудностей, связанных с установкой дополнительных дробилок среднего дробления.

По третьему варианту компоновки можно разместить дробилки среднего и мелкого дробления в разных корпусах и связать их конвейерами. Корпус мелкого дробления для такого варианта показан на рис. 97.

Конвейеры, связывающие цехи среднего и мелкого дробления, в этом примере дублированы и поэтому возможна очень большая производительность. Установка двух сборных конвейеров под общим рядом дробилок вызвала бы дополнительную потерю высоты на распределение руды и утяжелила бы конструкцию фундаментов

\* Дробление и измельчение на фабрике Оутокумпу. «Обогащение руд», 1958, № 4.

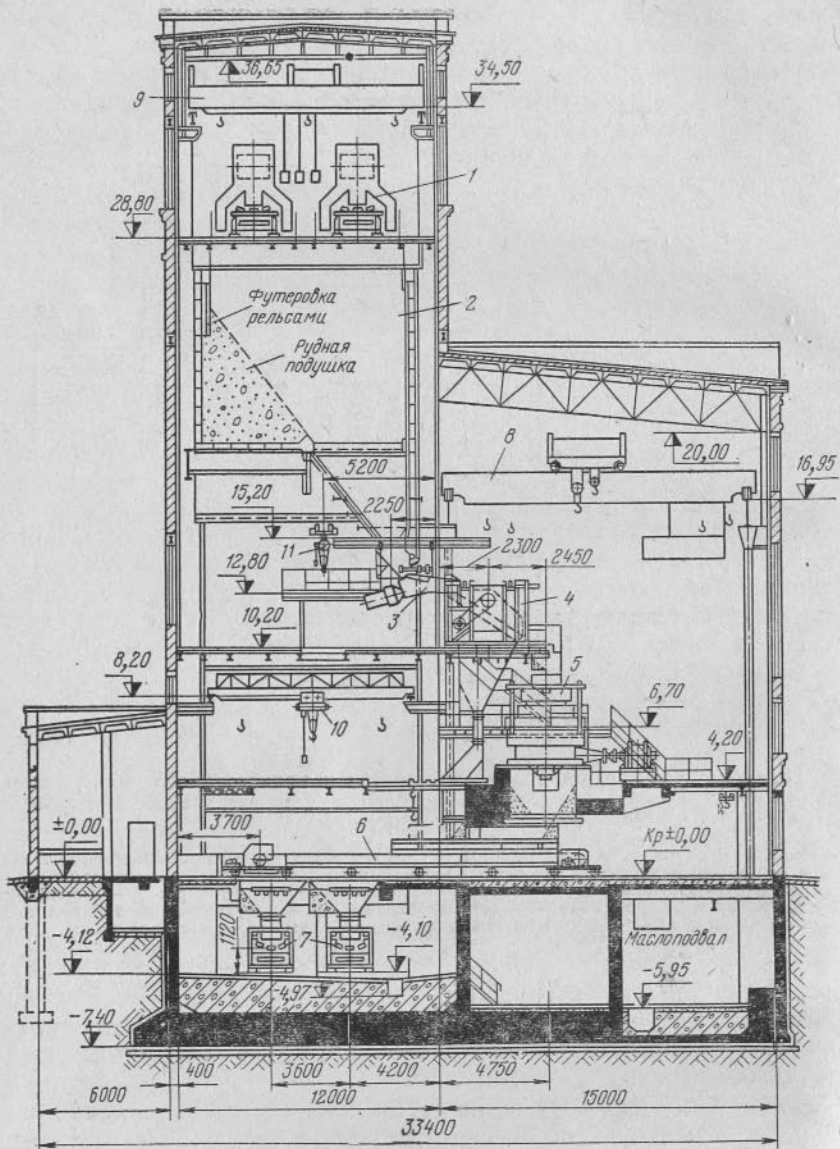


Рис. 97. Корпус мелкого дробления обогатительной фабрики большой производительности с распределительными бункерами перед дробилками:

1 — конвейер среднедробленой руды с разгрузочной тележкой; 2 — распределительный бункер; 3 — электровибрационный питатель; 4 — вибрационный грохот; 5 — конусная дробилка мелкого дробления  $D=2200$  мм; 6 — катуный конвейер; 7 — сборный конвейер мелкодробленой руды; 8 — кран мостовой электрический  $Q=30/5$  т; 9 — то же,  $Q=10$  т; 10 — кран-балка электрическая  $Q=5$  т; 11 — электротельфер;

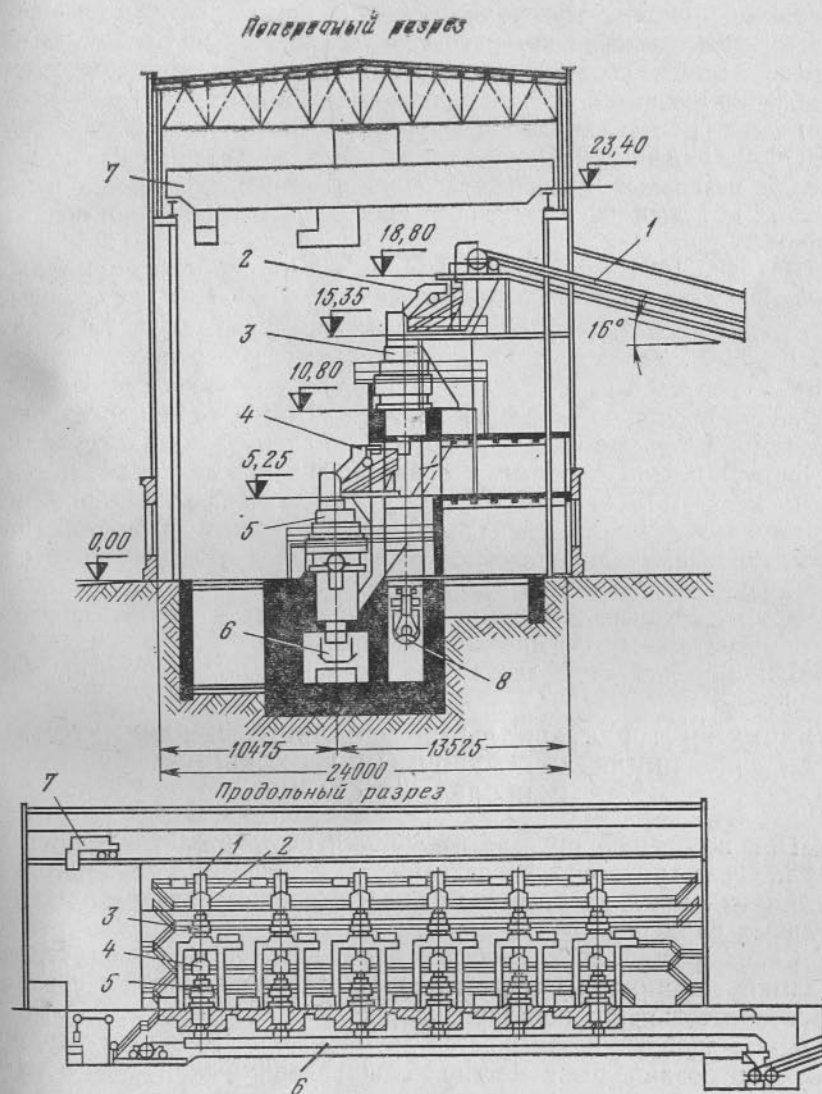


Рис. 98. Корпус среднего и мелкого дробления с каскадным расположением дробилок при соотношении дробилок среднего и мелкого дробления 1 : 1 (фабрика для магнетитовых кварцитов Кривого Рога):

1 и 6 — конвейеры ленточные; 2 и 4 — вибрационные грохоты  $1750 \times 3500$  мм; 3 — конусные дробилки среднего дробления  $D=2200$  мм; 5 — дробилки мелкого дробления  $D=2200$  мм; 7 — кран мостовой электрический; 8 — грейфер для просыпи



под дробилки, поэтому сборные конвейеры дробленой руды вынесены в подбункерный пролет, а дробленая руда из-под каждой дробилки принимается на катучий горизонтальный конвейер, разгрузочная головка которого устанавливается над работающим в данный момент сборным конвейером. Корпуса среднего и мелкого дробления имеют в основном одинаковую компоновку. Так решено отделение среднего и мелкого дробления на апатитовой фабрике АНОФ-2 в г. Апатиты. Однако такое решение, связанное с большим числом резервных конвейеров, с увеличением количества перегрузок и источников пыления, следует соответственно обосновывать.

В 1940—1959 гг. в США был построен ряд обогатительных фабрик с каскадным расположением конусных дробилок среднего и мелкого дробления. Но на вновь проектируемых фабриках каскадному расположению предпочитают размещение дробилок второй и третьей стадий на одном уровне и в одном здании примерно по схеме, приведенной на рис. 96. При этом иногда предусматривают возможность перехода на схему замкнутого цикла в третьей стадии дробления с минимальными доделками.

В 1960—1970 гг. в СССР много обогатительных фабрик построено по варианту каскадного расположения дробилок. При проектировании компоновочное решение следует выбирать после всестороннего сравнения вариантов.

Корпус среднего и мелкого дробления обогатительной фабрики для магнетитовых кварцитов Кривого Рога при соотношении дробилок среднего и мелкого дробления 1 : 1 показан на рис. 98.

#### ДВУХ- И ТРЕХСТАДИАЛЬНОЕ ДРОБЛЕНИЕ В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ, С ПОВЕРОЧНЫМ ГРОХОЧЕНИЕМ В ПОСЛЕДНЕЙ СТАДИИ

При небольшой производительности обогатительной фабрики, когда число грохотов в последней стадии дробления один или два, замкнутый цикл дробления можно осуществить без распределительных бункеров.

Схема размещения дробилок при дроблении в две стадии в замкнутом цикле на обогатительных фабриках малой и средней производительности показана на рис. 99.

Цикл дробления замыкается двумя наклонными конвейерами. Все оборудование расположено в одном здании удлиненной формы. Длину здания можно было бы уменьшить установкой коротких наклонных конвейеров между дробилкой 7 и конвейером 8 и между конвейерами 8 и 5.

Другой вариант размещения дробилок второй и третьей стадий дробления в замкнутом цикле на обогатительных фабриках малой и средней производительности показан на рис. 100. Дробилки установлены рядом, а узел грохочения находится от них на некотором расстоянии.

Если суммарная потеря высоты невелика, то конвейеры получают небольшой длины и оборудование можно расположить в одном здании. В противном случае узел грохочения выносится в самостоятельное здание или применяется маршевая система наклонных конвейеров.

Для компактного расположения оборудования в пределах одного здания необходимо уменьшить потери высоты в узлах грохочения и дробления.

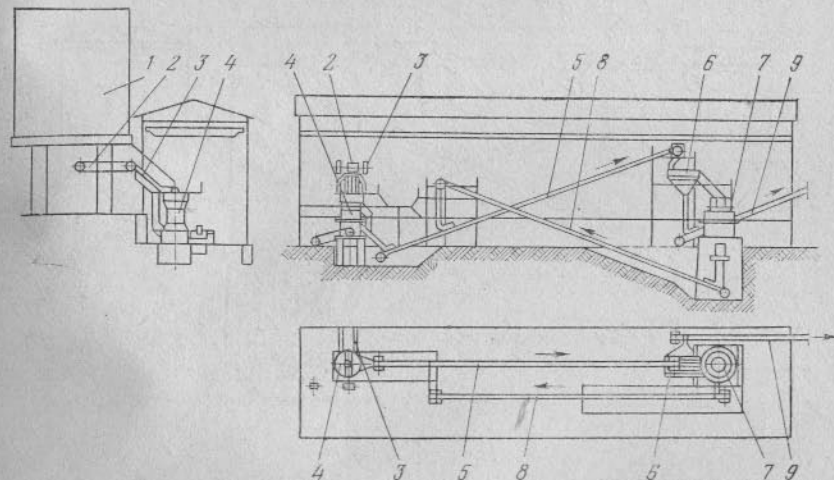


Рис. 99. Схема размещения дробилок при дроблении в две стадии в замкнутом цикле на фабриках малой и средней производительности:

1 — бункер; 2 — пластинчатый питатель; 3 — колосниковый грохот; 4 — конусная дробилка первой стадии дробления; 5 — конвейер ленточный; 6 — вибрационный горизонтальный грохот; 7 — дробилка мелкого дробления; 8 — конвейер обратного продукта; 9 — конвейер готового продукта

чения и дробления. С этой целью желательно в узле грохочения иметь только один грохот, а в узле мелкого дробления — только одну дробилку.

Компактное конструктивное решение корпуса дробления обогатительной фабрики средней производительности (1500—2000 т/сут) при трехстадиальной схеме дробления в замкнутом цикле показано на рис. 101. Схему дробления БАА см. на рис. 15.

Дробильный корпус при такой компоновке весьма прост в строительном отношении и имеет минимальную кубатуру. Обслуживание всех дробилок осуществляется одним мостовым краном. Грохоты размещаются в здании перегрузочного пункта конвейеров. Таким образом, из корпуса, где размещены дробилки, выносятся наиболее пылящее оборудование.

На обогатительных фабриках большой производительности для дробления руды в замкнутом цикле (с поперечным грохочением) устанавливается значительное число грохотов и дробилок. В этих условиях можно применить две схемы размещения оборудования: а) распределительные бункера, грохоты и дробилки уста-

навливаются в одном здании, образуя один сложный компоновочный узел, при этом подъем оборотного продукта производится двухмаршевой или трехмаршевой системой наклонных конвейеров; б) распределительные, называемые ситовыми, бункера и грохоты выносятся в отдельное здание, а в корпусе среднего дробления устанавливаются одни дробилки, при этом материал между корпу-

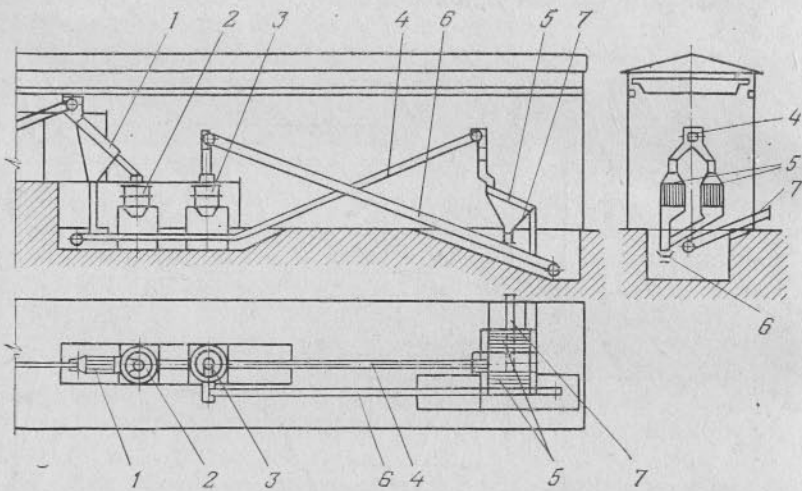


Рис. 100. Схема размещения дробилок второй и третьей стадий дробления на фабриках малой и средней производительности:

1 — грохоты; 2 — дробилка второй стадии дробления; 3 — дробилка третьей стадии дробления; 4 — конвейер ленточный; 5 — вибрационные грохоты; 6 — конвейер оборотного продукта; 7 — конвейер готового продукта

сом дробления и корпусом грохочения транспортируется системой встречных наклонных конвейеров.

Схема размещения дробилок и грохотов второй и третьей стадий дробления в замкнутом цикле в одном корпусе на обогатительных фабриках большой производительности показана на рис. 102.

Крупнодробленая руда конвейером подается во вторую стадию дробления. Она может загружаться в дробилку через бункер, питатели и грохоты, как показано на схеме, или же непосредственно с конвейера на грохоты. При загрузке руды через бункер или склад можно поставить несколько дробилок второй стадии дробления. При прямой подаче руды из корпуса крупного дробления на грохоты одним конвейером число этих дробилок не может быть больше двух.

Дробилки третьей стадии дробления установлены на одном уровне и в одну линию с дробилками второй стадии. Дробленая руда из всех дробилок собирается общим конвейером. Далее руда перегружается на станцию двумя наклонными конвейерами и распределительным конвейером подается в бун-

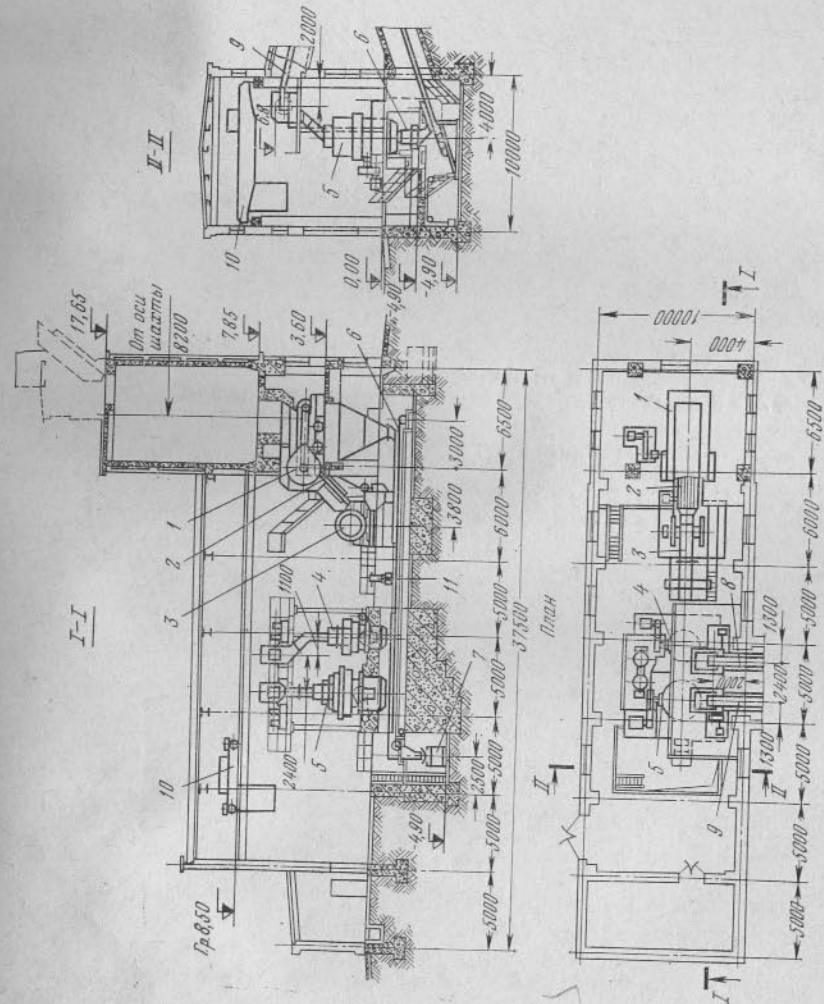


Рис. 101. Корпус дробления обогатительной фабрики средней производительности при трехстадийном дроблении в замкнутом цикле:

1 — питатель пластинчатый; 2 — грохот колосниковый; 3 — дробилка щековая 500 × 800 мм; 4 — дробилка конусная среднего дробления  $D = 1650$  мм; 5 — дробилка мелкого дробления  $D = 2100$  мм; 6 и 7 — конвейеры ленточные сборной руды; 8 — конвейер крупнодробленой руды; 9 — то же, среднедробленой руды; 10 — кран мостовой  $Q = 10$  т; 11 — железоразделитель



кер, под которым установлены грохоты. Верхний продукт грохотов конвейерами возвращается в дробилки третьей стадии дробления, а нижний поступает на сборный конвейер и далее подается в цех измельчения. По этой схеме при условии достаточной производительности конвейеров можно разместить любое число дробилок,

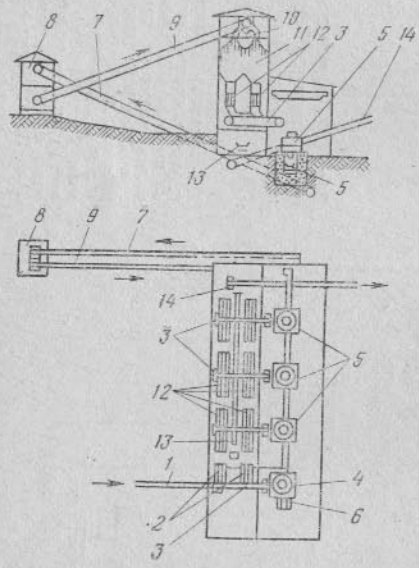


Рис. 102. Схема размещения дробилок и грохотов второй и третьей стадий дробления в замкнутом цикле в одном корпусе:

1 — конвейер крупнодробленой руды; 2 — грохоты перед дробилкой среднего дробления; 3 — конвейеры в дробилки; 4 — дробилка среднего дробления; 5 — дробилки мелкого дробления; 6 — конвейер сборный; 7 — конвейер промежуточный; 8 — перегрузочный узел; 9 — конвейер промежуточный; 10 — конвейер распределительный над бункерами; 11 — бункер; 12 — грохоты замкнутого цикла; 13 и 14 — конвейеры дробленой руды

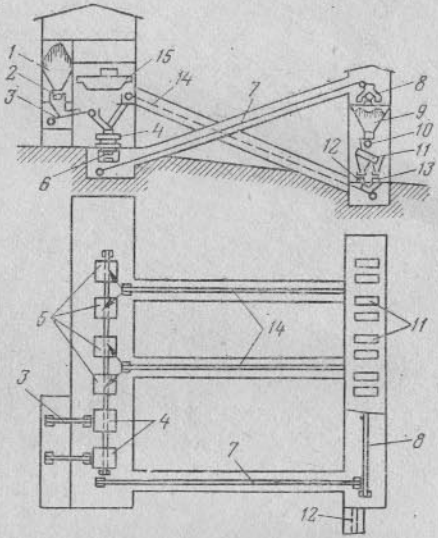


Рис. 103. Схема размещения дробилок второй и третьей стадий дробления в замкнутом цикле и грохотов в отдельных корпусах:

1 — бункер крупнодробленой руды; 2 — пластинчатый питатель; 3 — конвейер ленточный; 4 — конусные дробилки среднего дробления; 5 — конусные дробилки мелкого дробления; 6 — конвейер сборный; 7 — конвейер на ситовые бункера; 8 — конвейер распределительный; 9 — ситовые бункера; 10 — питатели барабанные; 11 — грохоты вибрационные; 12 — конвейер готового продукта; 13 — сборные конвейеры верхнего продукта грохотов; 14 — конвейеры оборотного продукта; 15 — кран мостовой электрический

причем на каждую дробилку третьей стадии дробления можно установить по четыре или по два грохота.

Подобная схема размещения оборудования для дробления и грохочения в одном корпусе применяется на многих обогатительных фабриках, например Джезказганской, Зырянской, Алтынтопканской, Каджаранской и других, а также на некоторых зарубежных фабриках.

В отношении компактности конструктивного решения и сокращения объема зданий данная схема имеет преимущества перед другими схемами. Главный ее недостаток — концентрация оборудования и многочисленных перегрузок руды в одном здании, что

приводит к большому пылевыведению и ухудшению санитарных условий труда и ремонтного обслуживания грохотов в корпусе дробления. Здесь должны быть проведены эффективные мероприятия для борьбы с пылью — увлажнение руды для уменьшения пылевыведения, герметизация мест перегрузок и усиленная аспирация с надежной пылеочисткой отсасываемого воздуха, общая вентиляция помещения, смыв водой пыли с полов и стен корпуса.

При большой производительности обогатительной фабрики (свыше 10 000 т/сут) система конвейеров оборотного продукта получается громоздкой, так как в цикле циркулирует приблизительно 250—280 % продукта по отношению к массе исходной руды.

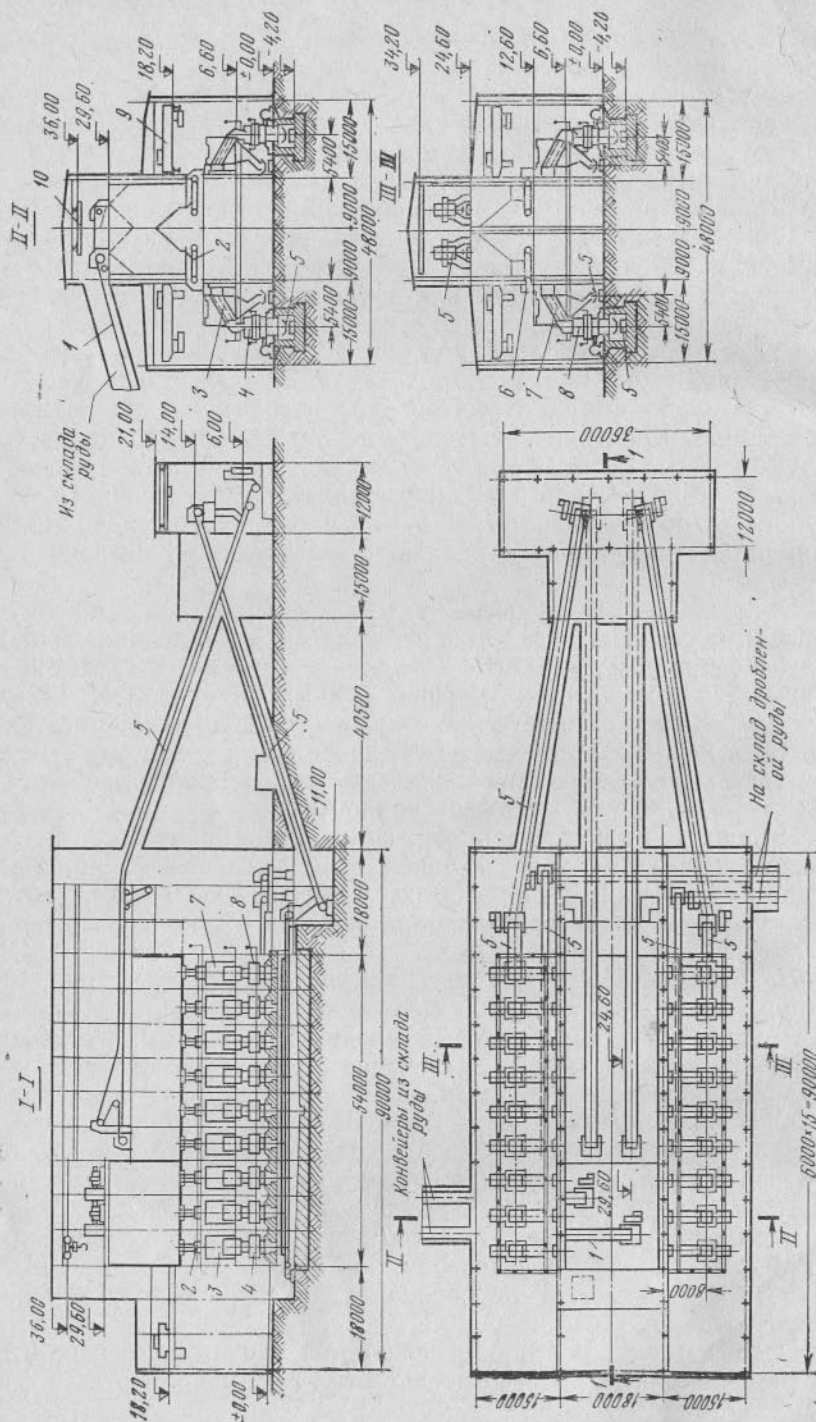
Схема размещения дробилок второй и третьей стадий дробления в замкнутом цикле и грохотов в отдельных корпусах на обогатительных фабриках большой производительности показана на рис. 103. Конструктивные узлы в этом варианте проще — они разукрупнены. В обоих корпусах меньше мест пылевыведения, и здесь легче обеспечить нормальные санитарные условия труда и ремонтного обслуживания грохотов. К настоящему времени эти обе принципиальные схемы компоновки значительно усовершенствованы.

В первой схеме размещение всех операций в одном корпусе благодаря освоению грохотов с площадью грохочения до 15 м<sup>2</sup> стало возможным сократить их количество — с 4-х грохотов на одну конусную дробилку размером 2200 мм (по схеме рис. 102) до одного грохота. Соответственно сокращается количество питателей и точек пыления, расстояния между дробилками может быть уменьшено с 9 до 6 м. Грохоты можно вынести в пролет дробилок и обслуживать общим мостовым краном,

На рис. 104 приведено проектное решение корпуса среднего и мелкого дробления перспективной обогатительной фабрики для медно-порфировых руд производительностью 80 000 т/сут, расчетная часовая производительность по оригинальному питанию 3900 т.

Нагрузка на конвейеры петли замкнутого цикла (см. рис. 104, поз 5) 7500 т/ч, т. е. почти 200 % исходной руды. Крупность исходной руды 350 — 0 мм, готовый продукт 12 — 0 мм. Установка перед дробилками КСД двухситного грохота позволяет уже в начале процесса вывести до 12—15 %, а на некоторых рудах до 20 % готового класса 12 — 0 мм. Все оборудование от конвейеров из склада крупнодробленой руды до конвейеров, подающих готовый продукт в бункера (или склад), перед измельчением поступает в два симметричных независимых потока, как бы две секции. Это обеспечит в строительстве очередность, а в эксплуатации фабрики позволяет организовать оптимальный режим работы плано-предупредительного ремонта (ППР), возможна также переработка двух сортов руды.

Подобное компоновочное решение может быть применено и на фабриках меньшей производительности. Так, например, для фаб-



рики производительностью до 40 000 т/сут (9—12 млн. т в год) достаточно осуществить одну секцию. Три дробилки среднего дробления могут загружаться конвейерами непосредственно из склада крупнодробленой руды и можно не предусматривать бункеров в корпусе.

Компоновка безусловно целесообразна для фабрик производительностью 2—3 млн. т в год и выше.

В рассмотренной компоновке, как обычно, грохота расположены над дробилками мелкого дробления, что соответствует схеме с совмещенными операциями предварительного и поверочного грохочения в третьей стадии дробления. При этом нагрузка на конвейеры петли замкнутого цикла достигает при твердых рудах до 300 % массы исходной руды.

Существенно изменяется нагрузка на конвейеры при схеме с отдельными операциями предварительного и поверочного грохочения, которая достигается установкой грохотов под дробилками среднего и мелкого дробления.

На рис. 105 представлена подобная компоновка корпуса среднего и мелкого дробления, как второй вариант проектного решения корпуса, описанного выше (рис. 104), при совершенно равных исходных положениях. В этом варианте грохоты расположены под дробилками мелкого и среднего дробления, что позволяет выделять готовый класс 12 — 0 мм на один сборный конвейер во всех операциях дробления и грохочения.

Нагрузка на конвейеры петли замкнутого цикла в этом варианте составляет только 3800 т/ч (98 % исходного питания) против 7500 т/ч в варианте компоновки по рис. 104. Ширину ленты конвейеров можно сократить с 1600 до 1400 мм или уменьшить скорость ленты. На конвейеры поступает только продукт крупностью 70 — 12 мм, без мелочи, что существенно уменьшает пылеобразование при перегрузках, при загрузке и разгрузке бункеров перед дробилками мелкого дробления, качественно улучшаются условия автоматического регулирования загрузки этих дробилок.

Все это — безусловные преимущества компоновки с расположением грохотов под дробилками.

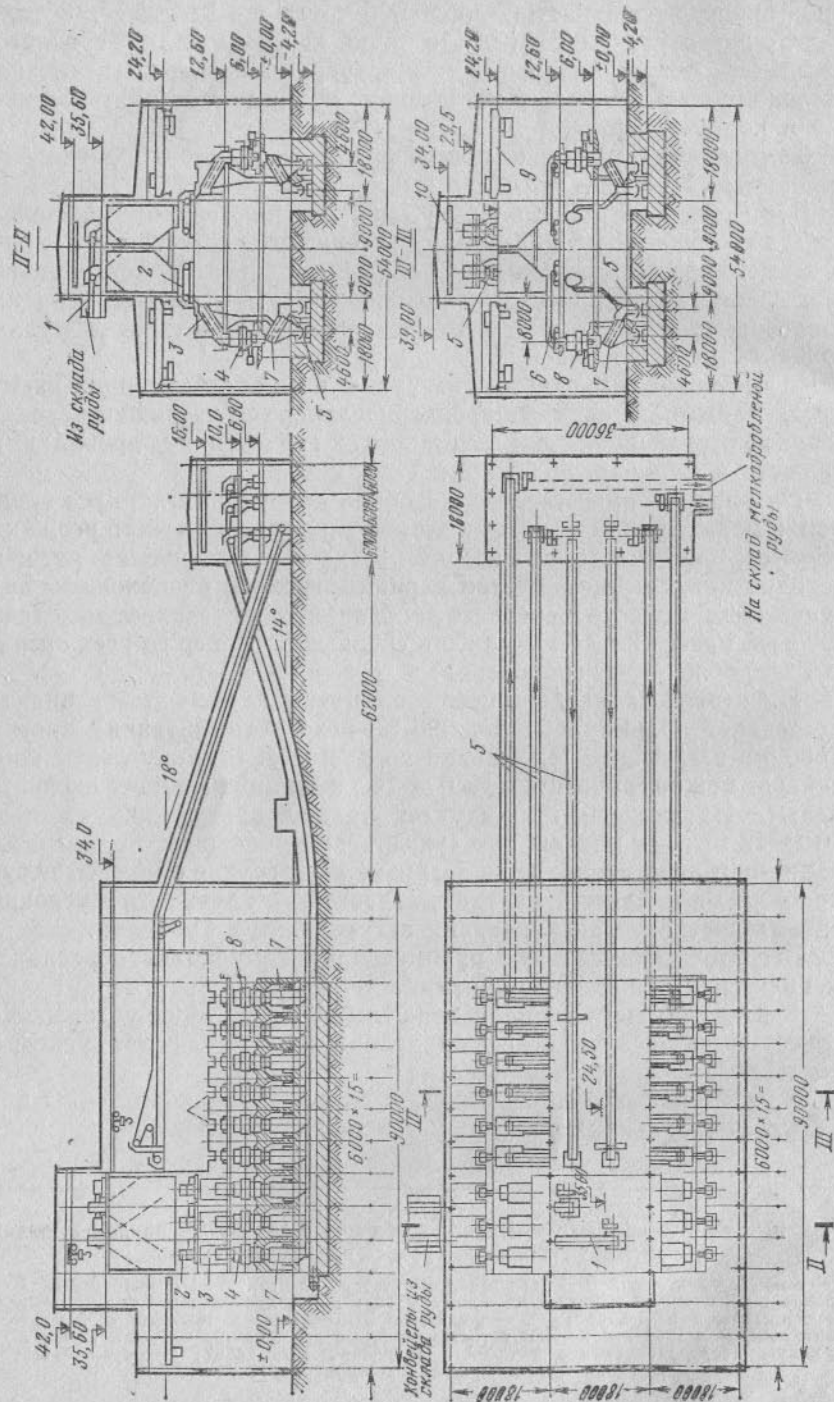
К недостаткам этого варианта относится некоторое усложнение конструкций фундаментов под дробилки и ухудшение условий ремонтного обслуживания грохотов.

Прогрессивным направлением в совершенствовании этого варианта компоновки может быть установка дробилок на виброизоля-

Рис. 104. Корпус среднего и мелкого дробления с замкнутым циклом в стадии мелкого дробления, грохота над дробилками:

- 1 — конвейер ленточный  $B = 1600$  мм; 2 — питатель пластинчатый  $B = 1500$  мм; 3 — грохот вибрационный двухдечный, площадь 15 м<sup>2</sup>; 4 — дробилка конусная для среднего дробления КСД-2200 Гр; 5 — конвейеры ленточные  $B = 1600$  мм; 6 — питатель ленточный  $B = 1600$  мм; 7 — грохот вибрационный двухдечный, площадь 12 м<sup>2</sup>; 8 — дробилка короткоконусная для мелкого дробления КМД-2200Т; 9 — кран мостовой 30 т; 10 — кран-балка подвесная 10 т





торах (на подвесках или эластичных плитах), что позволяет осуществить фундаменты столбчатого (рамного) типа и существенно улучшить условия эксплуатации и ремонта грохотов под дробилками. Принципиальное решение установки дробилок среднего и мелкого дробления на виброизоляторах показано на рис. 106. Компоновка корпуса среднего и мелкого дробления с грохотами под дробилками получила широкое распространение в зарубежной практике и осуществлена на фабриках Миши, Сиеррита, Тайрон (США), Палабора (ЮАР), Колонн (Чили), Куахоне (Перу), Сар-Чешмех (Иран) и др. В отечественной практике грохоты под дробилками были впервые установлены на Норильской фабрике еще в 1948 г., а в последнее время на фабриках НГОКа (вторая очередь строительства), Костомушского ГОКа.

По второй схеме (см. рис. 103) при размещении грохотов в отдельном здании и при сооружении перед дробилками третьей стадии распределительных бункеров отдельные грохоты или их группы не связываются с определенной дробилкой. Этим достигается большая гибкость в использовании оборудования и имеется возможность предусмотреть большую площадь грохотов на одну дробилку, что может оказаться необходимым при мелком дроблении, например до 8—10 мм или при плохой грохотимости руды, обусловленной повышенной влажностью (может быть сезонной) или неблагоприятными физическими свойствами. При этой схеме руда из корпуса грохочения в распределительные бункера перед дробилками подается одним потоком. Схема имеет также преимущество в части создания автоматического регулирования питания дробилок, поскольку в них поступает руда без мелочи.

Такой вариант компоновки по эксплуатационным условиям может конкурировать с вариантом размещения дробилок и грохотов в одном здании, но всегда будет уступать ему по капитальным затратам, так как необходимо строительство двух сложных зданий вместо одного, с самостоятельными подсобными службами — ремонтными площадками, электрическими и сантехническими устройствами, с большим штатом обслуживающего персонала. Вариант можно рекомендовать главным образом для фабрик большой производительности для неблагоприятных, по физическим характеристикам трудно грохотимых руд.

На рис. 107, 108 показаны корпуса дробления и грохочения фабрики Бугенвиль (Папуа—Новая Гвинея), введенной в эксплуатацию в 1974 г.

Рис. 105. Корпус среднего и мелкого дробления с замкнутым циклом в стадии мелкого дробления, грохота под дробилками:

1 — конвейер ленточный  $B = 1600$  мм; 2 — питатель пластинчатый  $B = 1500$  мм; 3 — грохот вибрационный двухдечный с площадью  $15$  м<sup>2</sup>; 4 — дробилка конусная для среднего дробления КСД-2200 Гр; 5 — конвейеры ленточные  $B = 1400$  мм; 6 — питатель ленточный  $B = 1600$  мм; 7 — грохот вибрационный двухдечный с площадью  $12$  м<sup>2</sup>; 8 — дробилки короткоконусные для мелкого дробления КМД-2200 Т; 9 — кран мостовой  $30$  т; 10 — кран-балка подвесная  $10$  т

Фабрика перерабатывает медно-порфиновые руды со средним содержанием меди 0,47%. В 1978 г. фабрика достигла производительности 95 000 т/сут.

Корпус среднего и мелкого дробления сконструирован по двухпоточной схеме, с размещением дробилок в среднем пролете, на общем фундаменте. Установлено

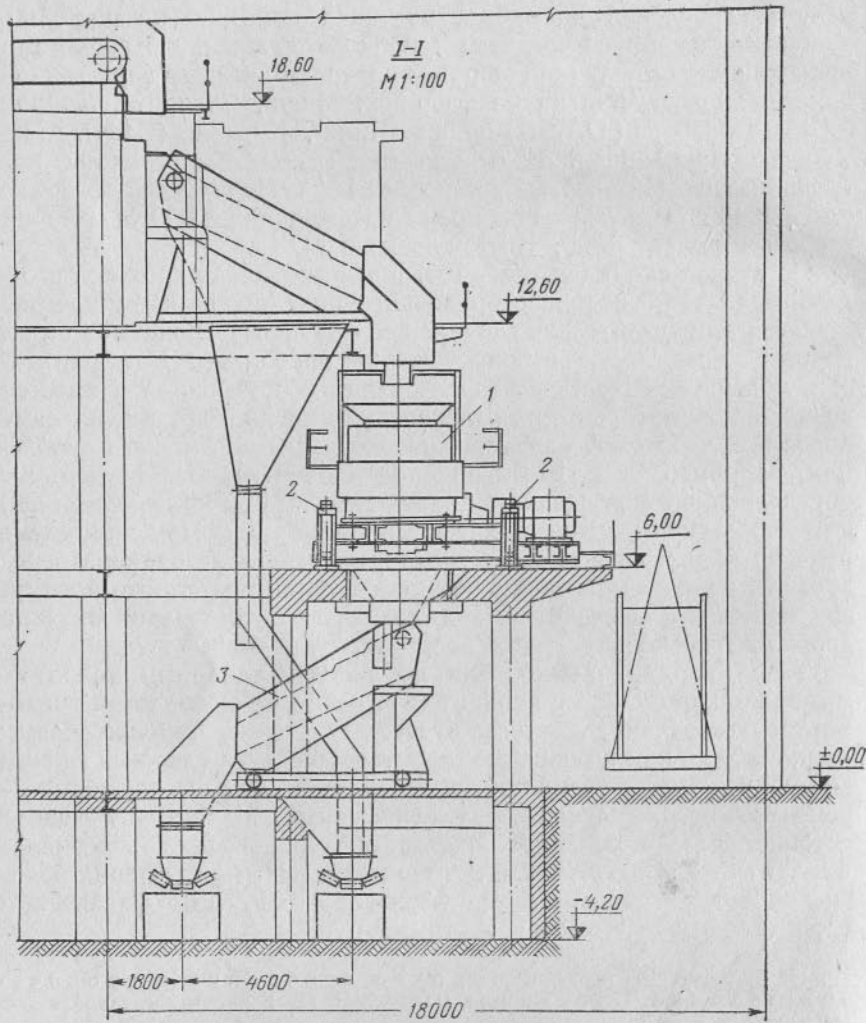


Рис. 106. Схема установки дробилок среднего и мелкого дробления на виброизоляторах:

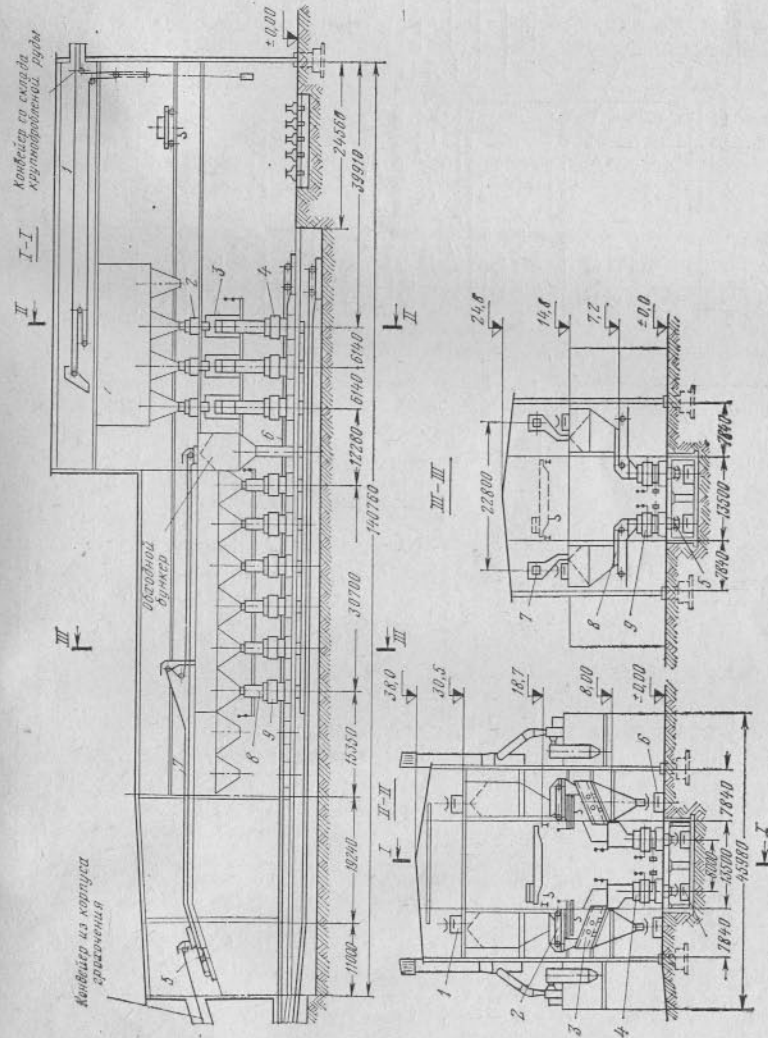
1 — дробилка; 2 — виброизоляторы (подвески или эластичные плиты); 3 — грохот на откатной раме

восемь конусных дробилок среднего дробления  $D = 2135$  мм, по четыре дробилки в ряду и четырнадцать конусных дробилок мелкого дробления, с резервом вдвигания еще для двух дробилок.

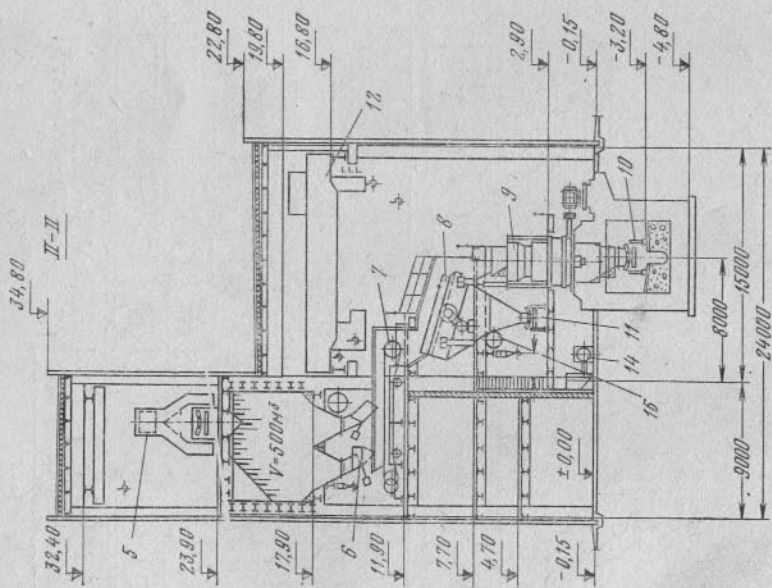
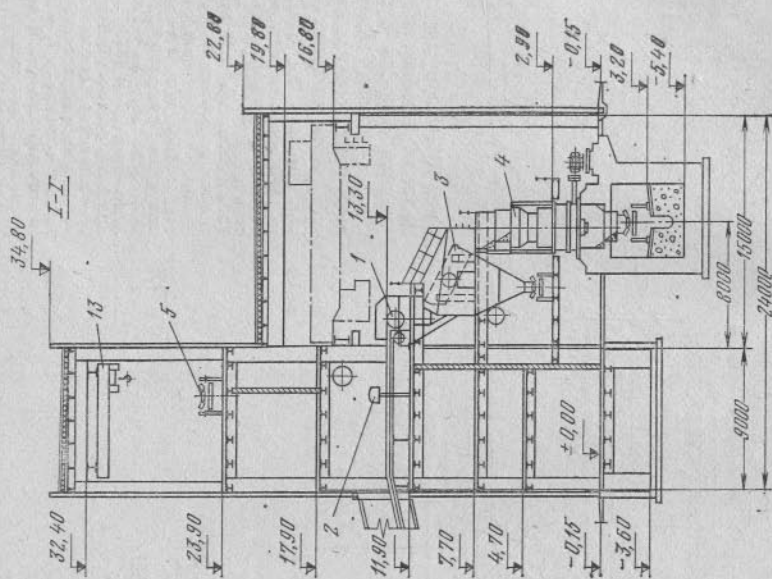
Корпус грохочения сконструирован также по двухрядной схеме, с размещением распределительных бункеров и грохотов в среднем пролете ( $9 \times 2 = 18$ ), а два

Рис. 107. Корпус среднего и мелкого дробления флотационной фабрики Бугенвиль (Папуа—Новая Гвинея) большой производительности для медных руд

1 — конвейер ленточный  $B = 1370$  мм с передним гофрированным барабаном; 2 — планчатый питатель  $1370 \times 4570$  мм с переменной скоростью движения ленты; 3 — грохот вибродвижной  $2440 \times 6100$  мм; 4 — дробилка конусная среднего дробления  $D = 2135$  мм; 5 — конвейер ленточный  $B = 1370$  мм; 6 — конвейер ленточный  $B = 914$  мм; 7 — конвейер ленточный  $B = 1370$  мм с барабанной разгрузочной тележкой; 8 — питатель ленточный  $B = 1220$  мм; 9 — дробилка конусная мелкого дробления  $D = 2135$  мм







боковых пролета (по 9,6 м) предназначены для конвейеров оборотного продукта и подъемно-транспортных средств (подвесных кранов) для ремонтного обслуживания грохотов и питателей. Аспирационные устройства размещены в открытых пристройках к боковым пролетам.

На рис. 109, 110 показаны основные компоновочные узлы корпуса среднего и мелкого дробления отечественной фабрики для руд цветных металлов. Дробилки мелкого дробления работают в замкнутом цикле с грохотами, расположенными в том же здании.

Примером размещения операций среднего и мелкого дробления с замкнутым циклом в одном здании может служить корпус фабрики Сиеррита (штат Аризона, США). Фабрика для порфировой медной руды с содержанием меди 0,32 % эксплуатируется с 1970 г. и к 1978 г. достигла производительности 83 500 т/сут (рис. 111).

Корпус скомпонован по однолинейной (однорядной) схеме: четыре конусные дробилки среднего дробления типа «Гидрокон» размером 2135 мм и десять дробилок для мелкого дробления, также типа «Гидрокон» 2135 мм размещены в одном пролете (13,4 м), над одним сборным конвейером  $B = 1830$  мм.

Принята схема раздельного предварительного и поверочного грохочения, т. е. грохоты расположены перед дробилками среднего дробления и под дробилками среднего и мелкого дробления. Именно эта схема и позволила осуществить и удачно эксплуатировать однолинейную компоновку корпуса при производительности конвейеров петли замкнутого цикла 3500—3700 т/ч.

При значительном содержании в руде мелочи с глинистыми примазками часто выявляется необходимость дробить руду с промывкой, несмотря на существенное усложнение технологической схемы и условий труда.

Обычно промывка производится на грохотах предварительного грохочения перед средним дроблением. Промывка в крупном дроблении применяется главным образом при обработке труднопромывистых руд, например марганцевых и железных.

В компоновочном отношении среднее и мелкое дробление с промывкой наиболее удобно осуществить при каскадном расположении дробилок, с соотношением дробилок по стадиям 1 : 1. В такой компоновке наиболее полно проявляются преимущества гравитационного, самотечного сопряжения аппаратов.

На рис. 112, 113 приведены схема цепи аппаратов и поперечный и продольный разрезы корпуса среднего и мелкого дробления одной отечественной фабрики для полиметаллических руд\*

Рис. 109. Корпус среднего и мелкого дробления с замкнутым циклом в стадии мелкого дробления флотационной фабрики для медных руд (разрезы, план см. рис. 110):

- 1 — конвейер ленточный  $B = 1200$  мм из склада руды; 2 — весы конвейерные  $B = 1200$  мм; 3 — грохот инерционный  $1750 \times 3500$  мм; 4 — дробилка конусная ККД-2200;
- 5 — конвейер ленточный  $B = 1400$  мм с разгрузочной тележкой; 6 — воронка, затвор ручной; 7 — конвейер-питатель  $B = 1200$  мм; 8 — грохот инерционный  $2500 \times 5000$  мм;
- 9 — дробилка конусная КМД — 2200 мм; 10 — конвейер ленточный, сборный  $B = 1400$  мм; 11 — конвейер ленточный (готового продукта)  $B = 1200$  мм; 12 — кран мостовой электрический  $Q = 30/5$  т; 13 — кран подвесной электрический  $Q = 5$  т; 14 — насос песковый 8ПС-10; 15 — насос песковый вертикальный для дренажа; 16 — аспирационный коллектор

\* Обогащение руд, 1962, № 1, с. 24—28.

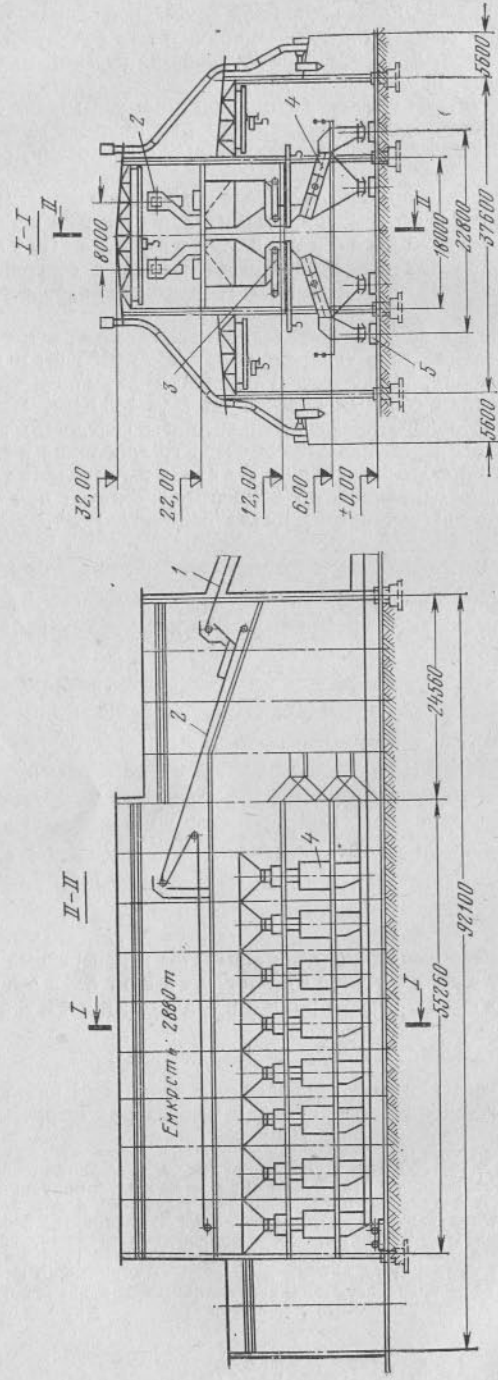


Рис. 108. Корпус грохочения флотационной фабрики Бугенвиль (Папуа—Новая Гвинея) большой производительности для медных руд.

1 — конвейер ленточный  $B = 1830$  мм; 2 — конвейер ленточный  $B = 1830$  мм с разгрузочной тележкой; 3 — питатель ленточный  $B = 2130$  мм; 4 — грохот вибрационный  $2440 \times 6100$  мм с площадью грохочения  $15$  м<sup>2</sup>; 5 — конвейер в корпус II и III стаций дробления

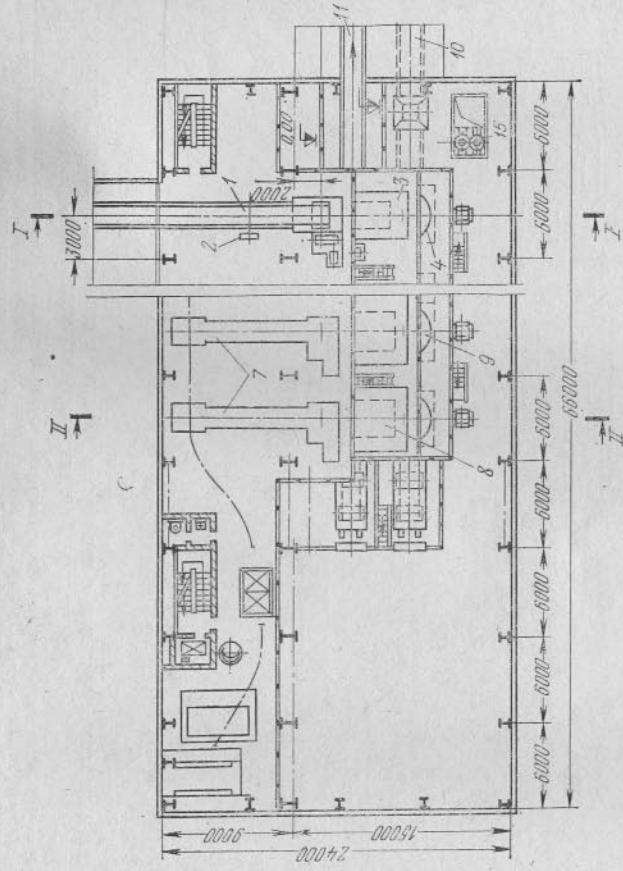


Рис. 110. Корпус среднего и мелкого дробления с замкнутым циклом в стадии мелкого дробления (план, обозначения см. рис. 109)



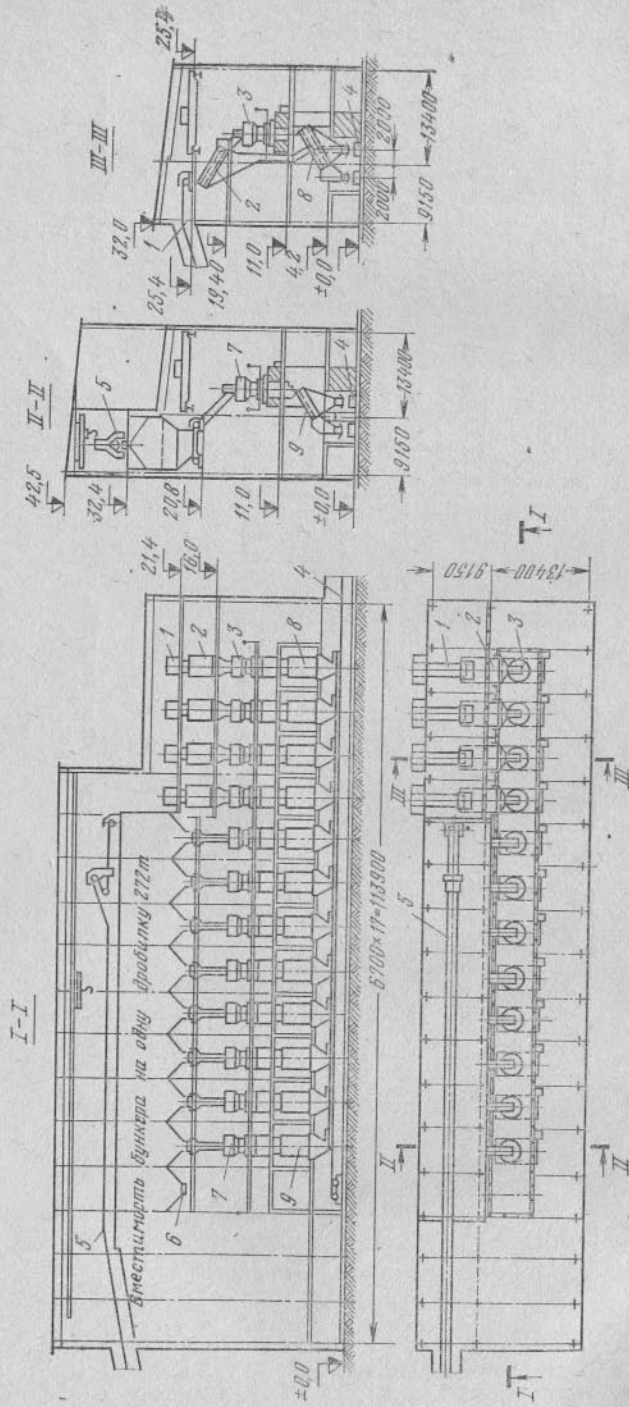


Рис. 111. Корпус среднего и мелкого дробления с замкнутым циклом в стадии мелкого дробления флюгационной фабрики для медных руд большой производительности:

1 — конвейер ленточный  $B = 1220$  мм с конвейерными весами и металлоуплотнителем; 2 — грохот вибраторный двухситный  $1830 \times 4270$  мм; 3 — грохот вибраторный ленточный  $B = 1830$ ; 4 — конвейер ленточный  $B = 1830$ ; 5 — конвейер ленточный  $B = 1220$  мм; 6 — питатель ленточный  $B = 1220$  мм; 7 — дробилка «Гидрокон» для мелкого дробления; 8 — грохот вибраторный односитный  $2440 \times 6100$  мм с площадью грохочения  $15 \text{ м}^2$ ; 9 — грохот вибраторный односитный  $2440 \times 6100$  мм с площадью грохочения  $15 \text{ м}^2$

Рис. 112. Схема цепи аппаратов корпуса среднего и мелкого дробления с промывкой руды на грохотах:

1 — лотковый питатель тяжело-го типа; 2 — грохот 173-Гр; 3 — грохот 172-Гр; 4 — дробилка КСД-2200; 5 — дробилка КМД-2200; 6 — двухспиральный классификатор  $D = 2400$  мм; 7 — песковый насос; 8 — гидрорциклон  $D = 500$  мм; 9 — сгуститель  $D = 30$  мм; 10 — песковый насос

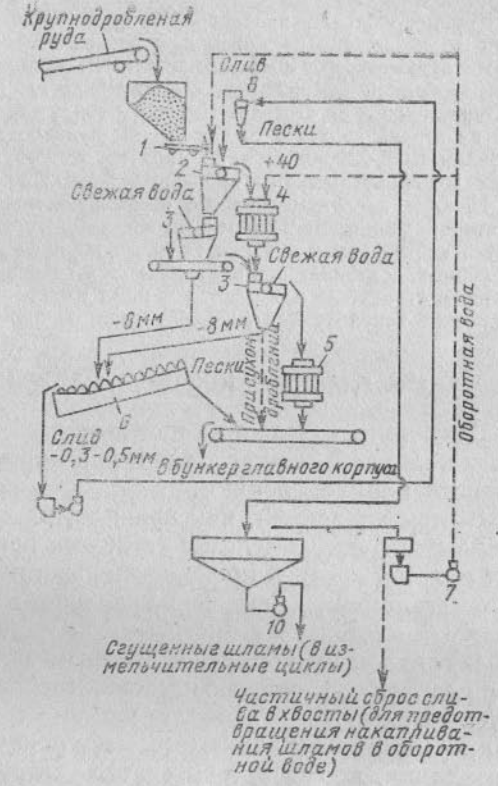
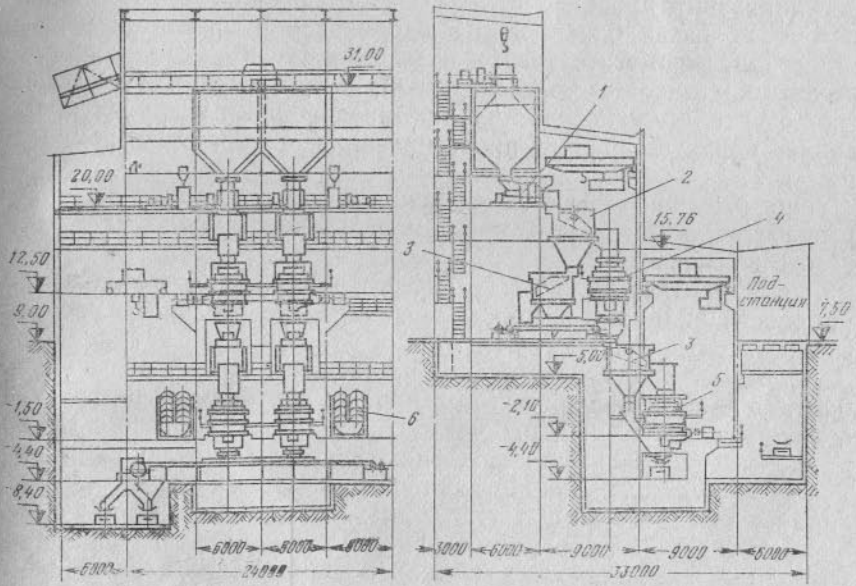


Рис. 113. Корпус среднего и мелкого дробления с промывкой руды на грохотах (поперечный и продольный разрезы, обозначения см. на рис. 112).



Крупнодробленая руда конвейером подается в бункер небольшой вместимости во избежание слеживания и зависания.

Из бункера руда лотковым питателем тяжелого типа подается на грохот перед дробилкой КСД-2200 мм, сюда же подается первая порция воды — сливы гидроциклонов и сгустителя. Нижний продукт грохота уже мытой руды поступает на второй грохот с сеткой 10 мм, куда подается свежая вода. Разгрузка дробилки КСД-2200 и верхний продукт второго грохота поступают на грохот перед дробилкой мелкого дробления КМД-2200 мм.

Нижние продукты грохотов обезвоживаются в двух спиральных классификаторах диаметром 2400 мм, пески которых вместе с разгрузкой КМД подаются конвейером в бункер главного корпуса как готовый продукт.

Слив классификаторов направляется в гидроциклоны, пески которых уплотняются в сгустителе и подаются в цикл измельчения. Сливы гидроциклонов и сгустителя используются как оборотная вода.

## § 6. ГЛАВНЫЕ КОРПУСА ФЛОТАЦИОННЫХ ФАБРИК

Цехи (или отделения) измельчения и флотации почти всегда размещаются в одном здании, которое получило название — главный корпус фабрики.

В этом же здании, как правило, расположены бункера мелкодробленой руды, отделение сгущения промпродуктов, а на фабриках малой и средней производительности — и цех обезвоживания, включающий сгущение, фильтрование, а иногда и сушку концентратов.

В главном же корпусе часто размещают отделение приготовления реагентов, хвостовые насосные (первого подъема) и ряд вспомогательных служб — наиболее мощные трансформаторные подстанции, ремонтно-механические мастерские, бытовые и конторские помещения, а с развитием систем автоматического контроля и регулирования признано целесообразным располагать и помещения АСУ. Такая блокировка в одном здании производственных отделений, вспомогательных и подсобных служб имеет много преимуществ и считается целесообразной, но при условии обеспечения всех санитарно-гигиенических, противопожарных и других требований норм и правил проектирования промышленных предприятий.

При решении задачи удешевления стоимости строительства — разработке проектов отделений измельчения должно уделяться особое внимание.

Конкурирующие способы измельчения (рудоподготовки) до крупности 0,2 мм для фабрик большой производительности следующие (см. также главу IV, § 4):

1) одностадиальное измельчение мелкодробленой руды (10 — 0 мм, 15 — 0 мм) в шаровых мельницах с центральной разгрузкой объемом свыше 100 м<sup>3</sup>, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами (спиральные классификаторы не устанавливаются или используются как скальпирующие для выделения и транспортирования в мельницу крупных классов);

2) двухстадиальное измельчение мелкодробленой руды (15 — 0 мм, 20 — 0 мм) в стержневых мельницах, работающих в открытом

цикле и в шаровых, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами;

3) рудное мокрое самоизмельчение крупнодробленой руды 350 — 0 мм, в мельницах типа «Каскад», с интенсификацией процесса путем загрузки шаров до 6—8 % объема (полусамозмельчение) и доизмельчение продукта рудного самоизмельчения в шаровых или рудогалечных мельницах. В отдельных случаях с дроблением фракций критической крупности.

### ОТДЕЛЕНИЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В СТЕРЖНЕВЫХ И ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦАХ

В зависимости от схемы измельчения, типа и числа мельниц в секции, классифицирующего оборудования, требуемого фронта флотации, а также в зависимости от рельефа и грунтовых условий площадки строительства может применяться однорядная или двухрядная компоновка с поперечным, продольным или смешанным расположением мельниц.

На рис. 114 показаны схемы однорядного расположения: *a* — при одностадиальном измельчении оси мельниц перпендикулярны оси бункера. Мельницы замкнуты с гидроциклонами, предусмотрены бутары на разгрузке мельниц для вывода скрапа шаров и самых крупных классов руды. Достоинства схемы — простота и четкость, небольшой пролет мельничного зала, удобство обслуживания;

*b*) те же условия, что и для случая *a*, но мельницы замкнуты с односпиральным скальпирующим классификатором, контрольная классификация выполняется в гидроциклонах. Достоинства те же, что и в случае *a*, но обеспечивается более надежная работа насосов и гидроциклонов. Недостаток — громоздкость классификаторов, которые занимают много места в пролете;

*в* — оси мельниц параллельны оси бункера, технологическая схема повторяет вариант *a*. Достоинство — малый пролет здания при некотором увеличении его длины. Применяется при малом числе мельниц. Увеличение длины (фронта) мельничного зала может упростить согласование длины отделения флотации с отделением измельчения;

*г* — двухстадиальное измельчение со стержневой мельницей в первой стадии, вторая мельница в замкнутом цикле с гидроциклонами. Пролет здания должен быть несколько больше, чем по варианту *a*, так как для загрузки стержней должно быть оставлено место перед горловиной мельницы. На твердых рудах в разгрузке стержневой мельницы может оказаться много крупных классов и тогда классификацию можно провести в два приема: из них первый на дуговых ситах (или гидроциклонах), другой в гидроциклонах;

*д* — на малых фабриках при числе мельниц до 5 может быть целесообразным замыкание мельниц с классификаторами. Недостаток — большую площадь пролета измельчения занимают классификаторы.



При двухстадиальных схемах измельчения со стержневыми мельницами может оказаться рациональным расположить мельницы в два ряда (рис. 115):

а — при двух шаровых мельницах на одну стержневую удается при компактной установке выделить место для загрузки стержней.

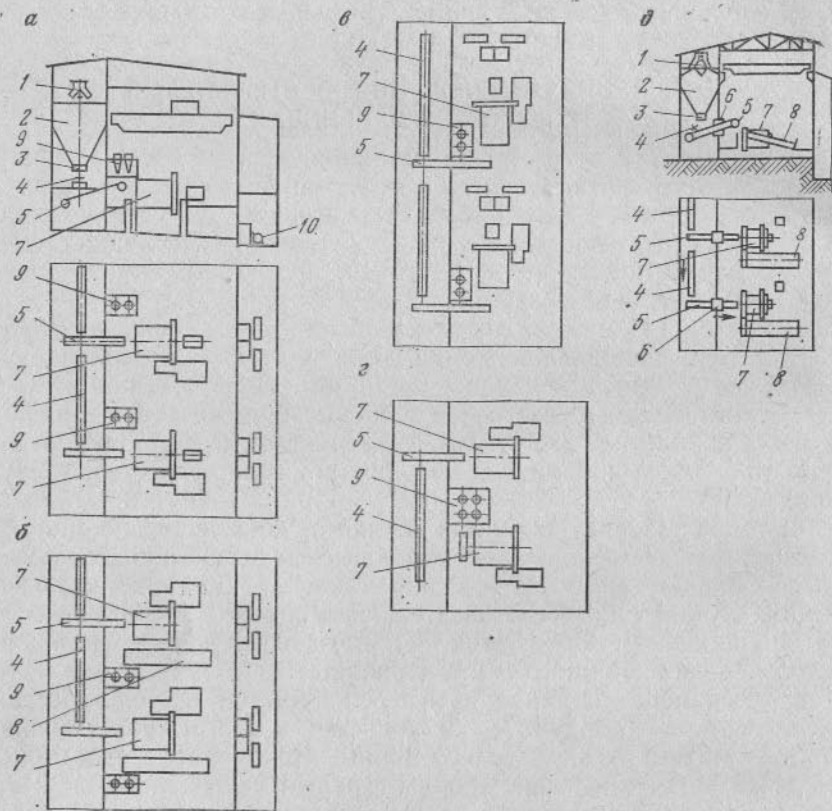


Рис. 114. Схемы размещения оборудования в цехе измельчения при расположении мельниц в один ряд:

1 — сбрасывающая тележка конвейера; 2 — бункер; 3 — питатели; 4 — сборный конвейер; 5 — наклонный конвейер; 6 — конвейерные весы; 7 — мельницы; 8 — классификаторы; 9 — гидроциклоны; 10 — песковые насосы; 11 — бутара на мельнице

Ось стержневой мельницы параллельна оси бункера, оси шаровых перпендикулярны;

б — площадка для загрузки стержней выделена между двумя шаровыми мельницами. Недостаток — получаются свободные площади по сторонам от стержневой мельницы. В отдельных случаях можно использовать эти площадки для электрораспределительных будок, но едва ли рационально низкие помещения выгораживать под краном. По схеме б решен мельничный пролет на ЮГОК-II;

в — Т-образная компоновка, оси стержневых мельниц перпендикулярны оси бункера, а оси шаровых — параллельны бункеру. Разгрузка всех мельниц повернута к центру узла из-за удобства сбора материала в зумпф насоса для подачи в гидроциклоны.

В связи с освоением шаровых мельниц большого диаметра следует устанавливать на одну стержневую одну шаровую мельницу приблизительно двойного объема по сравнению со стержневой. В этом случае компоновка упрощается и возможно однорядное расположение мельниц.

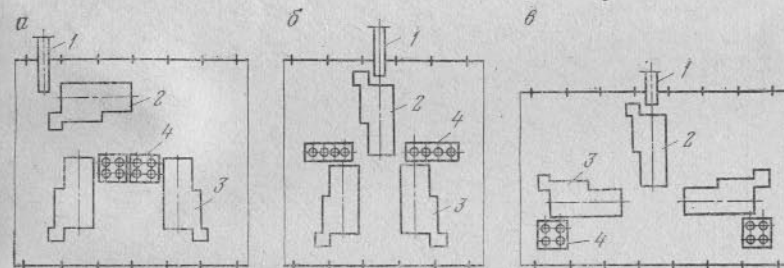


Рис. 115. Схемы размещения оборудования в цехе измельчения при расположении мельниц в два ряда:

1 — конвейер руды в мельницу; 2 — стержневая мельница (на схеме а может устанавливаться шаровая мельница); 3 — шаровая мельница; 4 — гидроциклоны

Практически проверены разные схемы размещения оборудования в пролете измельчения. Для фабрик с одной секцией измельчения признана лучшей Т-образная компоновка (рис. 115, в). Для многосекционных фабрик лучше схема, при которой получается достаточная по размерам рабочая площадка перед стержневой мельницей без расширения пролета (см. рис. 115, а). При установке гидроциклонов по такой компоновке можно все мельницы расположить на одном уровне.

Классификаторы в замкнутом цикле с мельницами применяют только в первой стадии измельчения на обогатительных фабриках малой производительности. На больших фабриках, где устанавливается много мельниц, для экономии площади пролета измельчения и снижения капитальных затрат во всех операциях классификации ставят гидроциклоны.

Иногда разгрузку мельниц подают в классификатор заведомо малых размеров с тем, чтобы получить весьма грубый слив и выделить малое количество крупных песков, возвращаемых в мельницу, так называемый скальпирующий классификатор. Слив классификатора насосом подают в гидроциклоны на контрольную классификацию, т. е. получают схему Д, см. с. 83.

Для снижения расхода энергии на подачу слива мельницы в классификатор и песков классификатора в мельницу стремятся цикл мельница — классификатор замкнуть самотеком. При этом

должны выдерживаться минимально допустимые уклоны желобов слива мельницы в классификатор и песков в мельницу.

Размеры, определяющие взаимное положение мельницы и классификатора, определяются построением эпюры замыкания цикла (рис. 116).

Расстояние  $A$  между осью мельницы и осью классификатора определяется по габаритам машины, зазор между кожухом венца мельницы и корытом классификатора принимается около 150—

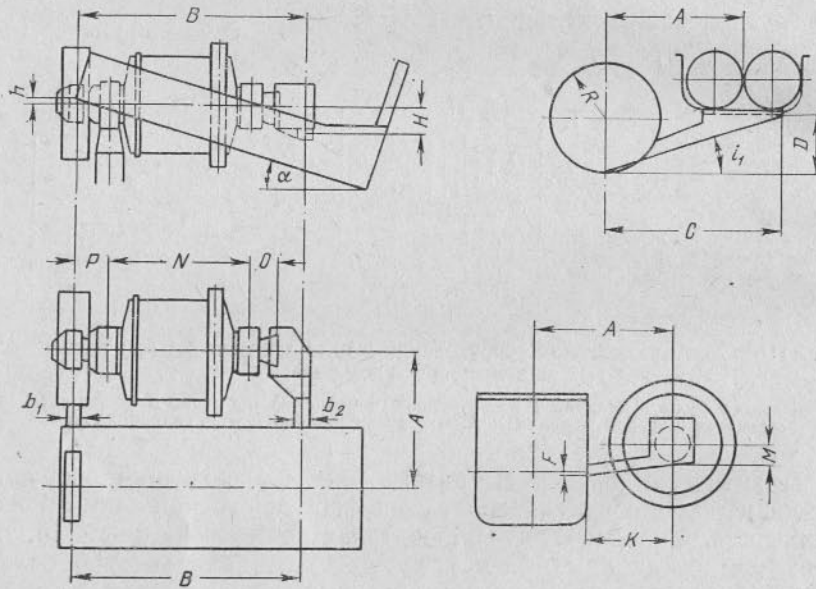


Рис. 116. Эпюра самотечного замыкания мельницы с двухспиральным классификатором

200 мм. Линию днища желоба песков строят под принятым углом наклона из нижней точки вертикального диаметра окружности, описанной радиусом  $R$  черпака улиткового питателя мельницы.

Днище желоба слива мельницы подводят к классификатору на 100—200 мм ниже уровня зеркала пульпы (размер  $F$ ). Расстояние  $M$  от дна желоба слива до оси мельницы назначают таким, чтобы между кромкой разгрузочной горловины мельницы и дном желоба был зазор не менее 50 мм.

Для улавливания мелких шаров и скрапа на разгрузочной цапфе мельницы следует укреплять барабанные грохоты-бутары из листовой стали с отверстиями 10—20 мм. На потоках слива классификаторов предусматривают устройства для улавливания и удаления щепы из пульпы.

Параллельно работающие гидроциклоны подсоединяют к насосу через трубу-коллектор двумя способами. Если коллектор горизонтальный, то ряд гидроциклонов образует так называемую

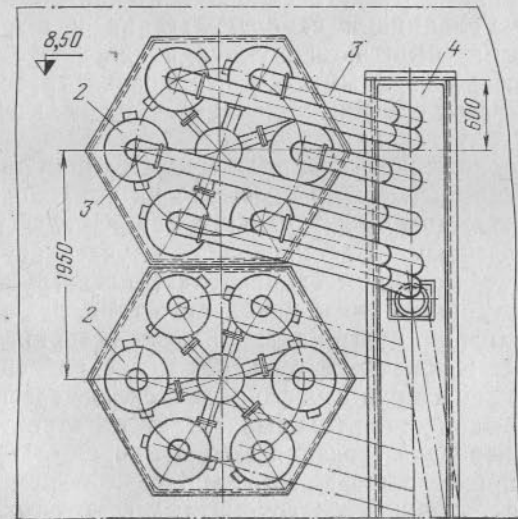
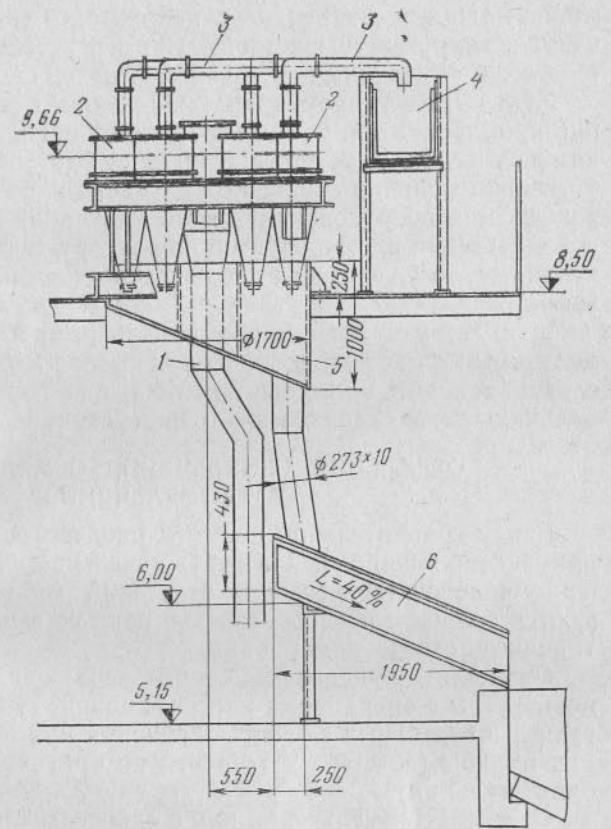


Рис. 117. Установка двух батарей гидроциклонов «звездой»:

- 1 — питающая труба от насоса; 2 — гидроциклоны 350 мм; 3 — сливные трубы; 4 — сборный желоб слива; 5 — сборная кольцевая коробка песков; 6 — желоб песков в коробку питателя мельницы



елочку. При вертикальном коллекторе гидроциклоны размещаются вокруг него «звездой». Пример установки гидроциклонов «звездой» у мельницы показан на рис. 117.

Мельницы с гидроциклонами, предназначенные для измельчения промпродуктов, устанавливаются в пролете цеха измельчения или же на нижнем уступе здания цеха флотации. Выбор места для установки мельниц зависит от их числа и размера, а также и от размещения оборудования в цехе флотации. Если мельницы для доизмельчения промпродуктов по размеру такие же, как и рудные мельницы, то удобно их все собрать в одном пролете цеха измельчения.

Если для измельчения промпродуктов требуется одна или две мельницы малых размеров, то при выборе места для их установки следует исходить из условия наименьших перекачек пульпы. Эти мельницы устанавливают на нижнем уступе здания цеха флотации.

#### ОТДЕЛЕНИЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ С МЕЛЬНИЦАМИ САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Ввиду сравнительной новизны процесса самоизмельчения (его применение в широком масштабе началось лишь с 1960 г.) проектно-компоновочные решения отделений измельчения характеризуются большим разнообразием и пока не выявлены оптимальные типичные схемы компоновки.

Отделения рудного самоизмельчения включают сложные и новые узлы с операциями классификации, грохочения, выделения гали и в отдельных случаях дробления при весьма мощных потоках пульпы (до 800 т/ч твердого по оригинальному питанию на одну мельницу).

Отделения измельчения как с одностадийной схемой (только с мельницами рудного самоизмельчения), так и с двухстадийной (с мельницами самоизмельчения и шаровыми или рудно-галечными) чаще komponуются в одном пролете размером 24—36 м, оборудованным мостовым краном грузоподъемностью 30—50 т (во всех случаях мельницы самоизмельчения ремонтируются на месте установки).

Расположение мельниц в пролете, как правило, поперечное, однорядное и смешанное. Возможна компоновка и в двух пролетах соответственно для мельниц самоизмельчения и шаровых или рудногалечных. В большинстве случаев бункерный пролет отсутствует, мельницы самоизмельчения загружаются крупнодробленой рудой из склада напольного типа, даже в случаях разделения исходной руды на два класса (фабрика «Айленд Коппер», Канада). Исключение бункеров мелкодробленой руды и создание единого запаса руды на фабрике в складе обеспечивает существенное снижение капитальных затрат на строительство.

Бункера для создания емкости перед отделением самоизмельчения применяются значительно реже — при ограниченных размерах площадки, неблагоприятных грунтовых условиях.

По капитальным затратам применение бункеров менее целесообразно, но они имеют преимущества по условиям эксплуатации, особенно при фракционировании исходной руды, при склонности руды к слеживанию и смерзанию. При ограниченном запасе руды менее суточной производительности и по капитальным затратам применение бункеров вместо склада может оказаться более выгодным.

В отношении расположения отделения флотации, вспомогательных и подсобных помещений сохраняются условия и требования, предъявляемые к главным корпусам со стержневыми и шаровыми мельницами.

Мельницы мокрого самоизмельчения типа «Каскад» по сравнению с шаровыми имеют решетки с крупными щелями, а иногда и специальные окна в решетках для разгрузки окатанной рудной гальки размером до 100 мм. Поэтому материал, разгружаемый из мельницы, обычно подвергают грохочению для выделения кусков крупнее 10 мм. Просев грохота с водой насосами перекачивается на двухступенчатую классификацию в гидроциклонах или на дуговом сите и в гидроциклонах.

Верхний класс грохотов конвейерами возвращается в ту же мельницу или собирается со всех мельниц и конвейерами подается в одну из мельниц, или распределяется по всем мельницам цеха через бункера.

Крупная галька, если она выделяется, используется как дробящая среда для рудно-галечных мельниц последующих стадий измельчения.

Процесс сухого самоизмельчения в мельницах типа «Аэрофол» не получил распространения главным образом вследствие низкой производительности и большой сложности систем воздушной классификации, подсушки материала и затруднений при обеспечении санитарно-гигиенических условий труда. До сих пор известна лишь одна большая промышленная фабрика для железорудных руд (фабрика «Лэйк-Кэрл», Канада).

В отечественной практике сухое самоизмельчение на обогатительных фабриках для руд цветных и черных металлов в промышленных условиях не применяется.

Ниже приведены аппаратные схемы отделений измельчения трех действующих зарубежных фабрик, введенных в эксплуатацию в 1971—1972 гг., перерабатывающих медные (фабрика «Симилкамин» Канада) и медно-молибденовые руды (фабрики Пима, США и «Лорнекс», Канада) (рис. 118) [25].

Приведенные схемы характеризуют различные способы технологического регулирования и интенсификации процесса в зависимости от особенностей рудного сырья и его измельчаемости.

На всех трех фабриках производится загрузка шаров в количестве 6—8 % объема мельниц самоизмельчения. Это компенсирует недостаток крупнокускового твердого материала (что обычно наблюдается при переработке руды верхних горизонтов месторождения), способствует измельчению фракций критического раз-

мера и в то же время резко повышает производительность мельниц рудного самоизмельчения при снижении удельного расхода электроэнергии.

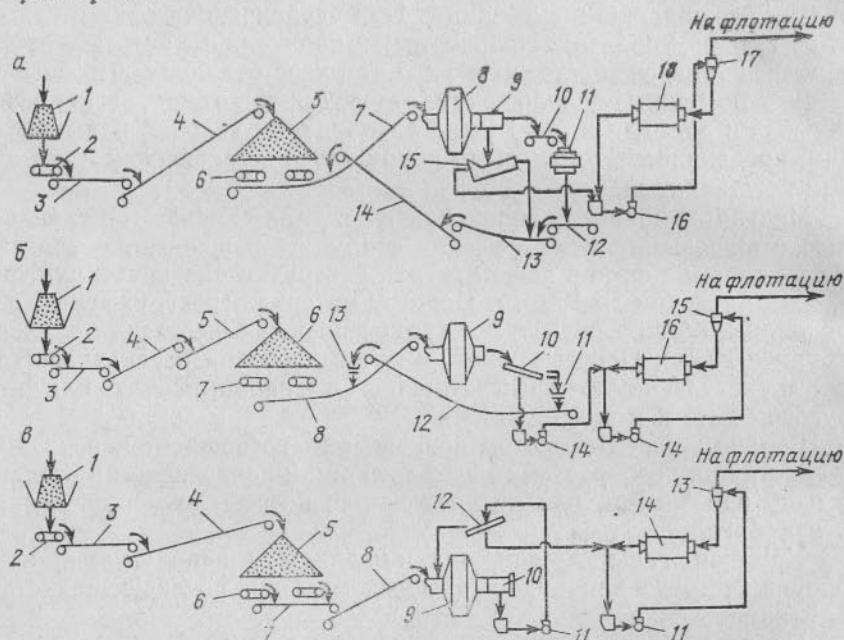


Рис. 118. Схемы цепи аппаратов рудного полусамозмельчения:

- а* — фабрика «Симилкамин»:  
 1 — дробилка конусная 1370 мм; 2 — питатель; 3 — конвейер; 4 — конвейер-стакер; 5 — склад крупнодробленой руды (41 000 т); 6 — питатель; 7 — конвейер; 8 — мельница самоизмельчения «Каскад»  $9,76 \times 4,27$  м,  $V = 310$  м<sup>3</sup>, два электродвигателя по 2980 кВт (3 мельницы); 9 — бутара открытого типа,  $a = 19$  мм; 10 — питатель; 11 — дробилка конусная мелкого дробления 1220 мм (3 шт.); 12, 13, 14 — конвейеры; 15 — классификатор спиральный  $D = 2,4$  м (3 шт.); 16 — насос (3 шт.); 17 — гидроциклон  $D = 510$  мм (3 батареи по 7 шт.); 18 — мельница шаровая с центральной разгрузкой  $5,03 \times 8,54$  м,  $V = 160$  м<sup>3</sup>, электродвигатель 3730 кВт (2 мельницы);
- б* — фабрика «Пима»:  
 1 — дробилка конусная 1370 мм, электродвигатель 350 кВт (1 шт.); 2 — питатель пластинчатый; 3, 4 — конвейеры; 5 — конвейер-стакер; 6 — склад крупнодробленой руды (22 000 т); 7 — питатель пластинчатый; 8 — конвейер; 9 — мельница самоизмельчения «Каскад»  $8,54 \times 3,66$  м,  $V = 200$  м<sup>3</sup>, два электродвигателя по 2230 кВт (2 мельницы); 10 — грохот вибрационный двухситный  $1830 \times 4270$  мм,  $a_1 = 25$  мм;  $a_2 = 13$  мм; 11, 12, 13 — конвейеры; 14 — насос песковый; 15 — гидроциклон  $D = 660$  мм (2 батареи по 4 шт.); 16 — мельница шаровая с центральной разгрузкой  $5,03 \times 5,8$  м,  $V = 108$  м<sup>3</sup>, электродвигатель 2235 кВт (2 мельницы);
- в* — фабрика «Лорнеск»:  
 1 — дробилка конусная 1525 мм, электродвигатель 350 кВт (1 шт.); 2 — питатель пластинчатый; 3, 4 — конвейеры; 5 — склад крупнодробленой руды (136 000 т); 6 — питатель пластинчатый; 7, 8 — конвейеры; 9 — мельница самоизмельчения «Каскад»  $9,75 \times 4,72$  м,  $V = 340$  м<sup>3</sup>, два электродвигателя по 2980 кВт (2 мельницы); 10 — бутара с возвратом крупной фракции; 11 — насос песковый (4 шт.); 12 — грохот вибрационный ( $2440 \times 6100$  мм) (4 шт.); 13 — гидроциклон  $D = 510$  мм (4 батареи по 16 шт.); 14 — мельница шаровая с центральной разгрузкой  $5,03 \times 7$  м,  $V = 130$  м<sup>3</sup>, электродвигатель 2980 кВт (4 мельницы)

На фабрике «Симилкамин» (Канада) применено дробление фракций критического размера (до  $-25$  мм). Этот наиболее эффективный способ регулирования самоизмельчения вязких и твердых руд исключает накапливание в мельнице критических кусков;

корректирует гранулометрический состав измельчающей среды; способствует получению нужной характеристики крупности питания флотации.

На всех трех фабриках введено доизмельчение продукта рудного самоизмельчения в шаровых мельницах (вторая стадия), что способствует резкому повышению производительности цикла измельчения и позволяет надежно вести технологическое регулирование процесса.

На фабрике «Симилкамин» предусматривается вывод рудной гали для доизмельчения черного концентрата.

Разнообразие аппаратурных схем отделений рудного самоизмельчения подтверждает необходимость обстоятельных предпроектных исследований самоизмельчаемости руд с целью выработки надежной схемы и правильного выбора оборудования применительно к перерабатываемым рудам. В то же время опыт действующих фабрик с самоизмельчением для руд цветных металлов указывает на целесообразность применения рудного полусамозмельчения (т. е. добавки крупных шаров) по сравнению с полным рудным самоизмельчением.

На фабрике «Пима» (США) (рис. 119), перерабатывающей медно-молибденовые руды в отделении измельчения, применено смешанное двухрядное расположение мельниц, в средней заглубленной части большого пролета (42 м) расположены грохоты, насосы для перекачки нижнего продукта и перегрузки конвейеров для верхнего продукта. Отделение состоит из двух полусекций, в каждой из которых одна мельница «Каскад» и одна шаровая.

Обе полусекции связаны между собой одним конвейером оборотного продукта, что позволяет:

любой мельнице «Каскад» работать с любой шаровой;

одной мельнице «Каскад» работать с двумя шаровыми (например, при ремонте);

«вырабатывать» перед остановкой любую мельницу «Каскад», направляя ее продукт в другую действующую мельницу (при двух работающих шаровых).

Насосы установлены непосредственно у источников питания — горловины мельниц, воронки нижнего продукта грохота и др. Высокая износостойкость насосов (и гидроциклонов) позволила не устанавливать резервные агрегаты, что упростило компоновку и систему трубопроводов.

На фабрике «Симилкамин» (Канада) три самостоятельные секции соответственно трем мельницам «Каскад» диаметром 9,8 м компонованы в пролете 36 м, замкнутый цикл осуществляется ленточными конвейерами. В отделении измельчения для додробливания кусков критической крупности применяют конусную дробилку, работающую в режиме мельницы. В нашей отечественной практике такого опыта нет. Коэффициент движения для мельниц самоизмельчения приблизительно 0,9, для дробилок



он не превышает 0,73—0,75, установка же второй, резервной дробилки резко усложнила бы компоновку в целом (рис. 120).

На новых фабриках «Багдад» и «Тилден» (США) также принято дораблывание в конусных дробилках крупных кусков, выделенных из разгрузки мельниц самоизмельчения.

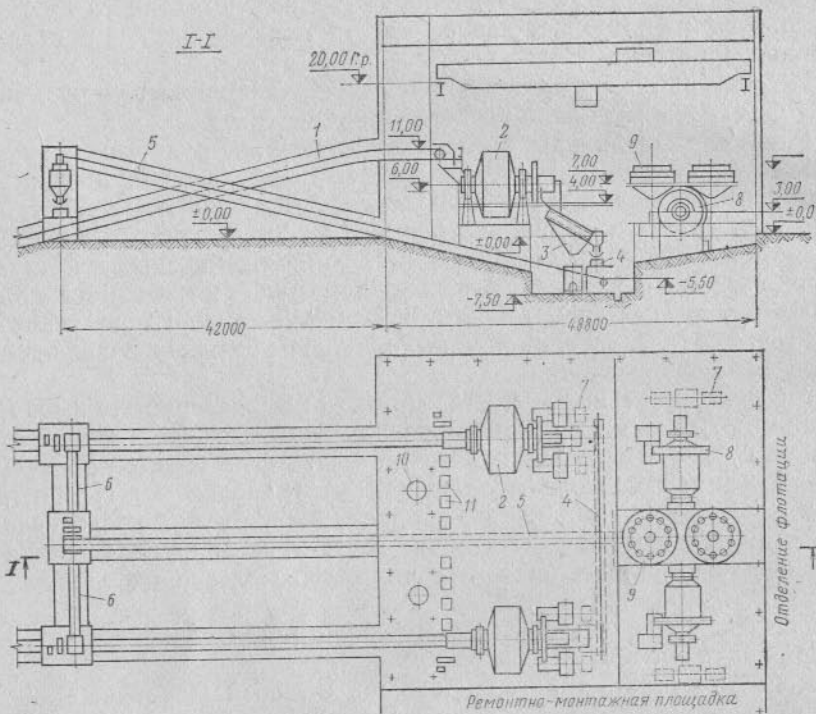


Рис. 119. Отделение измельчения фабрики «Пима» (IV очередь):

1, 4, 5, 6 — ленточные конвейеры; 2 — мельница самоизмельчения «Каскад» 8,54 × 3,66 м,  $V = 200 \text{ м}^3$ , два электродвигателя по 2230 кВт (2 мельницы); 3 — грохот двухситный 1830 × 4270 мм; 7 — насос песковый; 8 — мельница шаровая с центральной разгрузкой 5,03 × 5,8 м,  $V = 108 \text{ м}^3$ , электродвигатель 2235 кВт (2 мельницы); 9 — гидроциклоны (2 батареи); 10 — пульподелитель (исключен из схемы); 11 — дуговые грохоты (исключены из схемы)

На фабрике «Лорнекс» (Канада) отделение измельчения состоит из двух секций, на каждой из которых установлены одна мельница «Каскад» размером 9,76 × 4,72 м и две шаровые мельницы с центральной разгрузкой размером 5,03 × 7,0 м (рис. 121). Мельницы загружаются рудой крупностью 350—0 мм из открытого склада с точечной загрузкой, имеющего полезную вместимость 136 000 т (четырёхсуточный запас).

Отделение измельчения komponуется в двух пролетах 6,7 + 26,8 м, с однорядным поперечным расположением мельниц в пролете 26,8 м.

Мельницы «Каскад» работают в замкнутом цикле с вибрационными односитными грохотами, на которые насосом подается просев бутары (крупностью 9—0 мм), установленной на разгрузочной горловине мельницы.

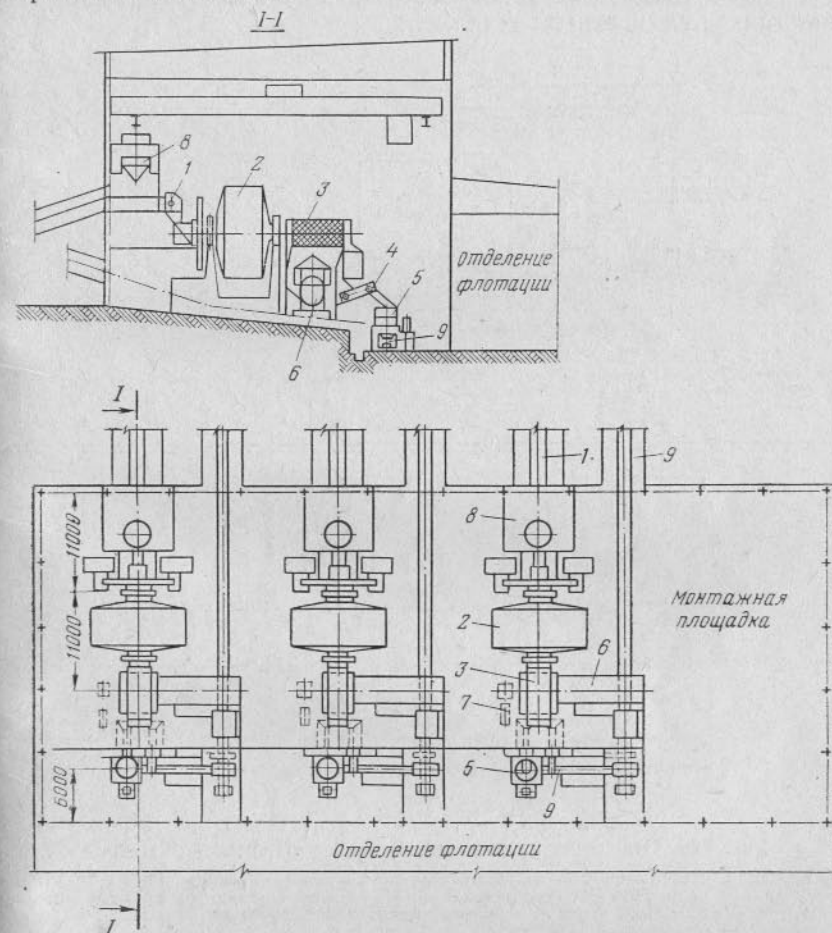


Рис. 120. Отделение измельчения фабрики «Симилкамин» (Канада):

1 — конвейер В-1070 мм (3 шт.); 2 — мельница «Каскад» 9,76 × 4,27,  $N = 5960 \text{ кВт}$  (3 шт.); 3 — бутара 2,44 × 6,7 м с квадратными отверстиями диаметром 19 мм (3 шт.); 4 — питатель короткоконусной дробилки (3 шт.); 5 — короткоконусная дробилка 1220 мм (3 шт.); 6 — спиральный классификатор диаметром 2440 мм (3 шт.); 7 — зумпф с песковым насосом (3 шт.); 8 — гидроциклон диаметром 510 мм (3 батареи по 7 шт.); 9 — конвейеры замкнутого цикла

Бутара закрытого типа, особой конструкции обеспечивающей возврат крупного материала в мельницу струей воды высокого давления.

Шаровые мельницы измельчают нижний продукт грохотов и работают в замкнутом цикле с гидроциклонами  $D = 510 \text{ мм}$  (на каждую мельницу батарея из 16-ти гидроциклонов).

= 750 мм, в которые поступает слив классификатора и нижний продукт грохота.

Секция измельчения комплектуется из мельницы самоизмельчения, грохота и шаровой мельницы, расположенных соосно (на одной прямой), классификатор сопряжен с самотечной подачей песков в мельницу. В целом компоновка секции характеризуется простотой и стройностью. Принципиальным недостатком является работа мельницы самоизмельчения в открытом цикле.

Размещение мельницы самоизмельчения  $D = 7000$  мм в пролете 30 м обеспечивает необходимые площади для механизации ремонтных работ.

### ОТДЕЛЕНИЯ (ЦЕХИ) ФЛОТАЦИИ

Цехи флотации оборудуются флотационными машинами, контактными чанами, насосами, реагентными питателями, воздуходувками (если применяются пневмо-механические или пневматические флотационные машины). Наибольшую площадь в цехе флотации занимают флотационные машины, и размещение их составляет главную задачу компоновки цеха.

При проектировании цеха флотации необходимо компактно разместить оборудование и предусмотреть удобное его обслуживание при минимальном количестве установленных насосов. Следует также стремиться к уменьшению объема перекачиваемых продуктов, к сокращению высоты подъема и расстояний перекачивания, по возможности уменьшать перекачивание пенных продуктов.

Секция в цехе флотации часто соответствует секции в цехе измельчения. Но каждая секция в свою очередь может состоять из нескольких параллельно действующих подсекций.

Число параллельно действующих флотационных машин в операциях основной и контрольной флотации следует выбирать так, чтобы минутный дебит пульпы для каждой машины был от 1,2 до 2 объемов ее камер.

Если обогатительная фабрика перерабатывает один сорт руды, то в цехе флотации можно запроектировать моносекцию, т. е. пульпу со всех агрегатов измельчения насосом направить в общий пульподелитель и уже оттуда развести по флотационным машинам.

При моносекции усредняется руда, упрощаются подача и дозировка реагентов, так как число точек их загрузки будет минимальным, упростятся также наблюдение за технологическим процессом, его автоматическое регулирование и стабилизируются показатели обогащения по фабрике.

В случае остановки подсекции или одной линии флотационных машин на ремонт пульподелитель должен равномерно разделить пульпу по остальным подсекциям или параллельно действующим линиям с некоторым избытком против нормальной подачи. При остановке одного агрегата в цехе измельчения флотационные машины оказываются равномерно недогруженными.

Для компактного решения компоновки всего главного корпуса обогатительной фабрики желательнее, чтобы длина секции флотации в направлении, параллельном оси бункера, равнялась длине сопряженной с ней секции измельчения, а длина каждой флотационной машины в ряду была одинаковой, т. е. в каждой машине было одно и то же число камер.

Допустим, что необходимо разместить флотационные машины для флотации руды по схеме, приведенной на рис. 123, причем

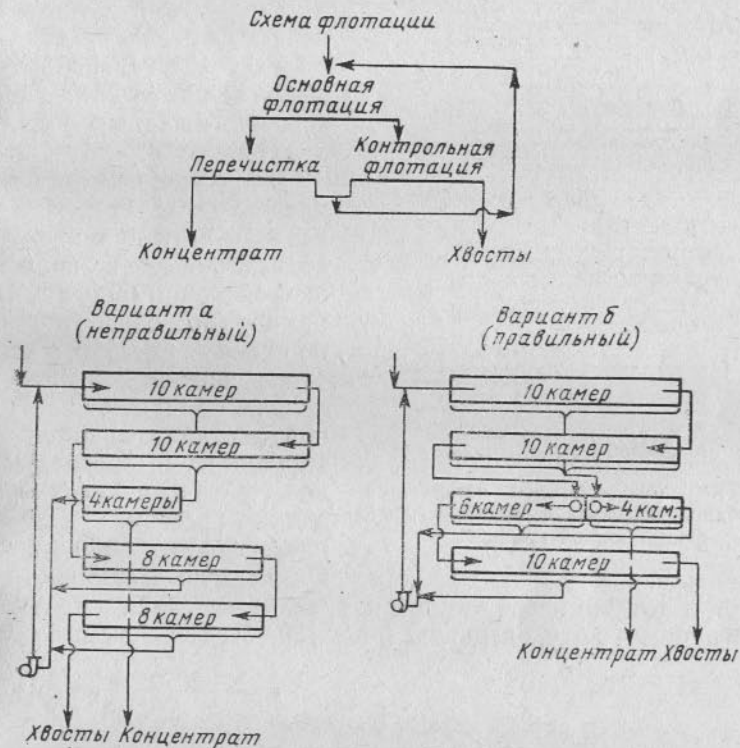


Рис. 123. Варианты распределения по операциям камер флотационных машин при одной и той же схеме флотации

для основной флотации требуется по расчету 20 камер, для флотации хвостов — 16 и для перечистки концентрата — 4, т. е. всего 40 камер. Далее пусть длина секции измельчения и длина секции флотации оказываются согласованными при расположении параллельно оси бункера 10-камерных флотационных машин.

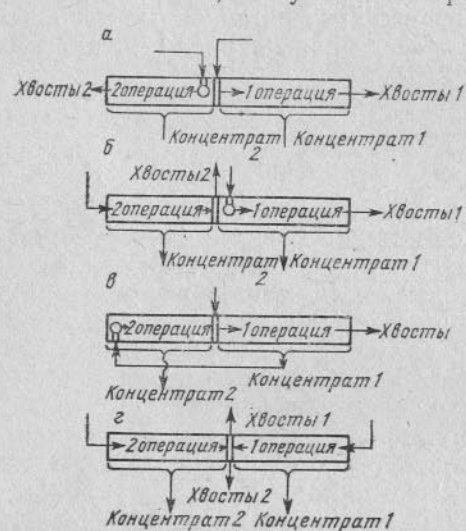
Размещение флотационных машин в пять рядов с различным числом камер в каждой камере (вариант а) нерационально, так как при этом часть площади пола пустует. Лучше расположить машины по 10 камер в четыре ряда (вариант б), при этом одинаковое число камер в каждой машине получается при выполнении



в одной машине разных операций, а также одной операции в нескольких машинах.

Типичные примеры совмещения двух технологических операций в одной флотационной машине приведены на рис. 124.

Если у торца флотационной машины необходимо установить контактный чан, то лучше иметь разное число камер в отдельных машинах. Варианты размещения флотационных машин с установкой контактного чана перед флотацией показаны на рис. 125.



Варианты размещения флотационных машин с установкой контактного чана перед флотацией показаны на рис. 125. В варианте б достигается лучшее использование площади пола, чем в варианте а.

Для уменьшения числа насосов следует совместно перекачивать промпродукты, объединяемые в последующей операции (рис. 126). Например, при обработке руды по схеме на рис. 126, а хвосты от перечистки концентрата и пенный продукт от контрольной флотации хвостов, флотируемые в последующем вместе, следует перекачивать одним насосом. Если слив классификатора поднимается в основную флотацию насосом, то в тот же насос должны направляться все промпродукты, возвращаемые в эту операцию (рис. 126, б).

Рис. 124. Типичные схемы совмещения двух технологических операций в одной флотационной машине

Рис. 125. Варианты размещения флотационных машин с установкой контактного чана перед флотацией

В некоторых случаях приходится вводить предварительное физико-химическое и механическое разрушение пены.

Для уменьшения числа насосов можно подсасывать промпродукты импеллером механических флотационных машин. Для механических машин надежное подсасывание промпродуктов происходит с расстояния 4—6 камер. При большом числе камер уклон желоба получается недостаточным, и последний будет забиваться, особенно при малых разбавлениях транспортируемого продукта водой или при содержании в нем зерен высокой плотности. Условия подсасывания улучшаются, если рабочую зону импеллера изолировать от доступа воздуха. Рекомендуемые уклоны пенных желобов флотационных машин приведены в табл. 70.

Схема пенного желоба флотационной машины при подсасывании изображена на рис. 127. Уклоны желобов, которые получают для машин разных размеров при подсосе, приведены в табл. 71.

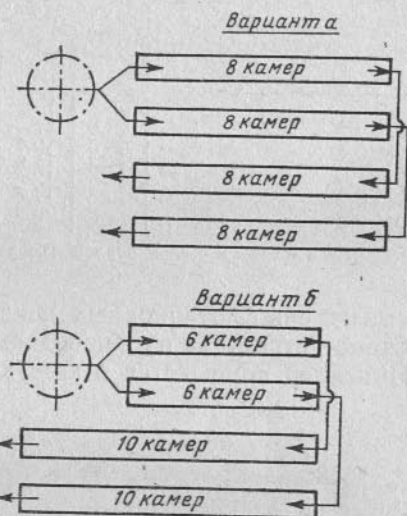


Рис. 125. Варианты размещения флотационных машин с установкой контактного чана перед флотацией

Таблица 70  
Уклоны пенных желобов флотационных машин [56]

Транспортируемые продукты	Максимальная длина односкатного желоба, м	Минимальный уклон желоба, %
Коллективные сульфидные концентраты, получаемые после грубого измельчения руды, с большим количеством пирита, направляемые в десорбцию без добавления воды	10	40
То же, с добавлением смывной воды, направляемые в перечистку	10	15
Окончательные свинцовые, медные, цинковые, пиритные концентраты, направляемые в сгущение, когда по условиям сгущения допустимо их разжижение смывной водой до 20—25 % твердого	20	7

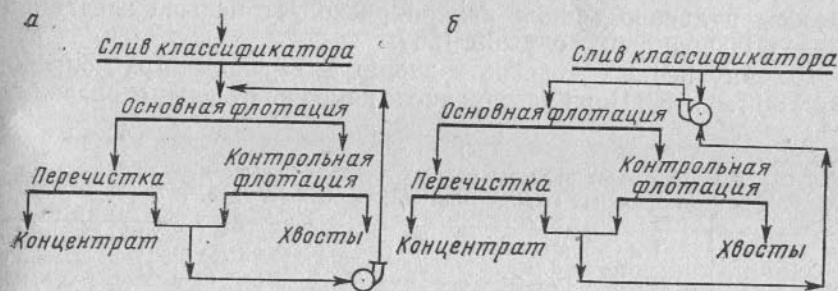


Рис. 126. Примеры совместного перекачивания продуктов флотации

Приняв минимальный допустимый уклон желоба, определяют по табл. 71 число камер, которые можно перекрыть пенным желобом при подсасывании.

При компоновке сложных схем флотации можно для подъема пульпы вместо песковых насосов использовать переоборудован-

Уклоны желоба (%) для пенных продуктов флотационных машин типа «Механобр», конструктивно получающиеся в зависимости от числа камер, перекрываемых односкатным желобом (см. рис. 127) [56]

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	—	—	—	—

Примечание. У первой камеры желоб опущен ниже края порога на 50 мм.

ные камеры флотационных машин, называемые пульпоподъемными. Схема устройства пульпоподъемной камеры показана на рис. 128. ИмPELLер помещается в кожух-улитку, изготовленную из листо-

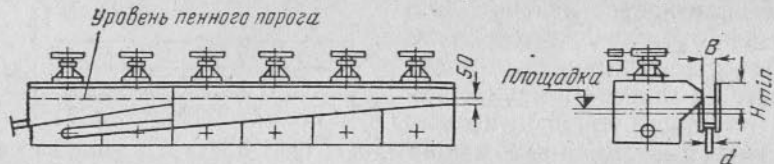


Рис. 127. Схема пенного желоба флотационной машины при подсасывании

вого металла. Напорная вертикальная труба идет от улитки. В камере пульпа поднимается на несколько метров (до 6 м) в зависимости от числа оборотов имPELLера. По сравнению с песковым насосом пульпоподъемная камера расходует меньше энергии и имеет большие сроки службы [56].

Ширину пенных желобов и диаметры выводных труб определяют по табл. 72. При большом числе камер на отдельные операции

Таблица 72

Рекомендуемые размеры пенных желобов и выводных труб для флотационных машин типа «Механобр» (см. рис. 127) [56]

Типоразмер машины	Наружный диаметр трубы $d$ , мм		Ширина желоба $B$ , мм		Высота наружного борта желоба $H$ , мм
	max	min	max	min	
ФМ 0,2	70	60	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

не удается воспользоваться подсосом для циркуляции продуктов в машине и приходится предусматривать много насосов.

При размещении флотационных машин по высоте следует руководствоваться минимальными уклонами самотечных трубопроводов по табл. 73.

Для установки механических пробоотборников в желобах и трубопроводах предусматриваются перепады по высоте приблизительно 1—1,5 м.

Для разделения пульпы перед флотационными машинами используют пульподелители различных конструкций (рис. 129).

Пульподелители с вращающейся воронкой применяют для крупнозернистых пульп и при малых их расходах. На тонкоизмельченных пульпах при значительных расходах успешно работают пульподелители типа Сегнера колеса. При большой объемной производительности применяют пульподелители с патрубками. Равномерное распределение пульпы в них обеспечивается истечением ее через одинаковые патрубки-насадки под одним и тем же гидростатическим давлением.

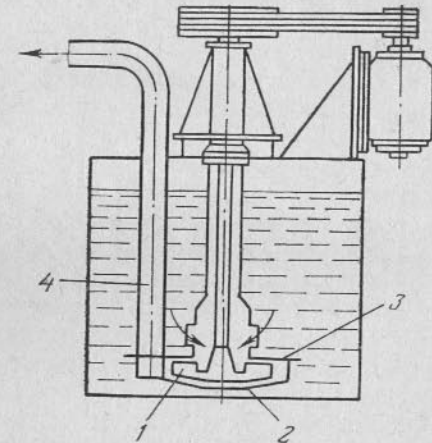


Рис. 128. Пульпоподъемная камера:

1 — имPELLер флотационной машины; 2 — улитка пульпоподъемника; 3 — крышка улитки; 4 — нагнетательный трубопровод

Таблица 73  
Минимальные уклоны самотечных трубопроводов в цехе флотации [56]

Транспортируемые продукты	Содержание твердого в пульпе по массе, %	Уклон самотечной трубы, %
Сульфидные коллективные концентраты с большим содержанием пирита, полученные после крупного измельчения руды, направляемые в десорбцию с сернистым натрием без добавления воды	40—50	15—25
То же, с добавлением смывной воды, направляемые в переприемку	25—30	7
Окончательные свинцовые, медные, цинковые и другие концентраты, направляемые в сгущение, когда по условиям сгущения допустимо разжижение смывной водой	20—25	5—7
То же, концентраты после сгущения	50—70	7—10

Примечание. Уклоны труб указаны для прямых участков. Если имеются повороты и колена, уклоны должны быть увеличены в 1,2—1,3 раза.



Флотационные машины в цехе флотации размещаются параллельно или перпендикулярно оси бункера. Параллельное расположение машин возможно при крутом, пологом или горизонтальном рельефе площадки, на которой располагается цех. Перпендикулярно оси бункера размещение флотационных машин можно принимать только при слабонаклонных и горизонтальных площадках.

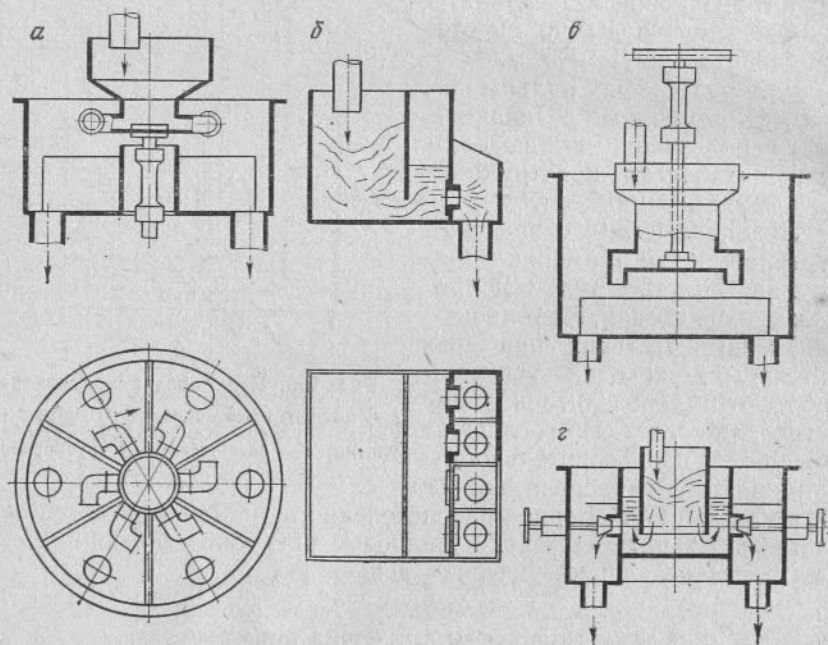


Рис. 129. Пульподелители:

*a* — типа «Сегнера колеса»; *b* — коробка с распределением через затопленные насадки; *в* — вращающаяся воронка с приводом; *г* — цилиндрическая коробка с распределением через затопленные насадки

В пневмомеханических флотационных машинах пульпа не подсаживается в камеру, так как воздух в зону импеллера подается под давлением от воздуходувки и импеллер служит только для его диспергации и перемешивания пульпы. Их рекомендуется применять в тех случаях, когда не требуется покамерная регулировка уровня пульпы и частый возврат продуктов в камеры. Для больших машин с камерами объемом  $12,5 \text{ м}^3$  число камер в прямой машине, устанавливаемых на одном уровне, не должно превышать 6. Если в одном ряду требуется установить больше 6 камер, то каждые последующие 6 камер следует устанавливать ниже на 300 мм.

При осуществлении сложных схем со многими перемешиваниями вместо насосов предпочитают устанавливать специальные пульпо-

подъемные камеры (чаны), подсаживающие пульпу и поднимающие ее на высоту загрузки во флотационную машину.

Цехи измельчения и флотации на большинстве обогатительных фабрик компонуются по уступчато-одноэтажной схеме. В отдельных пролетах при крутом рельефе площадки флотационные машины могут располагаться на двух этажах. Центробежные насосы устанавливаются на нижних уступах, а также в зумпфах и траншеях верхних уступов. Желательно насосы поместить в одном или в нескольких отдельных местах и установить их в ряд для удобства обслуживания одним краном или тельфером.

Питание в гидроциклоны во всех случаях подается насосами, поэтому, устанавливая гидроциклоны на высоте, достаточной для самотека слива их во флотацию, можно и при малом уклоне местности, поднимая уровень флотационных машин, не заглублять насосные галереи и избежать усложнений, связанных с их дренажом. Подъем гидроциклонов повлечет за собой некоторый перерасход энергии, но эти расходы окупаются преимуществами размещения фабрики на пологих площадках — удобные подъезды к корпусам, меньшие объемы планировки площадки, удобства расширения. На первой стадии проектирования не следует стремиться к стесненному размещению оборудования и узким проходам. Необходимо помнить, что в цехе будут еще установлены вспомогательное оборудование и другие устройства — механические пробоотбиратели, приборы контроля и регулирования, пусковые устройства электродвигателей, отопительная и вентиляционная аппаратура, воздухо- и водопроводы.

#### Примеры размещения оборудования в цехах измельчения и флотации

Главный корпус обогатительной фабрики большой производительности для медно-никелевых руд (рис. 130) [40, 69]. Бункера дробленой руды — призматические, прямоугольного сечения (ящичного типа) с металлическими разгрузочными воронками, допускающими их обогрев и применение вибраторов для облегчения разгрузки. Под бункером два ряда разгрузочных отверстий, оборудованных питателями, и две параллельные линии сборных конвейеров. На наклонных конвейерах, подающих руду в мельницу, установлены весы. Мельницы расположены в один ряд. В каждой секции первая мельница — стержневая  $3200 \times 4500$  мм работает в открытом цикле, слив ее поступает в спиральный классификатор, с которым замкнута шаровая мельница  $3600 \times 5000$  мм. Мельницы доизмельчения промпродуктов работают в замкнутом цикле с гидроциклонами. Пролет мельниц обслуживается краном грузоподъемностью 250/30 т. Следующий пролет занят трансформаторными подстанциями и электрораспределительными пунктами.

На площадках между электропомещениями установлены реагентные питатели. Нижняя часть этого же пролета занята насосами. Флотационные машины «Механобр-7» размещены в семь рядов в одном пролете и обслуживаются краном грузоподъемностью 5 т. Сгустители для промпродуктов занимают последний пролет здания.

Склад мелкодробленой руды и главный корпус флотационной фабрики большой производительности для медных руд (перспективное проектное решение) показаны на рис. 131 и 132.

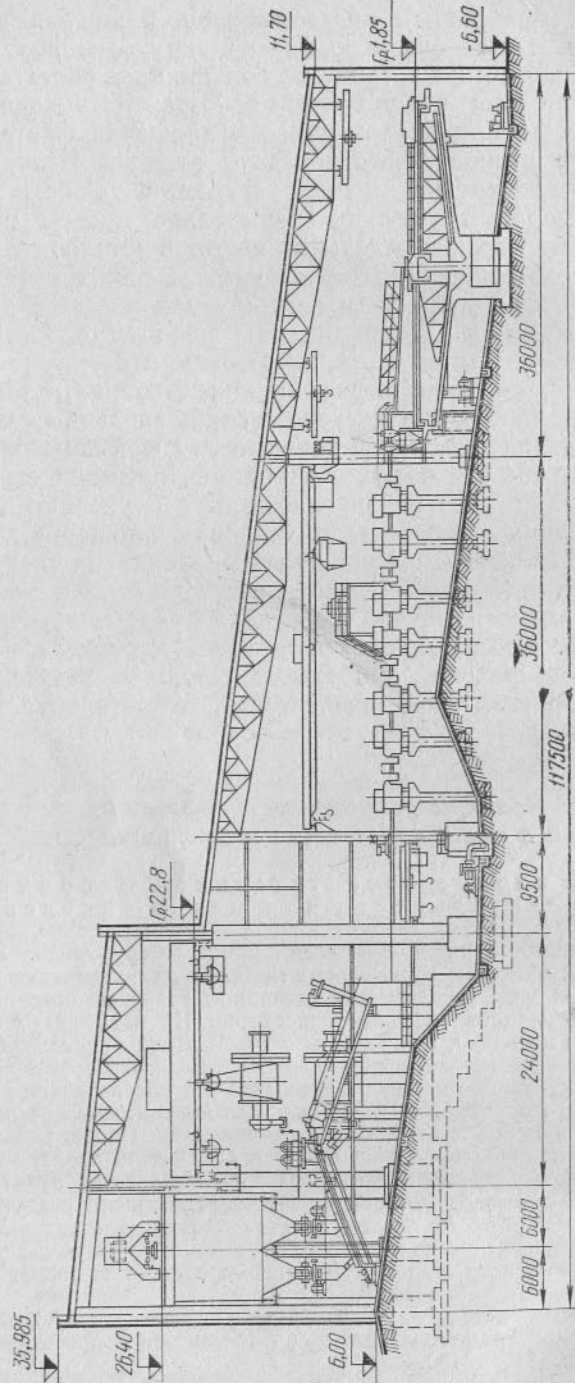


Рис. 130. Главный корпус флотационной фабрики большой производительности для медно-никелевых руд

Руда крупностью 12—0 мм (см. рис. 104, 105) загружается в склад напольного типа. Удельная вместимость склада 600 т на 1 м. Примененные склады в данном случае на 25 % экономичнее устройства рудной емкости в виде бункеров (2 ряда силосных бункеров диаметром 18 м). Главный корпус, в котором разме-

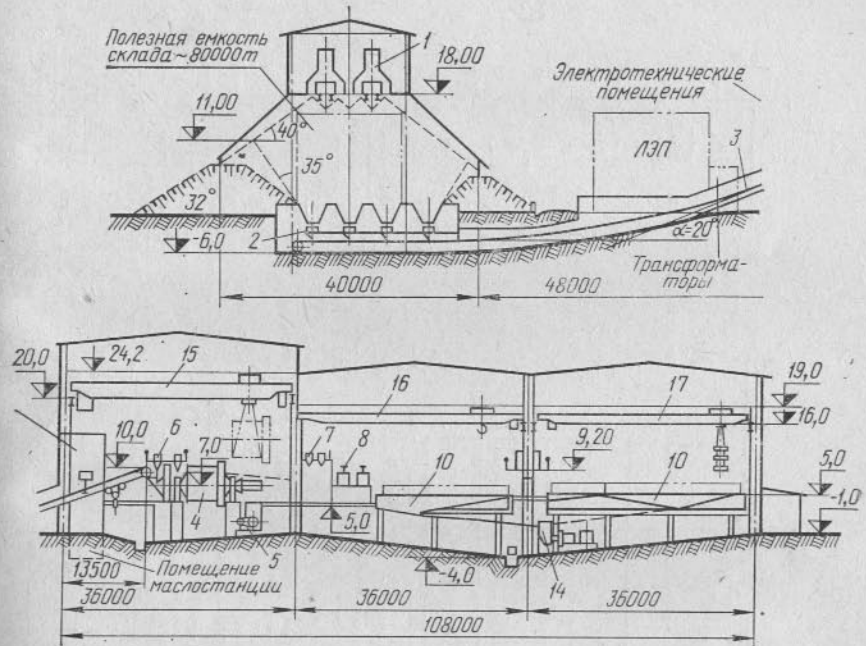


Рис. 131. Главный корпус флотационной фабрики большой производительности для медных руд (проектное решение, разрез):

1 — конвейер ленточный с разгрузочной тележкой  $B = 1600$  мм (из корпуса среднего и мелкого дробления); 2 — конвейер питатель ленточный  $B = 1200$  мм (под складом); 3 — конвейер ленточный  $B = 1200$  мм; 4 — мельница шаровая с решеткой,  $5500 \times 6000$  мм,  $V = 130$  м<sup>3</sup>; 5 — насос песковый центробежный 12 ГРУ-12; 6 — гидроциклоны диаметром 750 мм (у мельниц); 7 — гидроциклоны диаметром 750 мм (для разделения на пески и шламы); 8 — чаны для перемешивания; 9 — пенный флотационный сепаратор  $V = 8$  м<sup>3</sup>; 10 — механические флотационные машины, 14-, 10-, 8-камерные, вместимость двоянной камеры 17 м<sup>3</sup>; 11 — механические флотационные машины, 10- и 14-камерные, вместимость камеры 7,5 м<sup>3</sup>; 12 — мельница шаровая МШЦ  $4500 \times 6000$  мм; 13 — мельница шаровая МШЦ  $3600 \times 5500$  мм; 14 — насос песковый центробежный 12 ГРУ-12, 8 ГРУ-12, 5 ГРУ-12; 15 — кран мостовой электрический  $Q = 80$  т; 16 — кран мостовой электрический  $Q = 15$  т; 17 — кран мостовой электрический  $Q = 30$  т (позиция 9, 11, 12, 13 — см. на рис. 132)

щаются отделения измельчения, флотации, доизмельчения промпродуктов и концентратов, компонуются в трех пролетах по 36 м. Отделение измельчения состоит из семи секций, соответствующих семи шаровым мельницам с решеткой размерами  $5,5 \times 6,0$  м. Мельницы работают в замкнутом цикле с гидроциклонами. Отделение измельчения оборудовано мостовым краном грузоподъемностью 80 т, что обеспечивает перенос барабана с венцовой шестерней без торцовых крышек и без футеровки. Сборка и ремонт резиновой футеровки производится на месте установки. Вдоль наружной стены пролета измельчения размещаются высоковольтные распределительные устройства и помещения маслостанций. Отделение флотации состоит из двух укрупненных секций и совместно с отделением доизмельчения размещаются в двух пролетах по 36 м. Установка флотационных машин с объемом камеры 17 м<sup>3</sup> (спаренные камеры с двумя импеллерами) позволила существенно уменьшить площадь отделения флотации. Отделение доизмельче-



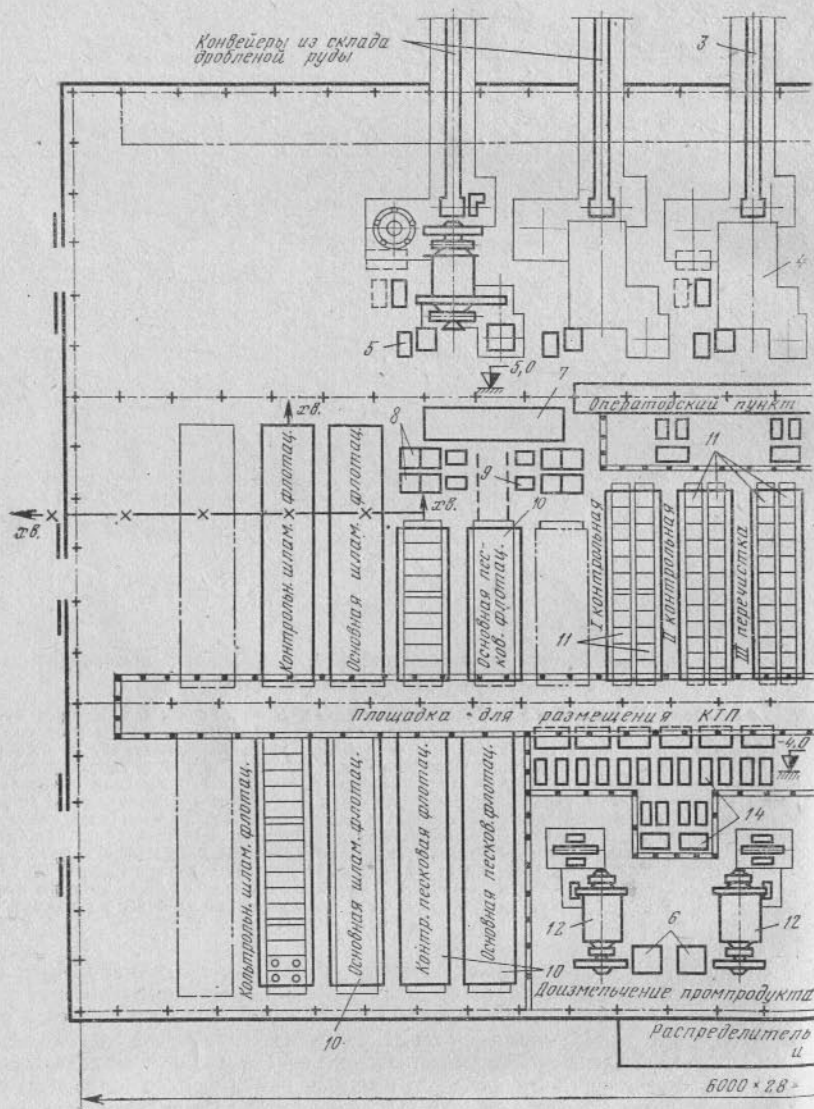
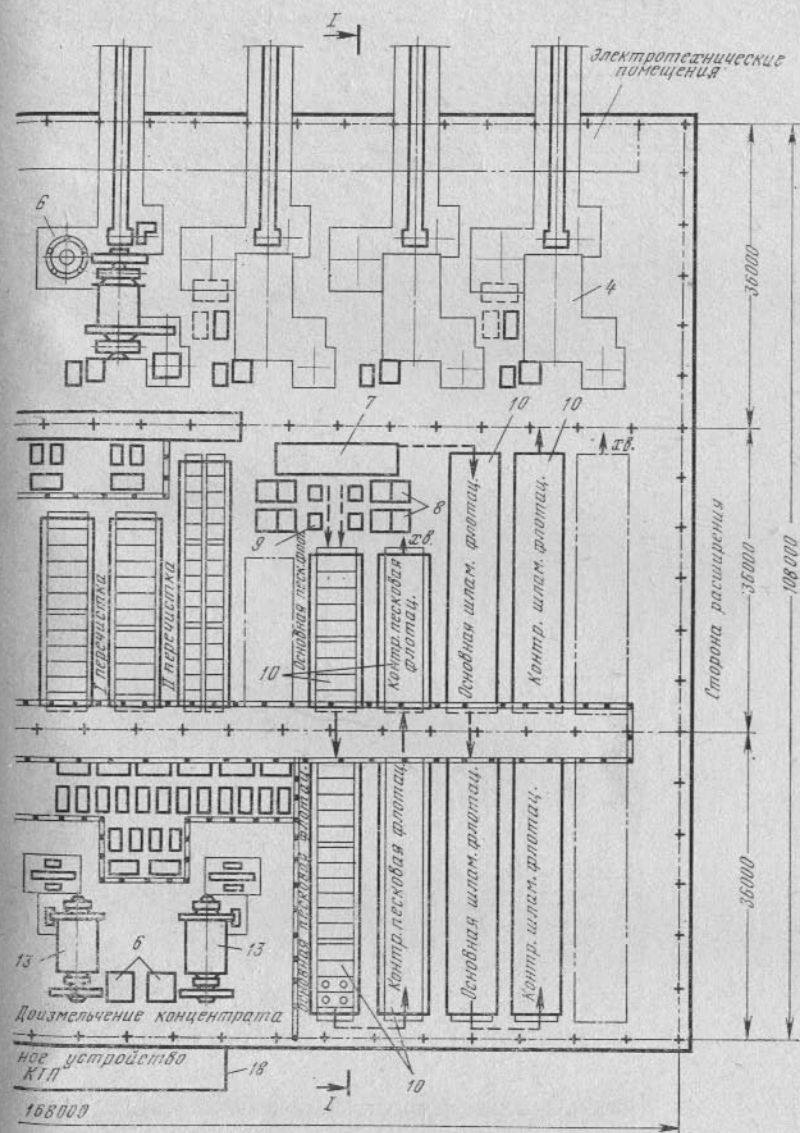


Рис. 132. Главный корпус флотационной фабрики большой



производительности для медных руд (проектное решение, план)

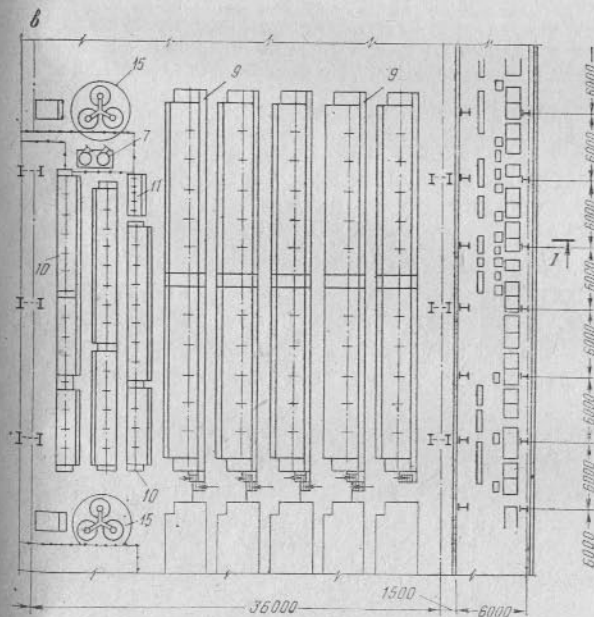
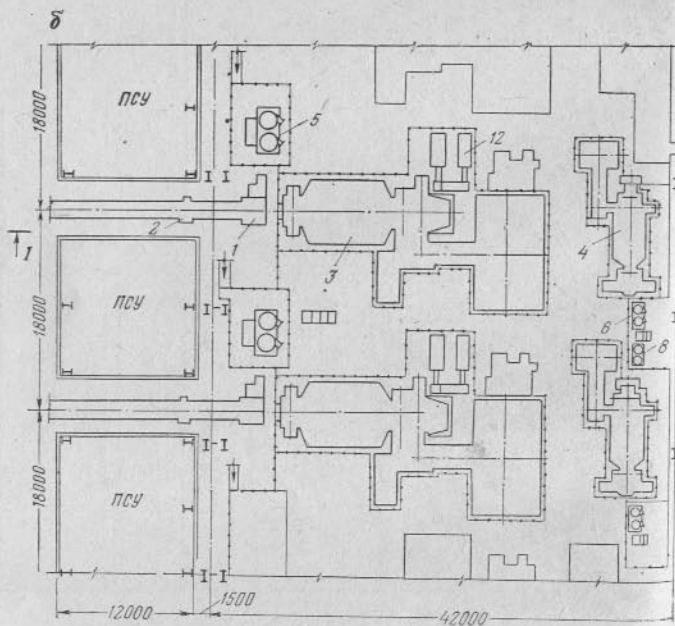
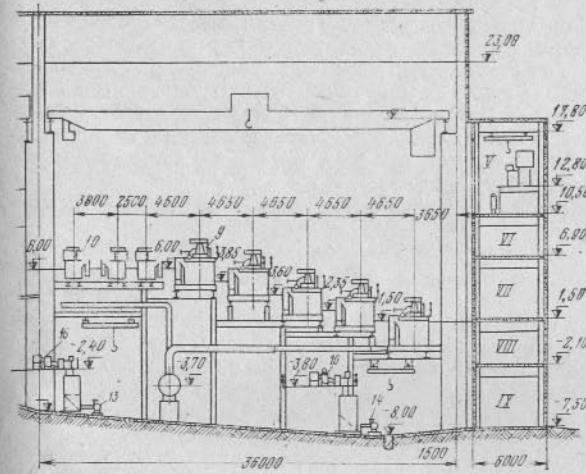
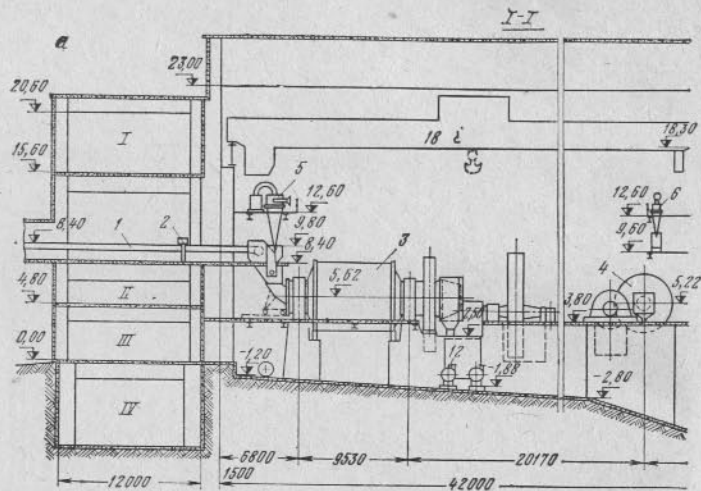


Рис. 133. Главный корпус флотационной фабрики большой

*a* — разрез; *б* — план двух секций измельчения;  
 1 — ленточный конвейер  $B = 1200$  мм с переменной скоростью движения ленты (из  $V = 140$  м<sup>3</sup>); 4 — мельница МШЦ 3200×4500 мм; 5 — гидроциклон  $D = 1400$  мм,  $FU = 1000$  мм; 8 — гидроциклон  $D = 500$  мм; 9 — флотационные машины ФПМ-12; 10 — татый центробежный 12 ГрТ-8; 13 — насос грунтовый центробежный 8ГрТ-8; 14 — наборник пультовый; 17 — воздухопровод к флотационным машинам; 18 — кран мостовой; III — помещение высоковольтных панелей; IV — помещение маслосмазочного ций управления (ПСУ); VIII — кабельный

производительности для медно-молибденовых руд:

*а* — план укрупненной секции флотации

склада мелкодробленой руды); 2 — весы конвейерные; 3 — мельница МШЦ 5500×6500 мм терованный каменным литьем; 6 — гидроциклон  $D = 750$  мм; 7 — гидроциклон  $D =$  флотационные машины ФПР-40; 11 — флотационные машины ФМР-25; 12 — насос грун- ос песковый центробежный 8ПС-10; 15 — чан контактный  $D = 5000$  мм; 16 — пробой- вой электрический  $Q = 125/20$  т; I — вычислительный центр АСУП; II — кабельный хозяйства; V — реагентные площадки; VI — защитный этаж; VII — помещение стан- тажа; IX — трансформаторные подстанции



ния промпродукта и концентрата в центре корпуса имеет преимущества в отношении сокращения длин коммуникаций и открытого расположения насосных установок. Монтажно-ремонтные площадки находятся в торцовых пролетах и связаны с площадкой отделения измельчения колейным транспортом. Электротехнические устройства для низковольтных двигателей флотационных машин и насосов монтируются на площадках, сооружаемых на колоннах среднего ряда. Главный корпус флотационной фабрики для медно-молибденовых руд с шаровыми мельницами объемом 140 м<sup>3</sup> (Эрденэт, МНР, рис. 133).

Запас руды перед измельчением хранится в складе мелкодробленой руды напольного типа.

В отделении измельчения установлены рудные мельницы МШЦ 5500×6500 мм с электродвигателем мощностью 4000 кВт, работающие в замкнутом цикле с гидроциклоном  $D = 1400$  мм и выдающие готовый продукт 65 % класса — 0,074 мм, и мельницы МШЦ 3200×4500 мм на доизмельчении коллективного концентрата и промпродуктов до крупности 80 % — 0,074 мм. Расположение мельниц в пролете смешанное: поперечное — рудных больших мельниц и продольное — мельниц доизмельчения.

В измельчении и флотации komponуются укрупненные секции из двух рудных мельниц, двух мельниц доизмельчения и операций флотации. Доизмельчение хвостов молибденового цикла и соответствующие операции флотации выделены в общую для цеха секцию, расположенную в пределах части монтажной площадки. Эта компоновка, в целом, отвечает наиболее коротким коммуникациям и наименьшим объемам перекачек пульпы. Ремонт мельниц предусматривается на месте установки. Монтажно-ремонтный кран  $Q = 125/20$  т.

На фабрике отсутствуют спиральные классификаторы, все продукты измельчения классифицируются в гидроциклонах. Основные операции флотации проходят в пневмо-механических машинах ФПМ-12,5 с камерами объемом 12,5 м<sup>3</sup>.

### § 7. ЦЕХИ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

При проектировании магнитообогащительных фабрик для железных руд с сухой магнитной сепарацией часто применяется многоэтажная схема размещения оборудования (рис. 134).

В верхнем этаже фабрики располагается бункер с питателями, подающими руду на предварительное грохочение перед магнитной сепарацией. В следующем за ним этаже размещены грохоты и магнитные сепараторы. В нижних этажах проходят конвейеры для продуктов обогащения. При крутом уклоне площадки фабрики оборудование ее можно размещать также по уступчато-одноэтажной схеме.

На магнитообогащительных фабриках для тонковкрапленных магнетитовых руд, требующих тонкого измельчения и мокрой магнитной сепарации, цехи измельчения и магнитной сепарации komponуются аналогично главным корпусам флотационных фабрик. Стержневые и шаровые мельницы, магнитные сепараторы первого приема, гидроциклоны располагают в одном пролете, где организуется ремонтно-монтажная площадка, и мельницы обслуживаются мостовыми кранами грузоподъемностью соответствующей принятому способу ремонта мельниц. В отдельных случаях в бункерном пролете и в узлах разгрузки бункеров устанавливаются сухие магнитные сепараторы, концентраты и промпродукты поступают на конвейеры, питающие мельницы, а хвосты сборным конвейером выводятся из корпуса. К пролету мельниц примыкает обогащительный цех с магнитными сепараторами и клас-

сифицирующим оборудованием (гидроциклонами или гидросепараторами), необходимым для обесшламливания или уплотнения продуктов обогащения.

Размещение этого оборудования возможно по двум основным схемам — многоэтажной и уступчато-одноэтажной.

Наилучшая схема уступчато-одноэтажная, позволяющая исключить высоконапорные перекачки пульпы, создать машинный

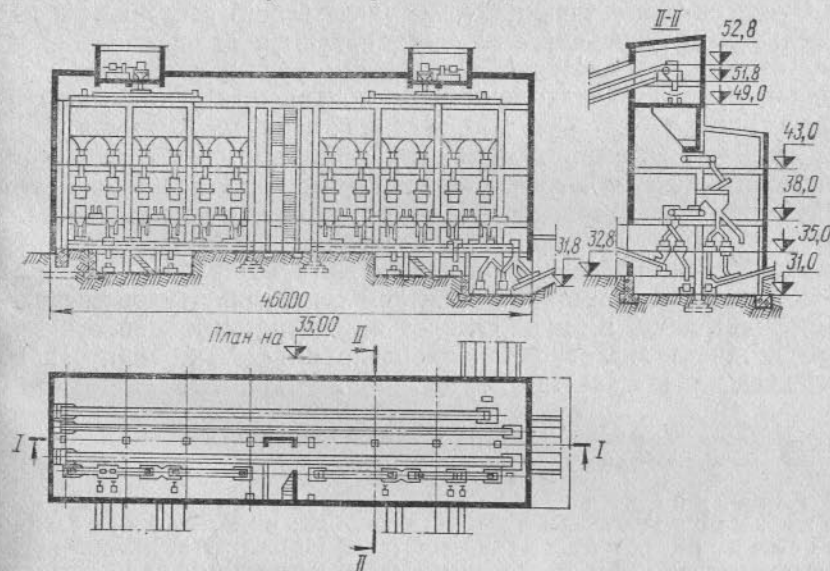


Рис. 134. Корпус сухой магнитной сепарации магнито-обогащительной фабрики для железных руд

зал, обслуживаемый одним мостовым краном. Почти на всех магнитообогащительных фабриках для тонковкрапленных магнетитовых руд, построенных за последние годы, принята уступчато-одноэтажная схема компоновки.

Для уплотнения магнетитового концентрата не требуется больших сгустителей, в то же время из-за большого выхода концентрата приходится устанавливать много вакуум-фильтров. Последние размещаются в пролете обогащения или в соседнем с ним пролете по всей длине корпуса обогащения.

Склад влажного концентрата строится отдельным зданием или примыкает к корпусу обогащения.

Площадь, требуемая для магнитных сепараторов, несколько меньше, чем для флотационных машин; поэтому на магнитообогащительных фабриках получается другое соотношение площадей цехов измельчения и обогащения, чем на флотационных фабриках. В главном корпусе флотационных фабрик между пролетом мельниц и флотационных машин часто включают специальный пролет для размещения электрооборудования. На магнитообо-

гательных фабриках для создания больших уклонов желобов и труб для пульпы из цеха измельчения, пролет обогащения примыкают к пролету мельниц, специальный пролет исключается также вследствие существенного снижения электронагрузок низкого напряжения по сравнению с флотационным отделением. Электрооборудование размещают в подбункерном и мельничном пролетах или в специальном пролете между бункерами и мельницами.

Отделения измельчения мокрых магнитообогащительных фабрик с мельницами самоизмельчения компонуются аналогично подобным отделениям флотационных фабрик руд цветных металлов. Одно- или двухстадиальные схемы с мельницами «Каскад» и рудно-галечными (во второй стадии) размещаются в одном пролете размером 36—42 м, с площадями вокруг мельниц самоизмельчения, необходимыми для ремонта мельницы на месте установки. Для получения весьма тонкого конечного продукта измельчения, до 95 % — 40 мкм, необходимо применение рудногалечных мельниц самых больших размеров диаметром до 6 м.

Компоновка отделений магнитной сепарации, гидросепараторов, фильтрации, а также складов концентратов и вспомогательных хозяйств аналогична компоновке в главных корпусах со стержневыми и шаровыми мельницами.

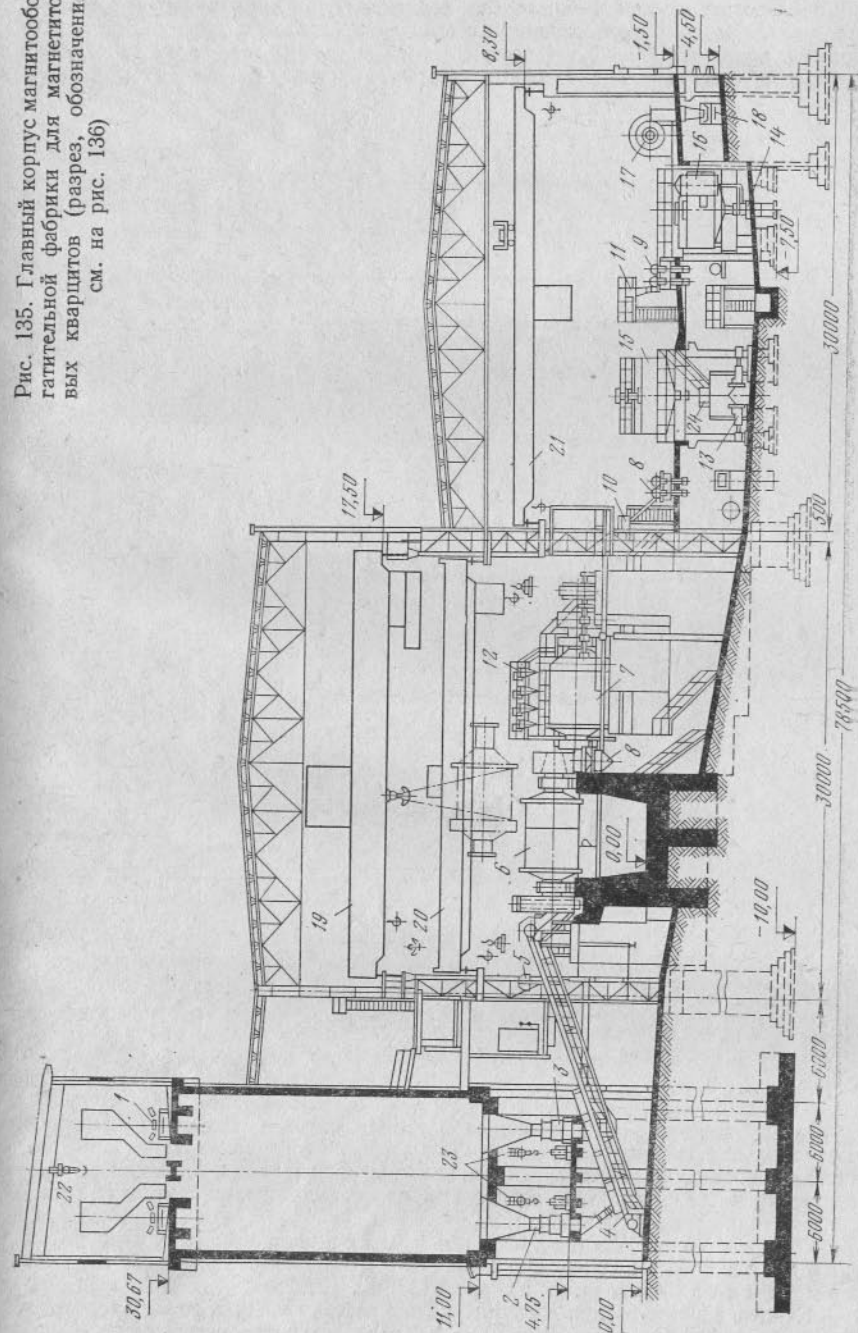
#### Примеры размещения оборудования в цехах магнитного обогащения

Главный корпус магнитообогащительной фабрики Второго Южно-Криворожского горнообогащительного комбината (рис. 135, 136) [69]. Бункера дробленой руды, стоящие отдельно, имеют цилиндрическую форму (диаметром 12 м). Шестиметровый пролет между бункерами и пролетом мельниц используется для размещения электрооборудования. Мельницы расположены в два ряда. На каждой секции стержневая мельница работает в открытом цикле, слив ее проходит магнитную сепарацию, где выделяется часть отвальных хвостов. Магнитная фракция поступает в две шаровые мельницы, работающие в замкнутом цикле с гидроциклонами и магнитными сепараторами. Слив гидроциклонов поступает на магнитную сепарацию. Мельничный зал обслуживается одним большим и двумя малыми мостовыми электрическими кранами. Магнитные сепараторы, гидросепараторы, сгустители малого диаметра и фильтры размещены в одном пролете и обслуживаются одним мостовым краном. На фабрике классификаторы полностью заменены гидроциклонами, что позволило уменьшить площадь секции измельчения.

Главный корпус 2-й магнитообогащительной фабрики Днепровского горнообогащительного комбината (рис. 137). Бункер мелкодробленой руды — подвесной, параболический, полезной вместимостью 300 т на 1 м. Применение параболического бункера обосновывается хорошей текучестью руды. Отделение измельчения оборудовано шаровыми мельницами МШЦ 4500×6000 мм при их однорядном расположении в пролете 24 м. Секция измельчения комплектуется из четырех мельниц — двух рудных, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами  $D = 1000$  мм, и двух мельниц, работающих на доизмельчении промпродукта в замкнутом цикле с гидроциклонами  $D = 750$  мм. Предусмотрен сменно-машинный ремонт мельниц, для чего установлен мостовой кран  $Q = 225 \times 2/50 + 10 + 10$ .

Магнитные сепараторы (четыре приема сепарации), дешламаторы  $D = 9$  м, дисковые вакуум-фильтры, насосные установки и воздухоудное хозяйство отделения фильтрования комплектуется в одном пролете 66 м, обслуживаемом мостовым краном  $Q = 10$  т.

Рис. 135. Главный корпус магнитообогащительной фабрики для магнетитовых кварцитов (разрез, обозначения см. на рис. 136)





В корпусе размещается также склад концентрата вместимостью 4,5-суточ-ной производительности фабрики (по концентрату). Склад имеет две секции, загружается разгрузочной машиной с выносной стрелой и разгружается грей-ферными кранами  $Q = 32$  т (вместимость грейфера  $10 \text{ м}^3$ ), через самоходные бункера с ленточными питателями (четыре бункера) и две стационарные

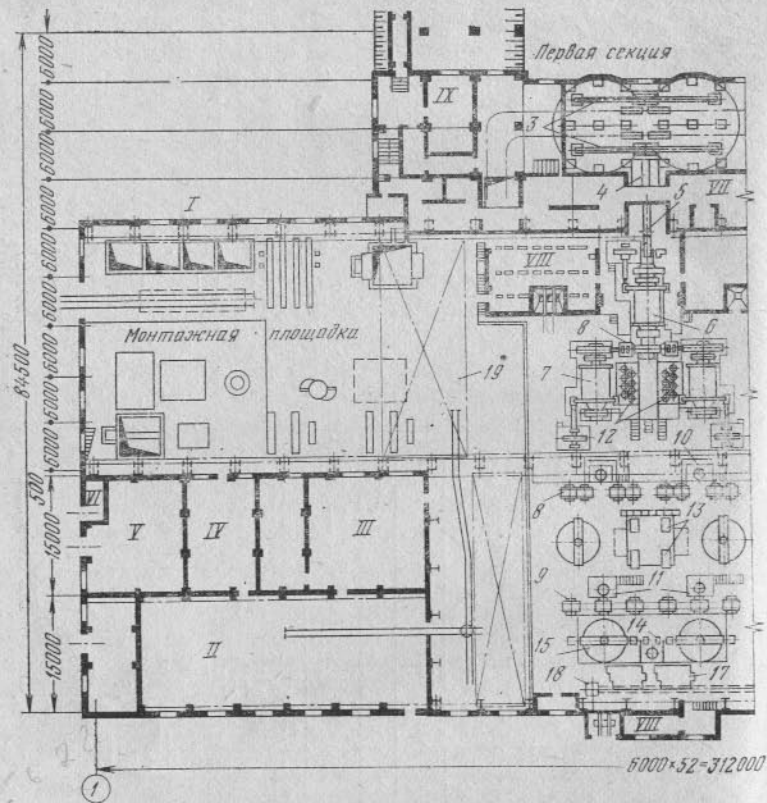


Рис. 136. Главный корпус магнитообогащительной

1 — конвейеры ленточные  $B = 1600$  мм; 2 — затвор двухсекторный пневматический; 3 — конвейеры  $B = 800$  мм; 4 — конвейеры наклонные  $B = 800$  мм; 5 — весы конвейер-ные; 6 — мельницы стержневые  $3200 \times 4500$  мм; 7 — мельницы шаровые  $3600 \times 4000$  мм; 8 — сепараторы электромагнитные  $600 \times 1500$  мм; 9 — сепараторы магнитные сосы песковые; 10 и 11 — пульподелители; 12 — гидроциклоны  $350$  мм; 13 и 14 — на-дисковые  $F = 68 \text{ м}^2$ ; 15 — гидросепараторы  $5000$  мм; 16 — ресиверы; 17 — вакуум-филь-трый  $Q = 10 \text{ т}$ ; 18 — конвейер  $B = 1000$  мм; 19 — кран мостовой электрический  $Q = 10 \text{ т}$ ; 20 — электроталь  $Q = 5 \text{ т}$ ; 21 — станочно-слесарное отделение; 22 — электроталь  $Q = 5 \text{ т}$ ; 23 — электроталь  $Q = 2 \text{ т}$ ; 24 — переключ-троремонтное отделение; IV — инструментальная кладовая; V — кузнечно-сварочное помещения санитарных узлов;

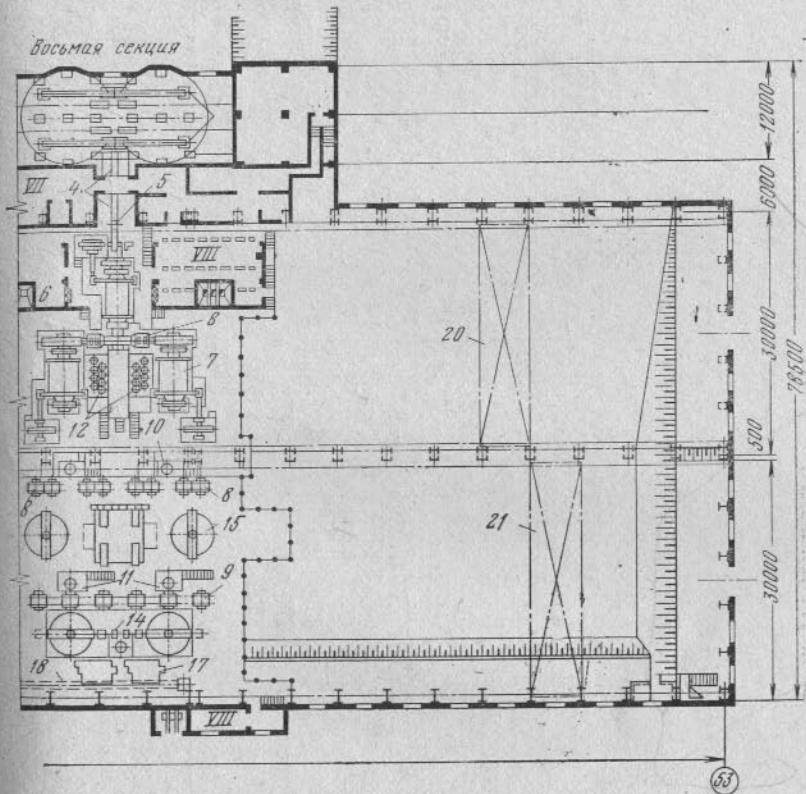
бункерные воронки, расположенные в торцах склада. Из склада концентрат поступает на фабрику окомкования или через погрузочные бункера отправ-ляется на сторону. Между отделением фильтрования и складом расположен четырехэтажный 6-метровый пролет-вставка для электротехнических устрой-ств, вентиляционных установок и др.

Отделение измельчения магнитообогащительной фабрики Костомукшского горнообогащительного комбината приводится на рис. 138.

Бункер ящичного типа с двумя рядами разгрузочных воронок загружается двумя барабанными тележками  $B = 1600$  мм, удельная вместимость бункера

400 т на 1 м. Отделение измельчения и первой стадии магнитной сепарации раз-мещено в пролете 36 м.

Секции измельчения компонуются из трех мельниц — одной стержневой и двух шаровых, с Т-образным их расположением, обеспечивающим устройство площадки для загрузки (выгрузки) стержней. На сливе стержневой мельницы



фабрики для магнетитовых кварцитов (план) (ЮГОК-11):

3 — конвейеры  $B = 800$  мм; 4 — конвейеры наклонные  $B = 800$  мм; 5 — весы конвейер-ные; 6 — мельницы стержневые  $3200 \times 4500$  мм; 7 — мельницы шаровые  $3600 \times 4000$  мм; 8 — сепараторы электромагнитные  $600 \times 1500$  мм; 9 — сепараторы магнитные сосы песковые; 10 и 11 — пульподелители; 12 — гидроциклоны  $350$  мм; 13 и 14 — на-дисковые  $F = 68 \text{ м}^2$ ; 15 — гидросепараторы  $5000$  мм; 16 — ресиверы; 17 — вакуум-филь-трый  $Q = 10 \text{ т}$ ; 18 — конвейер  $B = 1000$  мм; 19 — кран мостовой электрический  $Q = 10 \text{ т}$ ; 20 — электроталь  $Q = 5 \text{ т}$ ; 21 — станочно-слесарное отделение; 22 — электроталь  $Q = 5 \text{ т}$ ; 23 — электроталь  $Q = 2 \text{ т}$ ; 24 — переключ-троремонтное отделение; IV — инструментальная кладовая; V — кузнечно-сварочное помещения санитарных узлов;

установлены магнитные сепараторы первого приема сепарации, на которых вы-деляется до 25 % отвальных хвостов.

Сборные хвостовые лотки (рабочий и резервный) расположены вдоль про-лета измельчения, непосредственно под сепараторами. Шаровые мельницы ра-ботают в замкнутом цикле с гидроциклонами  $D = 710$  и  $D = 500$  мм на доиз-мельчении промпродуктов.

Предусмотрен сменно-машинный способ ремонта мельниц, для чего уста-новлен мостовой электрический кран  $Q = 225 \times 2/50 + 10 + 10 \text{ т}$ .

Электротехнические устройства и вспомогательные службы размещены в нижних этажах бункерного пролета.

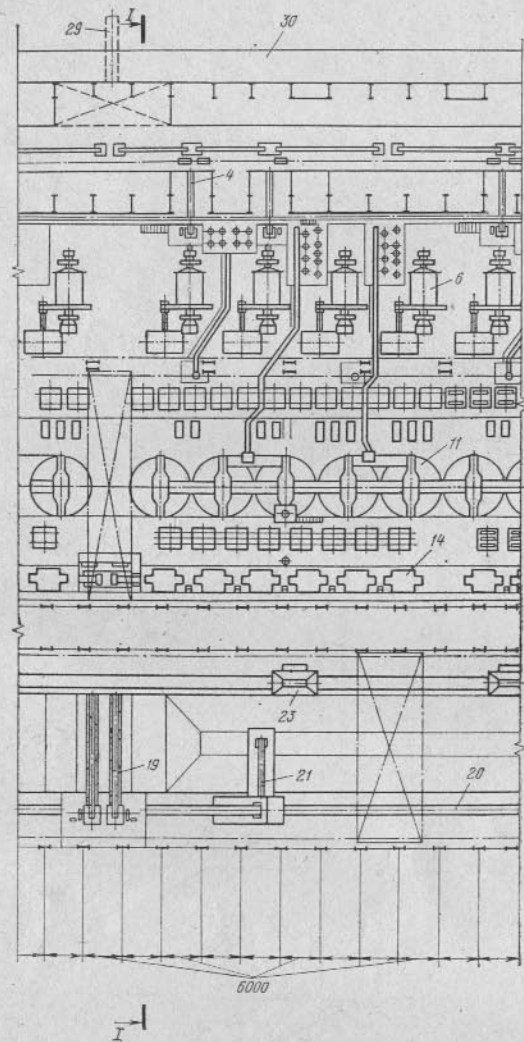
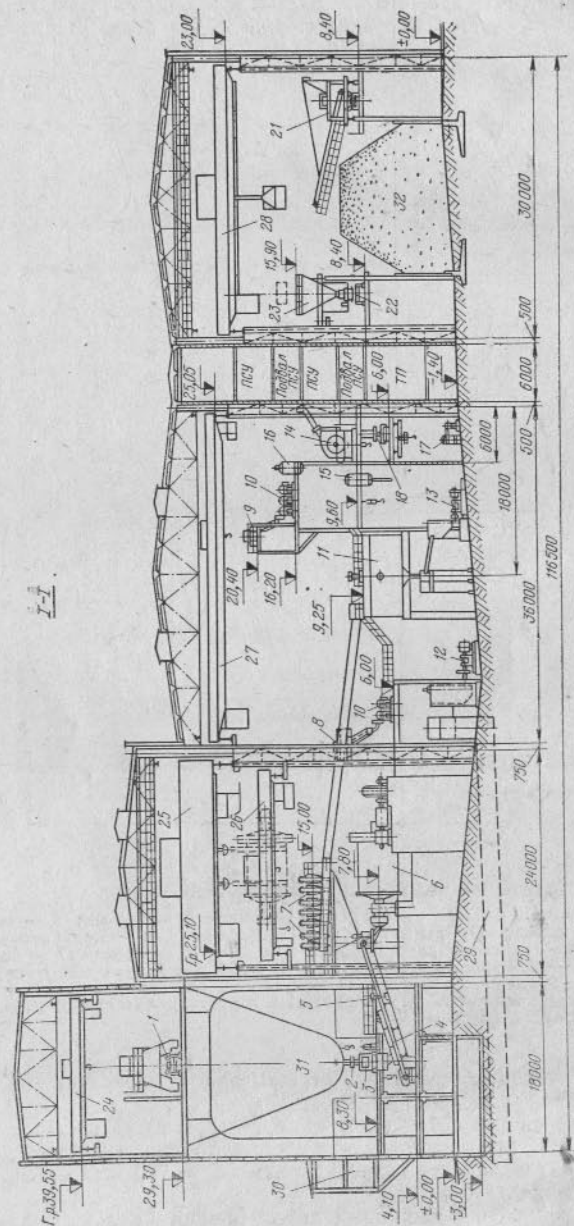


Рис. 137. Главный корпус магнитообогатительной фабрики большой производительности (проект 2-й фабрики Днепровского ГОКа)

План приведен для одной секции:

- 1 — конвейер  $B = 1600$  мм с разгрузочной тележкой; 2 — затвор бункерный; 3 — конвейер-питатель  $B = 1000$  мм; 4 — конвейер наклонный  $B = 1000$  мм; 5 — весы конвейерные; 6 — мельница шаровая МШЦ  $4500 \times 6000$  мм; 7 — гидроклион  $750$  мм; 8, 9 — пульподелители; 10 — сепаратор магнитный полупротивоточный; 11 — дешламатор магнитный  $D = 9000$  мм; 12 — насос грунтовый 12 Грк-8; 13 — насос грунтовый 8 Грк-12; 14 — вакуум-фильтр дисковый ДШ 68-2,5у; 15 — ресивер; 16 — вакуум-ловушка; 17 — вакуум-насос ВВН-50; 18 — конвейер передвижной  $B = 1600$  мм; 19 — конвейер наклонный  $B = 1400$  мм; 20 — конвейер  $B = 1200$  мм; 21 — машина разгрузочная; 22 — конвейер  $B = 1400$  мм; 23 — бункер самоходный с питателем; 24 — кран мостовой  $Q = 15$  т; 25 — кран мостовой  $Q = 2 \times 225/50 + 10 + 10$  т; 26 — кран мостовой  $Q = 30/5$  т; 27 — кран мостовой  $Q = 10$  т; 28 — кран грейферный  $Q = 32$  т; 29 — хвостопровод; 30 — галерея шинопроводов; 31 — бункер мелкодробленой руды, объем на одну секцию измельчения  $6000$  м<sup>3</sup>, запас 45 ч; 32 — склад концентрата, объем на одну секцию  $4500$  м<sup>3</sup>



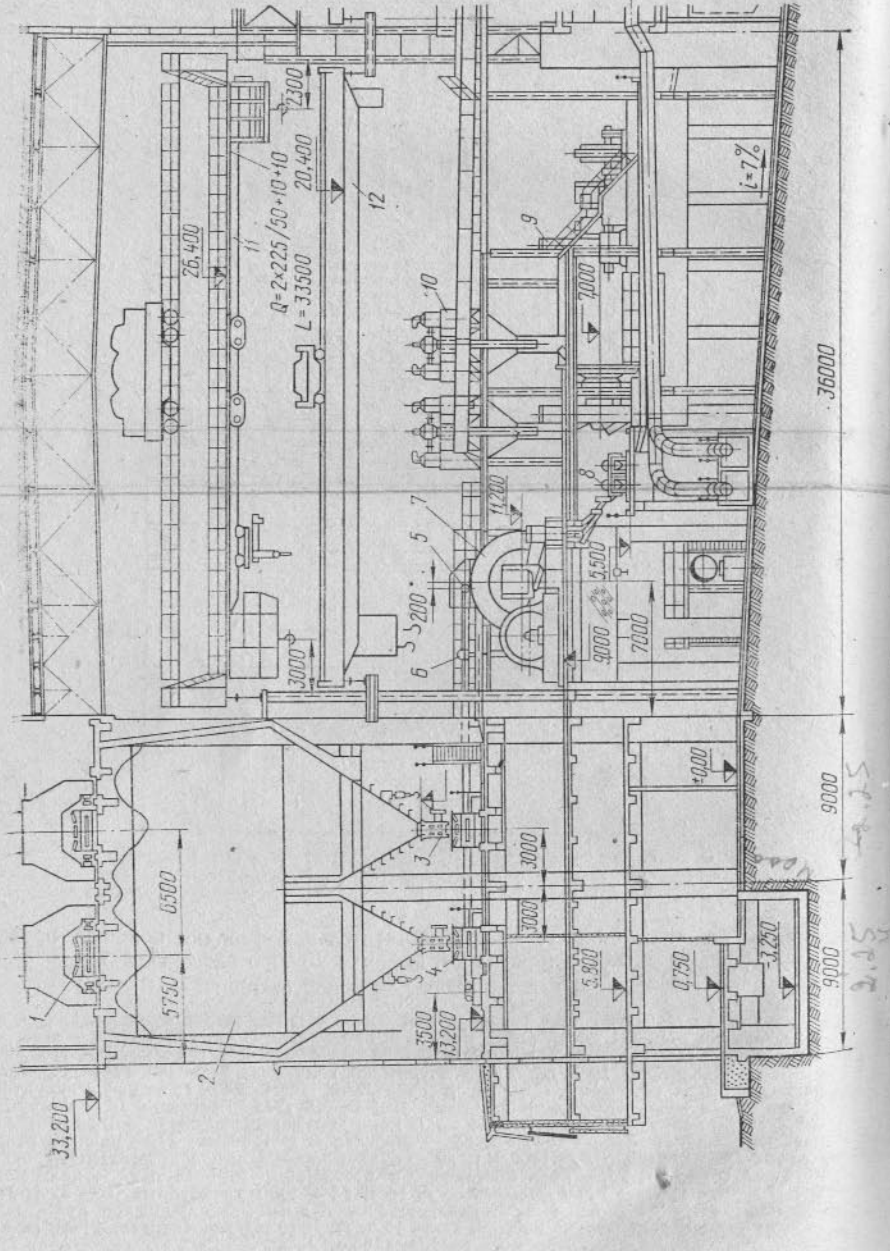
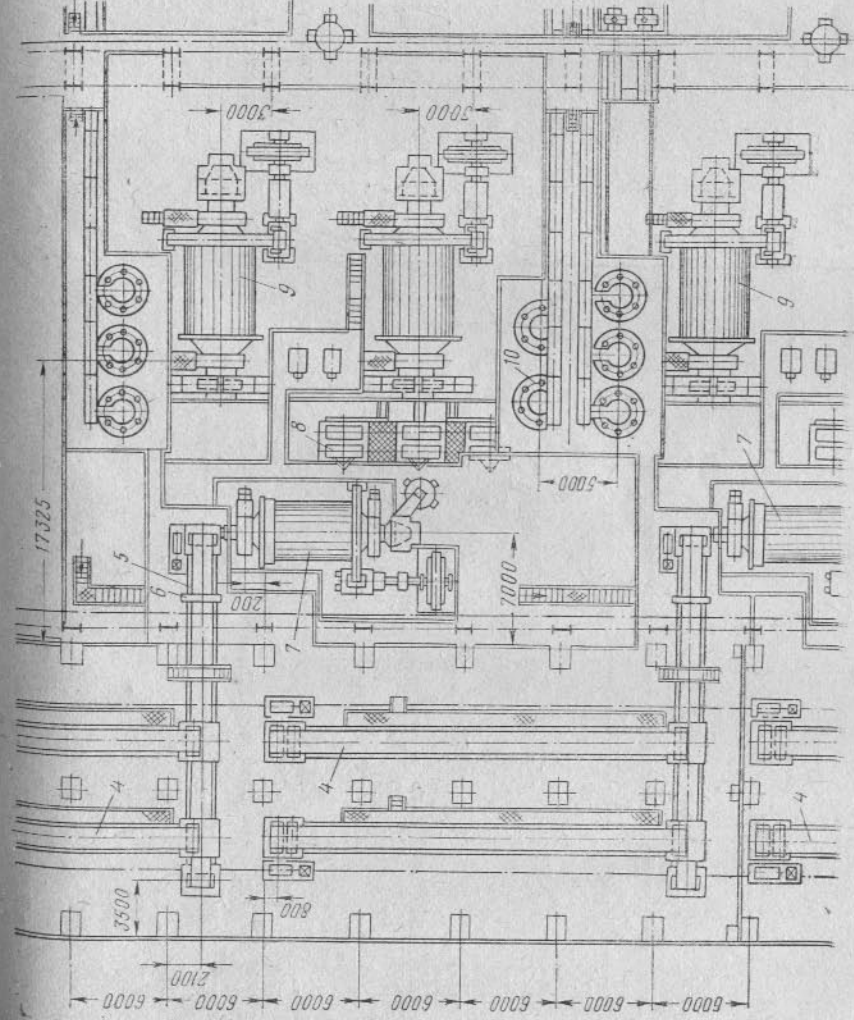


Рис. 138. Отделение измельчения фабрики для магнетитовых руд:

- 1 — конвейер дробленой руды;
- 2 — бункер;
- 3 — затвор буапитателя;
- 4 — сорный конвейер;
- 5 — конвейер в мельницу;
- 6 — конвейер в мельницу;
- 7 — стержневая мельница;
- 8 — конвейер в весы;
- 9 — стержневая мельница;
- 10 — мокрые магнитные сепараторы;
- 11 — шаровая мельница;
- 12 — большой гидрокран; 11 — большой мостовой кран; 12 — малый мостовой кран.



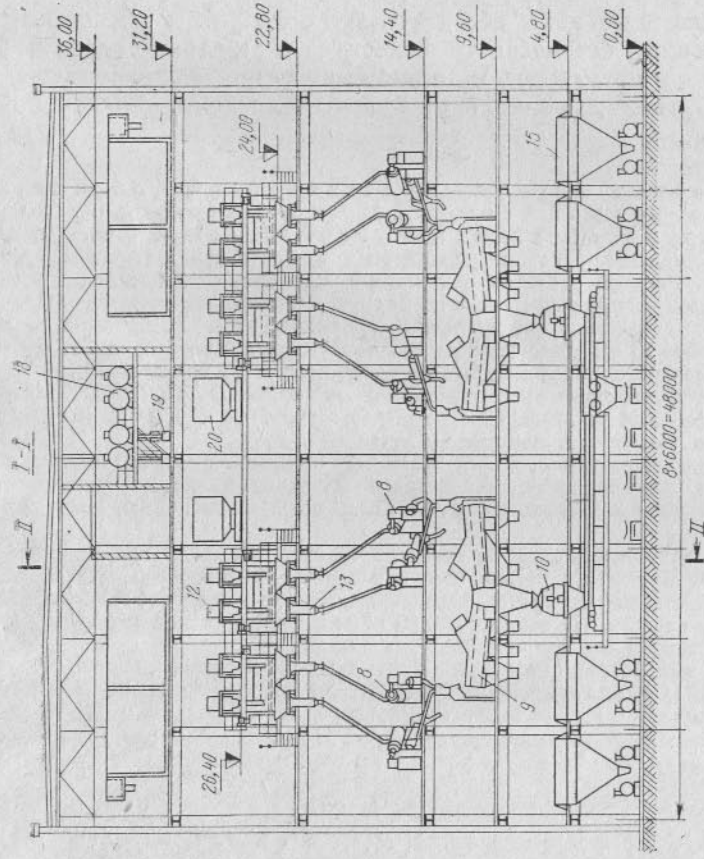
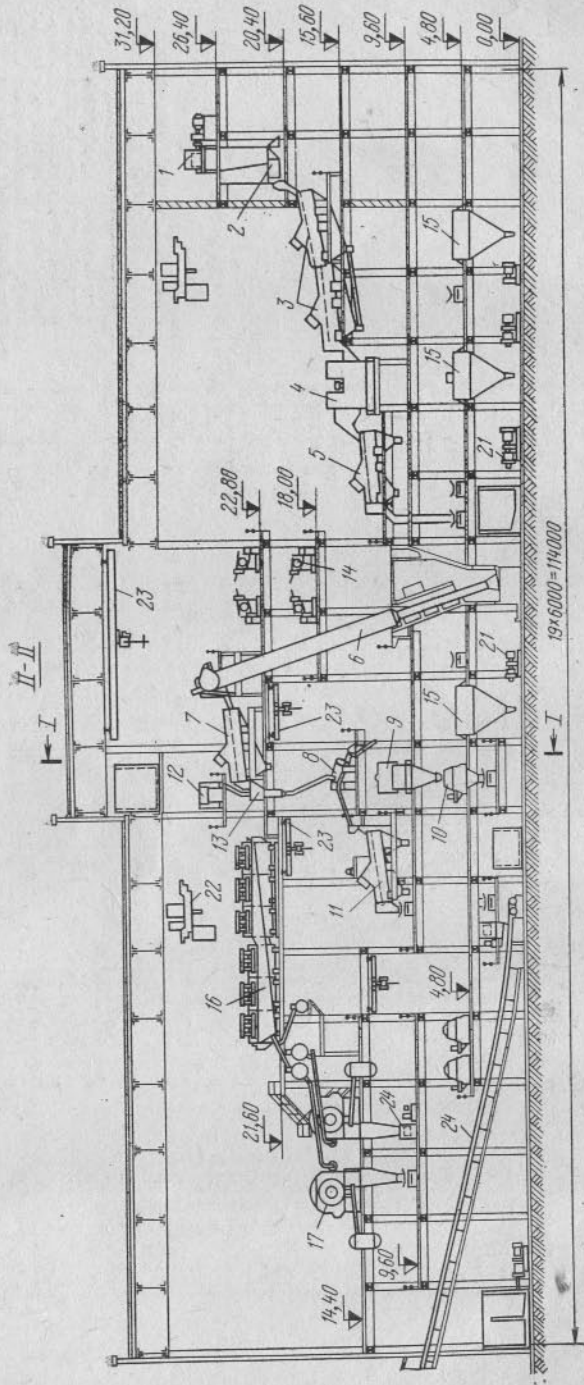


Рис. 139. Главный корпус двухсекционной фабрики (производительность каждой секции 3 млн. т в год) в Печорском бассейне для труднообогатимых коксующихся углей:

1 — конвейер из аккумулялирующих бункеров; 2 — качающийся питатель; 3 — самобалансный грохот (ГИСЛ-72) для мокрой классификации; 4 — трехпродуктовый тяжелосредный сепаратор (СТТ-20); 5 — самобалансный грохот (ГИСЛ-72) для обезвоживания крупного концентрата и отмывка суспензии; 6 — багер-элелятор; 7 — самобалансный грохот (ГИСЛ-72) для дельтамашин мелкого угля; 8 — трехпродуктовый тяжелосредный гидроциклон (ГТ 710/500); 9 — самобалансный грохот (ГИСЛ-62) для обезвоживания продукта и отмывки суспензии; 10 — центрифуга вертикальная обезвоживающая (ЦВП-1500); 11 — самобалансный грохот (ГИСЛ-72) для обезвоживания мелкого концентрата и отмывки суспензии; 12 — бак распределительный; 13 — смеситель; 14 — электромагнитный барабанный сепаратор (ЭБМ-80/250); 15 — сборник суспензии; 16 — шестикамерная флотационная машина (МФУ-12); 17 — вакуум-фильтр Ду250; 18 — бак для хранения реагентов; 19 — распределитель и дозатор реагентов; 20 — аппарат кондиционирования пульпы (АКП-1600); 21 — насос; 22 — мостовой кран; 23 — кран-балка; 24 — сборный конвейер



## УГЛЕБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ

Размещение цехов и служб углеобогажительных фабрик на промышленной площадке и компоновка оборудования внутри цехов в зависимости от технологических схем и местных условий отличаются большим разнообразием.

Обогажительные фабрики, применяющие гравитационные методы обогащения, компоуются по схеме, обеспечивающей максимальное использование самотечного движения продуктов.

В главных корпусах обогажительных фабрик сосредотачивается преимущественно оборудование для операций классификации и дешламации, обогащения (тяжелые среды, отсадка, флотация), обезвоживания продуктов обогащения и вспомогательное оборудование, связанное с основными процессами.

Сушильные цехи обогажительных фабрик в последнее время по условиям безопасности выносятся в отдельные здания. Также отдельно размещаются приемные устройства, аккумулирующие бункера, радиальные сгустители, погрузочно-складские службы.

Главный корпус двухсекционной фабрики, мощностью каждой секции по 3 млн. т в год, для обогащения труднообогатимых углей, оснащенной тяжелыми средами для обогащения крупного и мелкого угля и флотацией шламов, приведен на рис. 139. Рядовой уголь из аккумулирующих бункеров подается конвейерами на главный корпус и поступает на мокрую классификацию, осуществляемую на двух последовательно установленных грохотах ГИСЛ-72. Крупный уголь размером более 13 мм обогащается в трехпродуктовых сепараторах СТТ-20, а мелкий уголь после дешламации в багер-зумпфах и на грохотах ГИСЛ-72 обогащается в трехпродуктовых гидроциклонных установках ГТ-710/500. На каждой секции фабрики установлены по две пары грохотов ГИСЛ-72, два сепаратора СТТ-20 и четыре гидроциклонные установки.

К отделению тяжелых сред примыкает отделение флотации шламов и фильтрования флотационного концентрата. На каждой секции установлено по три флотационных машины МФУ-12 и по три дисковых вакуум-фильтра Ду 200.

Флотационные отходы из главного корпуса самотеком направляются в радиальные сгустители, располагаемые в непосредственной близости от главного корпуса и после сгущения перекачиваются в отвал обезвоживаются в фильтр-прессах. На отметке  $\pm 0,00$  размещается насосное хозяйство, зумпфы, баки суспензии и электрические подстанции.

Для выполнения ремонтных и монтажных работ главный корпус оборудуется четырьмя мостовыми кранами грузоподъемностью 15 т, кранбалками и тельферами.

В плане главный корпус имеет длину 114 м, ширину 48 м, наибольшая высота по низу ферм 36 м. На рис. 82 приведены приемные устройства для этой

фабрики с использованием роторных вагоноопрокидывателей, а на рис. 149 по казан разрез сушильного корпуса, оборудованного трубами-сушилками для сушки мелкого концентрата и флотационного концентрата.

На рис. 140 приведена типичная схема цепи аппаратов обогащения крупных углей в двухпродуктовых: тяжелосредних сепараторах. Эта схема применима для обогащения коксующихся и энергетических углей с выделением двух продуктов.

Главный корпус фабрики производительностью 500—700 т/ч с суспензионными сепараторами для обогащения энергетических углей показан на рис. 141.

Уголь обогащается до глубины 25 (13) мм с выделением концентрата и породы. Рядовой уголь из углеподготовки поступает на классификационные резонансные грохоты ГРД-72, где разделяется на классы 25 (13) — 200 мм и 0—25 (13) мм.

Крупный уголь после дешламации на самобалансных грохотах ГСЛ-72 направляется в суспензионный сепаратор СКВ-32, где выделяется концентрат и порода. Концентрат, после отмывки от него магнетита, направляется на погрузку в нерассортированном виде. Схемой предусматривается возможность додробления, при необходимости, крупного концентрата +100 мм до —100 мм. Перед погрузкой установлены классификационные грохоты для отсева концентрата по крупности 25 (13) мм. Порода из сепаратора после отмывки магнетита отгружается в отвал. Регенерация суспензии осуществляется в одну стадию на магнитных сепараторах ЭБМ 80-250.

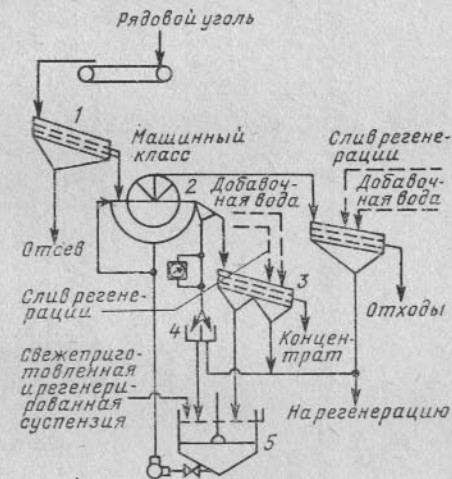


Рис. 140. Схема разделения угля в магнетитовой суспензии на два продукта: 1 — классификационный грохот; 2 — колесный суспензионный сепаратор; 3 — грохоты для отмывки суспензии; 4 — указатель плотности суспензии; 5 — зумпф кондиционной суспензии

## ГРАВИТАЦИОННЫЕ ФАБРИКИ

Обогажительные фабрики, применяющие гравитационные процессы для обогащения кускового и зернистого материала, компоуются с использованием самотечного транспорта основного потока материала. Поэтому применяется или многоэтажная компоновочная схема, или уступчато-этажная на крутом склоне площадки.

Обогажительный корпус гравитационной фабрики для обогащения коренных оловянных (касситеритовых) руд показан на рис. 142, 143. Крупнозернистые фракции обогащаются отсадкой, мелкие — на многоярусных концентрационных столах, шламы — на опрокидных автоматических шлюзах. Оборудование сконпоновано по уступчато-одноэтажной схеме.

\* Параграф переработан Ю. А. Маковским и П. Г. Назаровым.

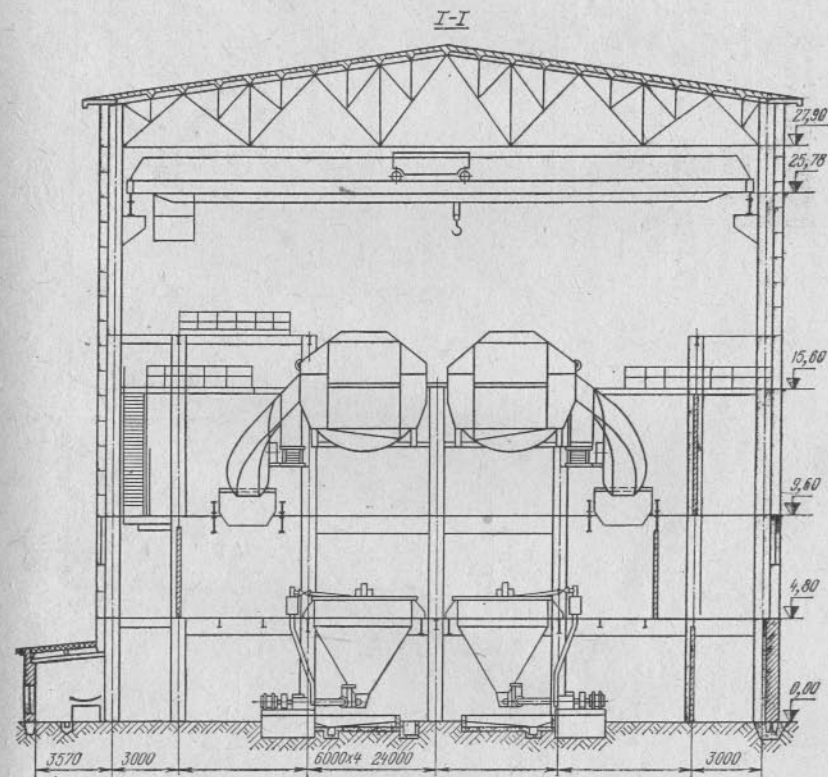
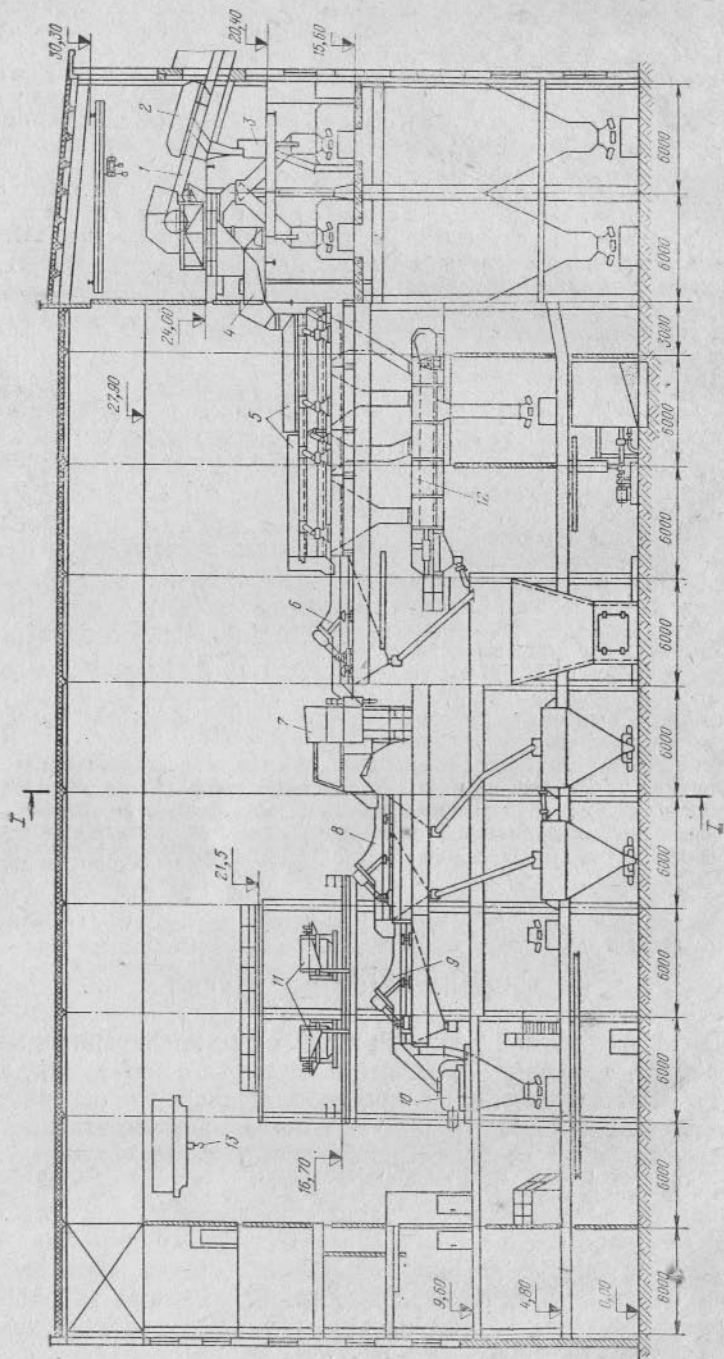


Рис. 141. Главный корпус обогатительной фабрики производительностью 500—700 т/ч для энергетического угля (разрезы):

1 — конвейер из цеха углеподготовки; 2 — пробоотборник скреперный; 3 — пробразделочная машина; 4 — питатель качающийся; 5 — классификационные резонансные грохоты; 6 — дешламационный самобалансный грохот; 7 — суспензионный сепаратор СКВ-32; 8, 9 — грохоты самобалансные для отмывки магнетита и обезвоживания концентрата; 10 — дробилка валковая; 11 — магнитные сепараторы; 12 — конвейер скребковый для отсева; 13 — мостовой кран грузоподъемностью 15 т





План

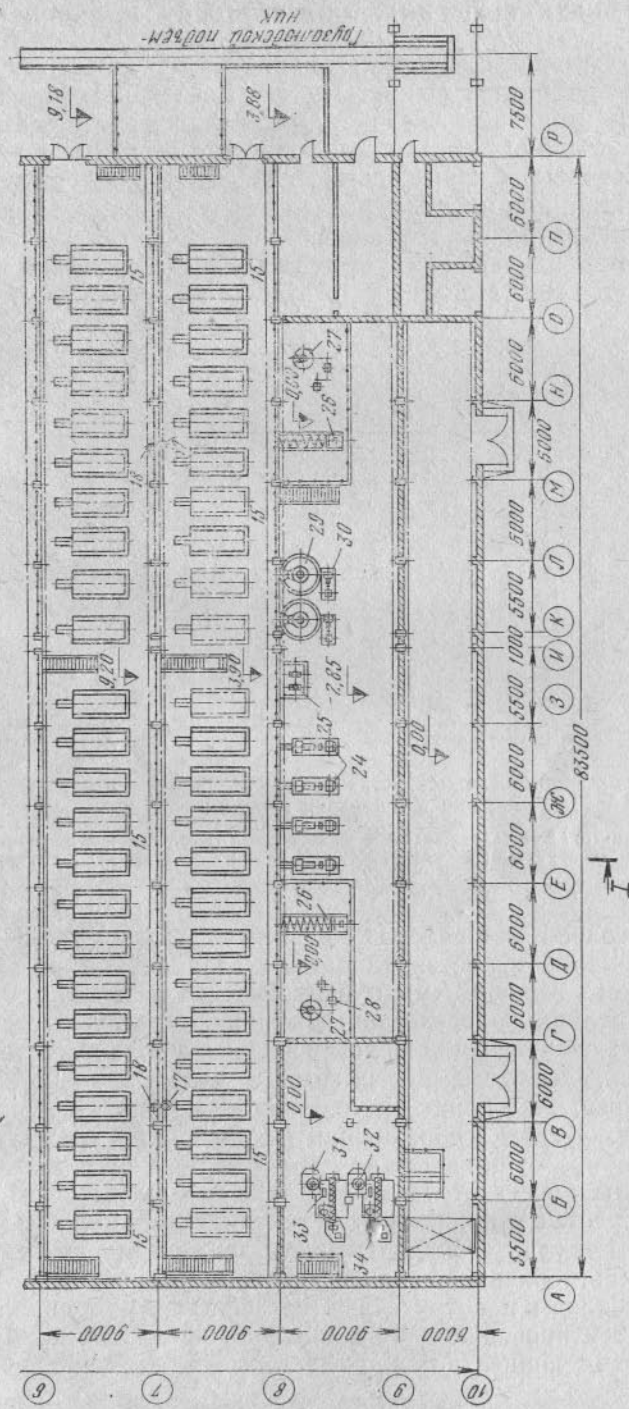
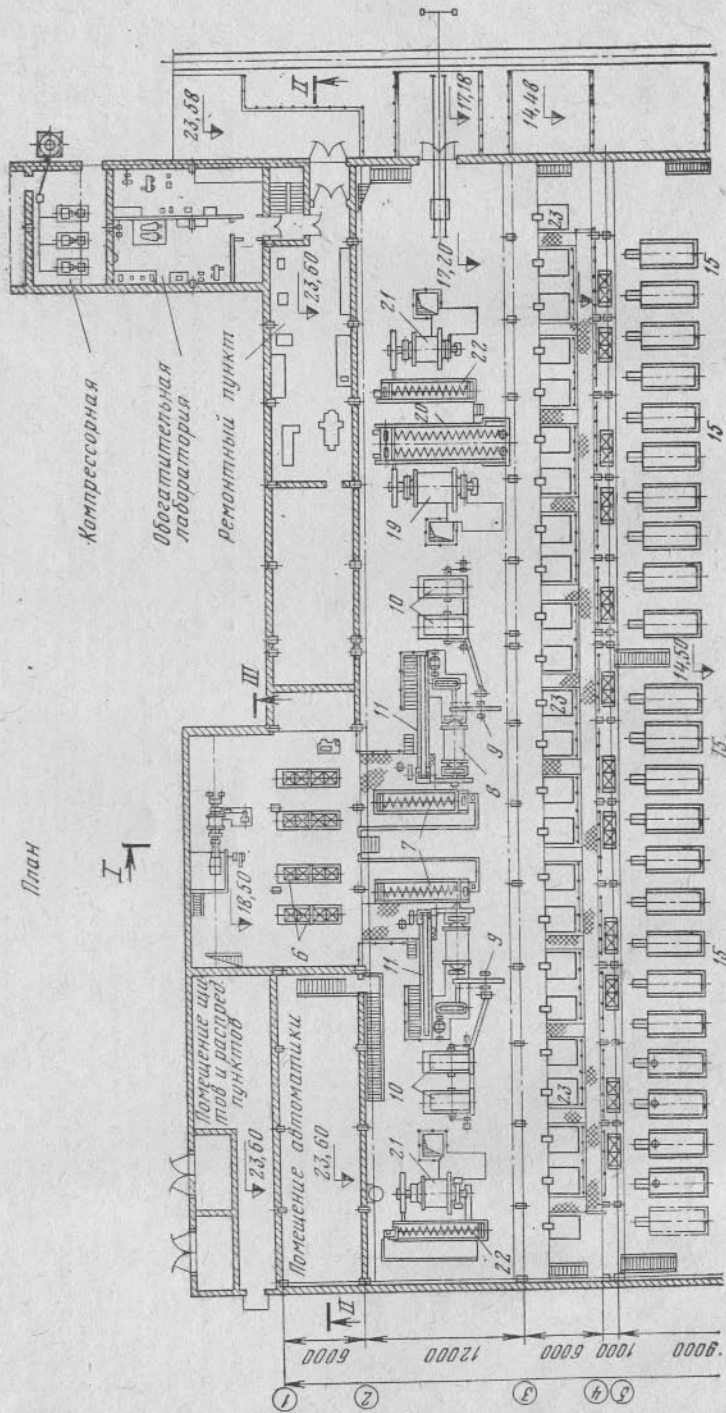


Рис. 143. Обогащительный корпус гравитационной фабрики для обогащения коренных оловянных (касситеритовых) руд (продолжение рис. 142)



## § 9. ЦЕХИ СГУЩЕНИЯ, ФИЛЬТРОВАНИЯ И СУШКИ

На обогатительных фабриках малой производительности или на крупных фабриках, но с малым выходом концентратов устанавливается небольшое число сгустителей и фильтров, поэтому оборудование для сгущения и фильтрования размещается в одном здании с основными производственными цехами. Сгустители для промпродуктов, как правило, размещаются в корпусе обогащения для сокращения длины трубопроводов.

Если устанавливаются сгустители большого диаметра и много фильтров, то они выносятся в отдельное здание. Сгустители

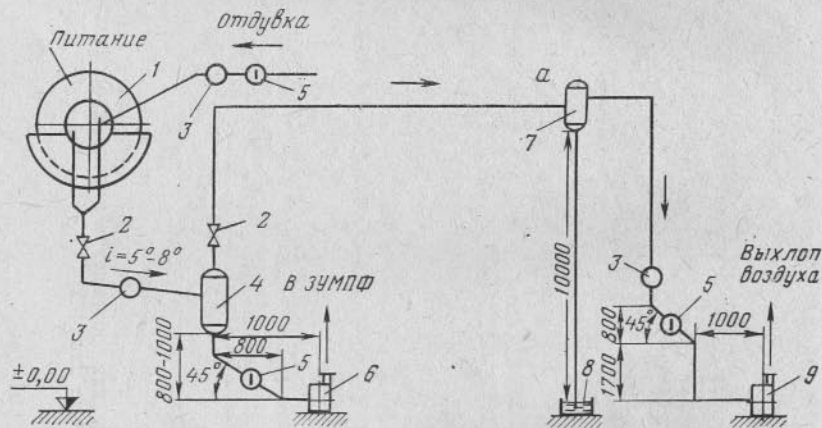


Рис. 144. Схема фильтровальной установки с объединенными зонами фильтрации и промывки (сушки);

1 — вакуум-фильтр; 2 — задвижка; 3 — фильтратный коллектор; 4 — ресивер; 5 — клапан обратный поворотный; 6 — центробежный насос; 7 — ловушка; 8 — гидрозатор; 9 — вакуум-насос

диаметром более 12 м в районах с расчетной температурой — 20 °С и выше рекомендуется устанавливать без зданий и шатров с утеплением сливного желоба и укрытием насосной установки.

Сушка мелких концентратов связана со значительным пылевыделением; обслуживание топок и удаление золы вызывают выделение пыли, тепла и дымовых газов в помещение. Поэтому при большом количестве концентратов, подлежащих сушке, по санитарно-гигиеническим соображениям рекомендуется сооружать отдельный корпус сушки.

На рудных обогатительных фабриках фильтры обычно размещаются вместе с сушилками, так как обезвоженные на фильтрах концентраты трудно транспортировать ленточными конвейерами. Часто к фильтровально-сушильному корпусу примыкают корпус сгущения, склады и погрузочные устройства для концентратов.

При проектировании фильтровально-сушильных корпусов и складов сухих концентратов следует особое внимание обратить

на производственную санитарию и, в частности, на очистку газов от пыли и вентиляцию помещений. Топки для твердого топлива должны быть механические, топливоподача и золоудаление механизуются. При газовом или жидком топливе вопросы обслуживания топок решаются значительно легче, чем при твердом топливе.

Рекомендуется размещать фильтры по отношению к сгустителям так, чтобы переливы фильтров можно было возвращать в сгу-

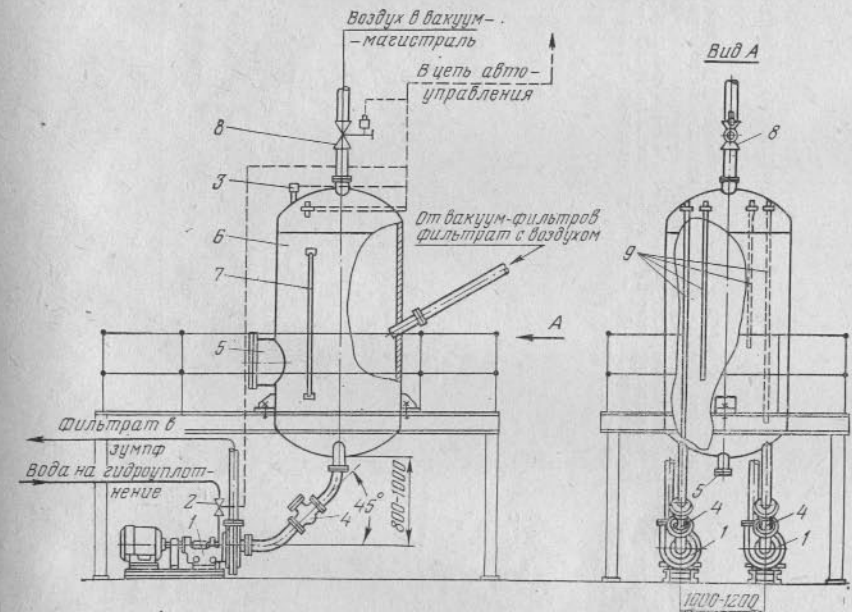


Рис. 145. Установка центробежных насосов для откачки фильтрата из ресивера:

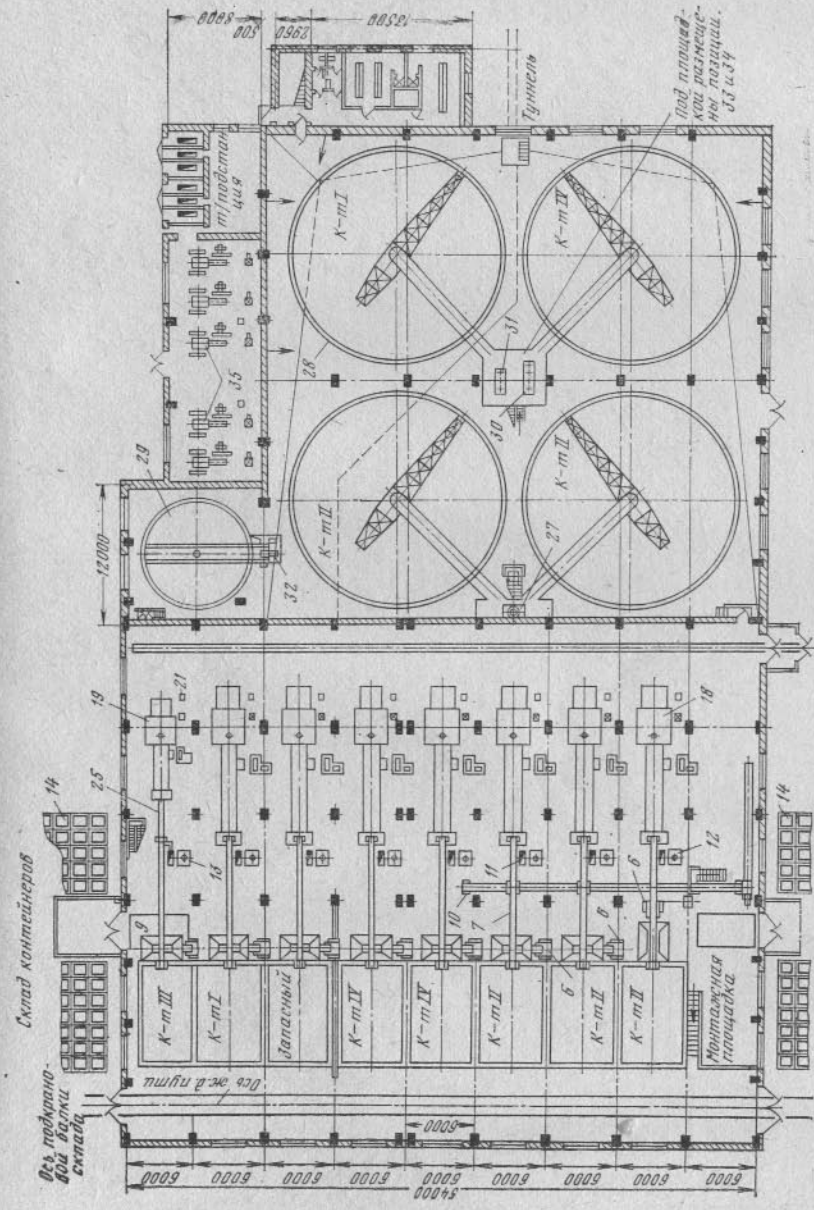
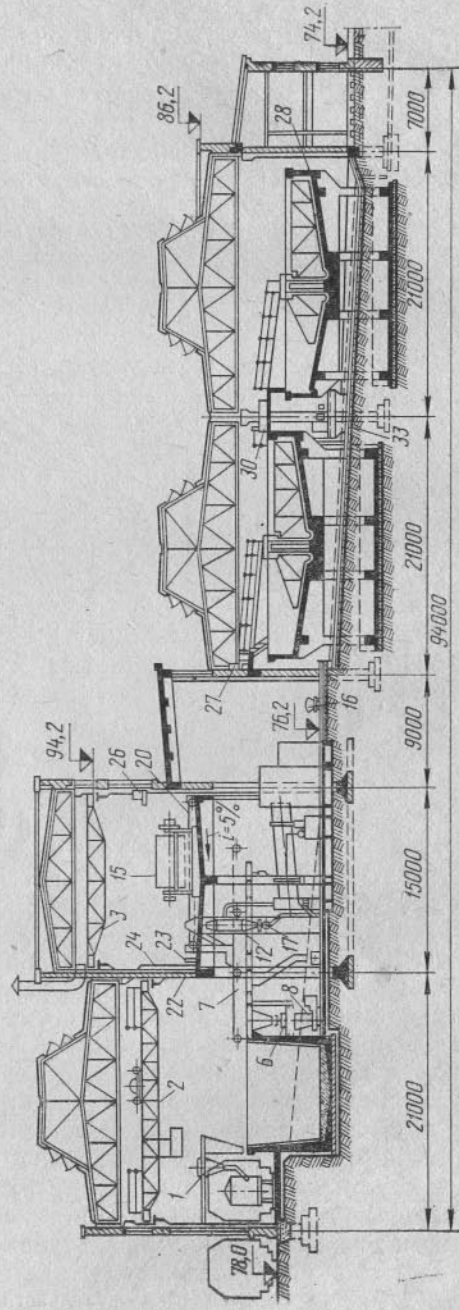
1 — центробежный насос; 2 — вентиль; 3 — электроконтактный вакуумметр; 4 — клапан обратный поворотный; 5 — люк ресивера; 6 — ресивер; 7 — водомерное стекло; 8 — задвижка с электроприводом; 9 — датчики уровня

стители. Возврат переливов на фильтры без их сгущения обводит питание фильтров и приводит к накоплению в нем тонких шламов. Если перед фильтрованием нет сгущения пульпы, то для переливов и фильтрата все же следует установить сгуститель, который может служить и некоторым буфером, создающим независимость в работе цехов флотации и фильтрования. Компоновка оборудования фильтровальных установок может быть автономной или групповой\*. Автономная установка состоит из вакуум-фильтра, вакуум-насоса, воздухоудовки, ресивера, соединенного с центробежным насосом, ловушки или конденсатора и применяется при малом числе вакуум-фильтров.

\* Рекомендации по компоновке фильтровального отделения изложены по П. Н. Дутченко, см. Цветные металлы, 1979, № 9, с. 100—104.

Рис. 146. Корпус сгущения, фильтрования и сушки большой флотационной обогатительной фабрики для полиметаллической руды.

1 — передвижная загрузочная воронка; 2 — кран мостовой грейферный  $Q = 10$  т; 3 — кран мостовой ручной  $Q = 10$  т; 4 — кран мостовой электрический  $Q = 5$  т; (на складе контейнеров); 5 — кран-балка ручная  $Q = 3$  т (в помещении вакуум-насосной); 6 — питатель ленточный; 7 и 13 — катушки конвейера; 8 — автокар; 9 — весы для взвешивания контейнеров; 10 — конвейер ленточный; 11 — элеватор; 12 и 13 — батарейные циклоны; 14 — контейнер; 15 — барабанные вакуум-фильтры; 16 — вагонетка; 17 — догасные затворы; 18 и 19 — сушильные барабаны; 20 — реверсивный конвейер; 21 — воздуходувка; 22 и 23 — вентиляторы; 24 — мокрые фильтры; 25 — винтовой конвейер; 26 и 27 — пульподелители; 28 и 29 — ступицы; 30—32 — диафрагмальные насосы; 33 и 34 — насосы песковые; 35 — поршневые вакуум-насосы





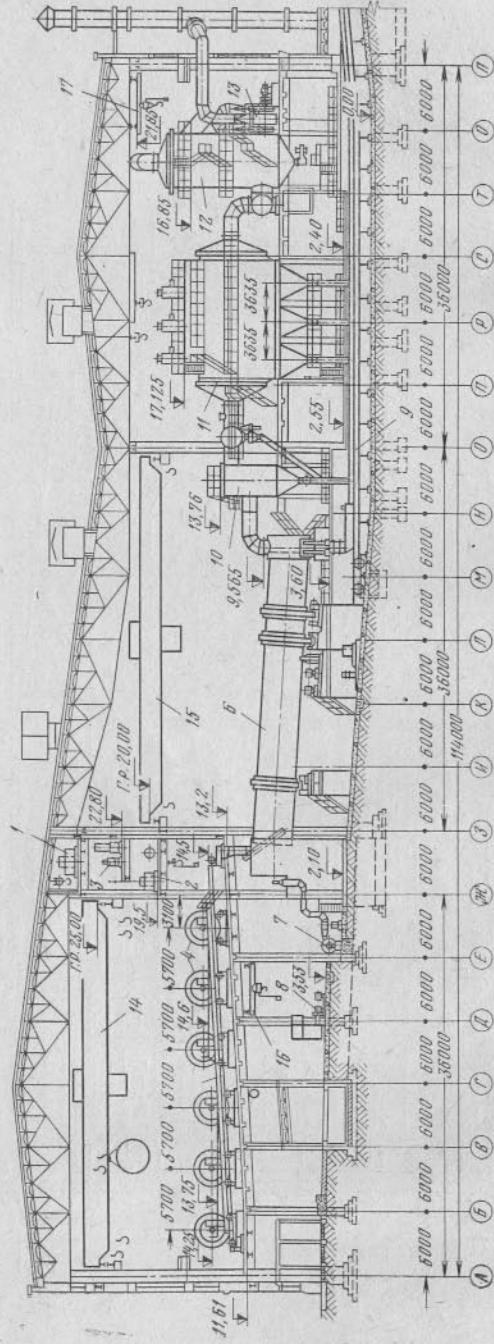


Рис. 147. Фильтровально-сушильный цех апатитовой фабрики большой производительности:

1 — пульподелитель; 2 — пульподелитель по фильтрам; 3 — реактивный питатель; 4 — фильтр барабанный с внутренней фильтрующей поверхностью  $F = 40 \text{ м}^2$ ; 5 — сборный конвейер; 6 — барабанная сушилка диаметром 3500 × 27000 мм с мазутной топкой; 7 — вентилятор Дугьевой; 8 — насос песочный; 9 — конвейер сухого концентрата; 10 — циклон батарейный; 11 — электрофильтр ГП-40-3У; 12 — скруббер диаметром 3000 мм; 13 — дымосос; 14 — кран мостовой  $Q = 25/5 \text{ т}$ ; 15 — то же,  $Q = 10 \text{ т}$ ; 16 — кран-балка  $Q = 2 \text{ т}$ ; 17 — то же,  $Q = 5 \text{ т}$ .

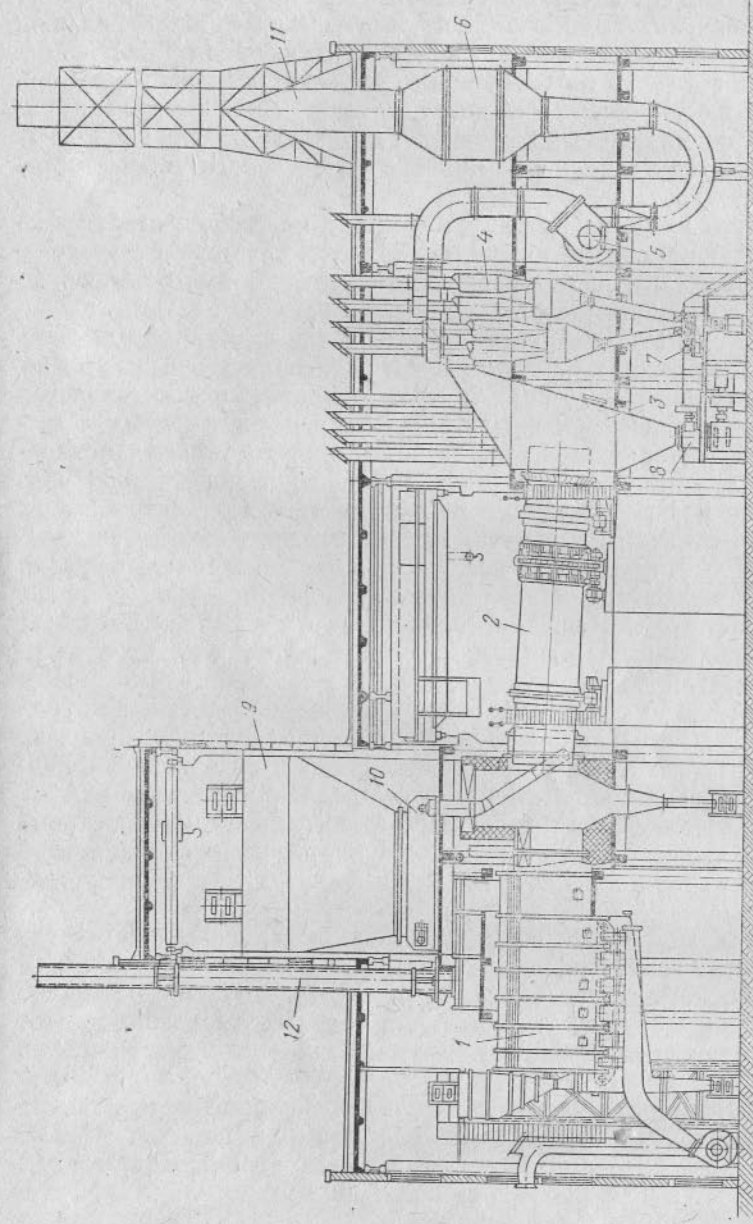


Рис. 148. Сушильный цех углеобогатительной фабрики с барабанной сушилкой

1 — топка; 2 — сушильный барабан; 3 — разгрузочная камера; 4 — групповые циклоны; 5 — дымосос; 6 — мокрый пылеуловитель; 7 — шлюзовая затвор; 8 — скребково-барабанный питатель; 9 — бункер влажного угля; 10 — питатель; 11 — дымовая труба; 12 — расточная труба

При групповой системе вакуум-насосы и воздуходувки, как правило, размещаются в отдельном помещении и подключаются соответственно к общему вакуум-проводу и общему трубопроводу сжатого воздуха. Групповая компоновка на фабрике большой производительности позволяет автоматически поддерживать необходимый вакуум в системе и максимально использовать вакуум-фильтры, вакуум-насосы и воздуходувки. Количество вакуум-фильтров, подключаемых к ресиверу, может варьировать от 2 до 12 и определяется технологией производства и проектными соображениями.

Фильтрат из ресивера вакуум-фильтра может удаляться самотеком через гидравлический затвор. В этом случае для преодоления вакуума в ресивере необходима высота от дна ресивера до уровня жидкости в гидрозатворе около 10 м (~0,1 МПа).

В фильтровальных отделениях насосы для удаления фильтрата и гидрозатворы вакуум-ловушек следует располагать выше уровня самотечно-дренируемого пола. Устройство заглубленных пролетов (траншей) с удалением стоков дренажными насосами не оправдывается вследствие возможного затопления при отключении энергии. Схема установки вакуум-фильтров показана на рис. 144. На каждый ресивер должно быть установлено два центробежных насоса для откачки фильтрата, из них — один рабочий. Включение насосов — автоматическое, по команде датчиков уровня фильтрата в ресивере. Насос на откачке фильтрата из ресивера преодолевает при всасывании высокий вакуум и для его надежной работы необходимо тщательно выполнить присоединение к ресиверу. При этом соблюдаются следующие требования (рис. 145):

каждый насос присоединяется к ресиверу отдельной трубой диаметром, равным диаметру всасывающего патрубка насоса; на всасывающей трубе устанавливается обратный клапан; для упрощения автоматического управления насосами нагнетательные трубопроводы делаются отдельными для каждого насоса и не должны иметь задвижек и вентилях; прокладка труб с уклоном должна обеспечить сток фильтрата при остановке насоса;

вода для гидроуплотнения насоса включается автоматически с включением вакуума.

Если по компоновке фильтров на фабрике возможно простое и надежное самотечное удаление фильтрата из ресивера, то этот способ и должен быть принят. В этом случае фильтрат, перелив гидрозатвора, может транспортироваться обычными шламовыми насосами. На многих углеобогатительных фабриках осуществлено самотечное удаление фильтрата. (Руденко К. Г., Шемаханов М. М. Обезвоживание и пылеулавливание. М., Недра, 1981, с. 120—124).

Сгустители малых размеров обычно разгружают через диафрагмовые насосы и уже после, если требуется, перекачивают сгущенный продукт центробежными песковыми насосами. Регулировать разгрузку сгустителя задвижками при малых расходах пульпы

не удастся из-за забивки трубопроводов. Сгустители большого размера можно разгружать центробежными насосами, непосредственно присоединенными к разгрузочной воронке сгустителя, устанавливаемыми на высоте, обеспечивающей их заполнение пульпой.

Корпус сгущения, обезвоживания, фильтрация и сушки большой флотационной фабрики, получающей четыре концентрата, показан на рис. 146.

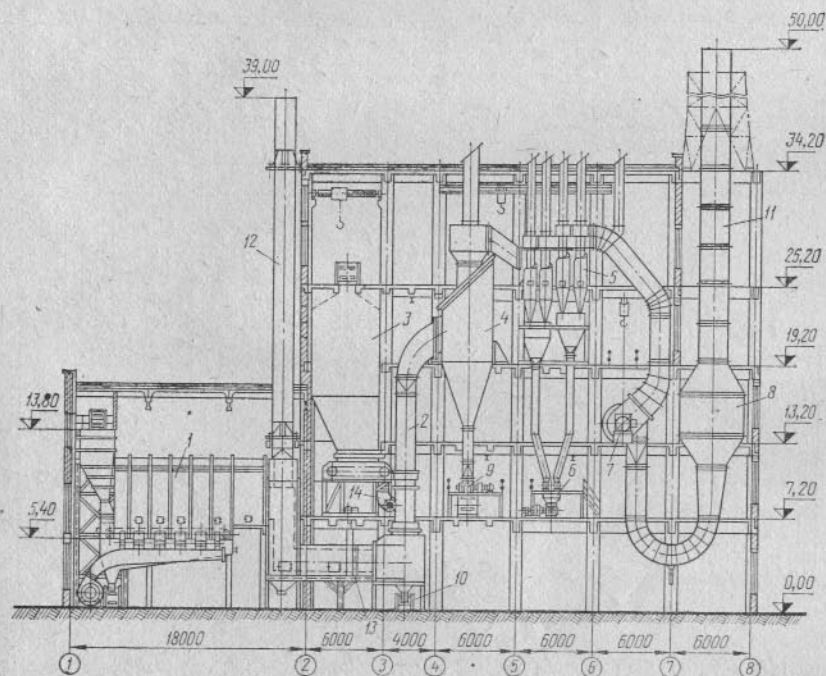


Рис. 149. Сушильный цех углеобогатительной фабрики с трубой = сушилкой:

1 — топка; 2 — труба-сушилка; 3 — бункер сырого угля; 4 — циклон; 5 — батарейный пылеуловитель; 6 — шлюзовой затвор; 7 — дымосос; 8 — мокрый пылеуловитель; 9 — скребково-баранный питатель; 10 — гидрозатвор; 11 — дымовая труба; 12 — растопочная труба; 13 — шибер; 14 — узел загрузки

Концентратная пульпа сгущается в пяти сгустителях. Сгущенные продукты при помощи диафрагмовых и центробежных насосов подаются на барабанные вакуум-фильтры, расположенные на втором этаже над сушильными барабанами. Обезвоженные на фильтрах концентраты реверсивными конвейерами можно подать в сушильные барабаны или, минуя сушку, на катучие конвейеры и на склад, представляющий собой траншею, разделенную на отсеки, либо через воронки малой вместимости и ленточные питатели загрузить в контейнеры. Последние автокарами отвозятся на склад. Траншейный склад обслуживается двумя грейферными кранами, которыми через катучие разгрузочные воронки концентраты можно грузить в железнодорожные вагоны. На складе контейнеров установлены два крана грузоподъемностью по 5 т для погрузки контейнеров на платформы (или автомобили). Дымовые газы сушильных барабанов очищаются в батарейных циклонах и мокрых пластинчатых фильтрах, работающих последова-



тельно. Мокрые фильтры установлены на площадке вакуум-фильтров. Вакуум-насосы установлены в изолированном помещении, примыкающем к цеху сгущения. Здесь же расположена трансформаторная подстанция. По фронту сушилок проложен узкоколейный путь для доставки топлива и отвозки золы. Бытовые помещения размещены в двухэтажной пристройке к цеху сгущения. Размеры корпуса в плане (без склада контейнеров) 94×54 м.

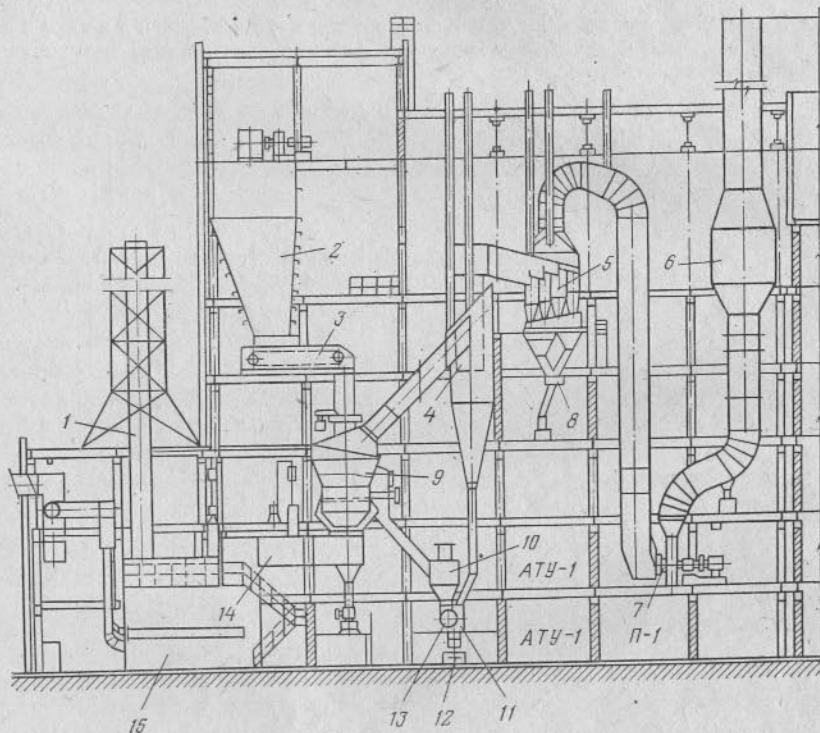


Рис. 150. Сушильный цех на углеобогатительной фабрике с установкой «кипящего» слоя:

1 — растопочная труба; 2 — бункер влажного угля; 3 — скребковый питатель; 4 — циклон; 5 — батарейные циклоны; 6 — мокрый пылеуловитель; 7 — дымосос; 8 — лопастной затвор; 9 — сушильная камера; 10 — бункер; 11 — узел загрузки на конвейер; 12 — конвейер сухого продукта; 13 — барабанный питатель; 14 — боров; 15 — топка

Корпус фильтровально-сушильного цеха с барабанными сушилками большой производительности показан на рис. 147.

Барабанные фильтры с внутренней фильтрующей поверхностью установлены на втором этаже здания по шесть фильтров на каждый сушильный барабан. Пульпа, подлежащая фильтрованию, подается в центральный пульподелитель, установленный выше фильтров. Это создает маневренность в загрузке фильтров и сушильных барабанов. Переливы пульпы из фильтров подаются в сгуститель и после уплотнения возвращаются в пульподелитель. Дымовые сушильные газы выносятся мелкий концентрат в количестве до 150—200 г/м<sup>3</sup> газа. Газы очищаются в три ступени: сначала горячие газы проходят батарейный циклон, затем трехпольный электрофильтр и окончательно промываются в скруббере. Очищенный и охлажденный газ дымососом выбрасывается в атмосферу. Скруббер выполняет роль теплообменника: промывные воды отбирают тепло от очищаемого газа и используются для подогрева пульпы перед флотацией.

Высушенный концентрат и пыль, уловленная в батарейных циклонах и электрофильтрах, транспортируются конвейерами. Топки сушильных барабанов работают на мазуте. Зал фильтров обслуживается краном грузоподъемностью 20/5 т. Над электрофильтрами для смены электродных пластин, установлены тали грузоподъемностью 1 т. Приводы барабанов обслуживаются краном грузоподъемностью 10 т. В направлении, перпендикулярном плоскости рисунка, для одного агрегата фильтры—печь — газоочистка достаточно пролета шириной 12 м.

На углеобогатительных фабриках для сушки флотационного и мелкого концентрата (мельче 13 мм) применяют барабанные сушилки, трубы сушилки и сушку в кипящем слое.

Разрез сушильного цеха углеобогатительной фабрики с барабанной сушилкой показан на рис. 148. Барабан имеет угольную топку с цепной решеткой. Очистка газа трехступенчатая: в разгрузочной камере, групповых циклонах и мокром пылеуловителе [44].

Цех с трубой-сушилкой для сушки смеси флотационного концентрата с мелким углем показан на рис. 149. Предусмотрено три ступени очистки газа: в циклоне, групповых циклонах и мокром пылеуловителе.

Компоновка оборудования цеха сушки в «кипящем» слое показана на рис. 150. Сушилка кипящего слоя с площадью газораспределительной решетки 12 м<sup>2</sup> рассчитана на сушку антрацита класса 0—6 мм с производительностью 180—250 т/ч (18—25 т/ч по испаряемой влаге). Топка газомазутная. Очистка газа трехступенчатая.

## § 10. ХРАНЕНИЕ И ОТГРУЗКА КОНЦЕНТРАТА

Склады концентрата устраиваются для обеспечения бесперебойной работы обогатительной фабрики.

Типичные схемы погрузочно-складских операций на обогатительных фабриках показаны на рис. 151.

Схема а предусматривает бункерную погрузку концентрата. При отсутствии вагонов концентрат поступает на склад и в дальнейшем возвращается на погрузку в бункера. Большая часть концентрата непосредственно поступает на погрузку. По схеме б концентрат поступает на склад и оттуда подается на погрузку.

Вместимость фабричных складов для концентрата в зависимости от расстояния обогатительной фабрики до потребителя и регулярности подачи порожняка под погрузку колеблется от 1- до 15-суточной производительности фабрики по готовому продукту.

На углеобогатительных фабриках вместимость оперативных погрузочно-складских устройств для продуктов обогащения при перевозке по путям МПС принимают: для концентрата коксующихся углей не менее 2,5-суточной производительности фабрики при 5-дневной рабочей неделе; не менее 1,5-суточной производи-

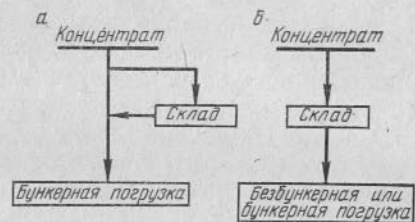


Рис. 151. Схемы погрузочно-складских операций на обогатительных фабриках

тельности при 6-дневной рабочей неделе; до 1-суточной производительности при непрерывной рабочей неделе [46].

Необходимость создания складов длительного хранения готовой продукции и их вместимость должны обосновываться при проектировании. Например, действующими нормативами склады длительного хранения готовой продукции на фабриках, как правило, не предусматриваются, резервируется лишь место для возможности их строительства, и устройство их допускается только при соответствующем обосновании [46].

Тип склада определяется в основном потребной его вместимостью, крупностью и влажностью концентратов, а также их ценностью. При выборе типа склада прежде всего следует решить вопрос, будет ли склад открытым или закрытым. Открытые склады большой вместимости сооружаются для хранения менее ценных и достаточно крупных концентратов, получаемых при обработке гравитационными процессами железных и марганцевых руд, а также каменных углей. Для хранения мелких концентратов строятся закрытые склады, так как при открытых складах возможно значительное распыление концентрата. Для сухих несслеживающихся мелких концентратов можно проектировать силосные склады по типу применяемых в цементном производстве.

Далее решается вопрос о способе разгрузки склада. Выбор способа разгрузки зависит от слеживаемости концентрата, определяемой его крупностью и влажностью.

Для разгрузки слеживающихся материалов на открытых складах наиболее часто применяют скреперы, грейферные краны и экскаваторы, а на закрытых складах — мостовые грейферные краны. При большой производительности по отгрузке материала на закрытых складах применяют роторные экскаваторы [46]. Несслеживающиеся концентраты, преимущественно железных руд, с открытых и закрытых складов на больших обогатительных фабриках чаще всего разгружаются через люки и питатели на проходящие под складом ленточные конвейеры (туннельная разгрузка), аналогично складам дробленой руды.

Способ заполнения склада определяется в большинстве случаев способом разгрузки. Открытые и закрытые склады с туннельной разгрузкой заполняются обычно проходящими на эстакаде, сверху склада, ленточными конвейерами (со сбрасывающей тележкой или челнокового типа).

Открытые склады часто заполняются тем же скрепером, которым и разгружаются. Закрытые склады с грейферной разгрузкой заполняются с помощью проходящего над всем складом продольного конвейера или же концентрат разносится по складу из первого штабеля тем же грейферным краном, который используется и для разгрузки. В первичный штабель концентрат подается ленточным конвейером.

Производительность устройства для загрузки склада должна соответствовать производительности обогатительной фабрики по

готовому продукту. Производительность разгрузочных устройств определяется грузоподъемностью подаваемых составов для отправки концентратов и допустимым временем погрузки. Во всех случаях производительность склада по разгрузке принимается не менее производительности фабрики по концентрату.

Устройство склада с мостовым грейферным краном для влажных и сухих (в зимнее время) концентратов на флотационной фабрике показано на рис. 146.

Закрытые склады для влажного мелкого магнетитового концентрата, оборудованные мостовыми грейферными кранами, показаны на рис. 152. Склады за-

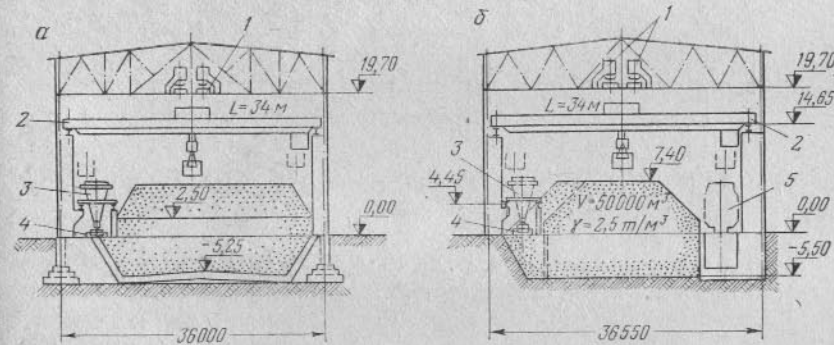


Рис. 152. Закрытые склады для влажного мелкого магнетитового концентрата с мостовым грейферным краном:

- а — склад с разгрузкой концентрата на конвейер; б — склад с разгрузкой концентрата на конвейер и с прямой погрузкой в вагоны;  
1 — загрузочные конвейеры; 2 — грейферный кран; 3 — катучная воронка; 4 — разгрузочный конвейер; 5 — железнодорожный путь

гружаются двумя конвейерами с однорукавными сбрасывающими тележками, проходящими в фермах перекрытия. Разгрузка концентрата со склада производится грейферным краном, подающим концентрат на конвейер (идущий вдоль склада) через катучную воронку (рис. 152, а). На другом складе (рис. 152, б) имеется железнодорожный путь, проведенный в склад. Концентрат грейфером сразу грузится в открытые вагоны.

Открытый эстакадный склад с экскаваторной разгрузкой для железного концентрата промывочной фабрики показан на рис. 153. Вместимость склада 150 000 м<sup>3</sup>, производительность по загрузке и разгрузке 2800 т/ч. Склад заполняется ленточными конвейерами, проходящими в галерее сверху склада. Концентрат со склада экскаваторами подается в железнодорожные вагоны.

На углеобогатительных фабриках для продуктов обогащения сооружают склады, принципиальные схемы которых показаны на рис. 154.

Безэстакадный открытый склад — подача угля на склад ленточными конвейерами и грейферными кранами, загрузка в штабель — грейферными кранами, разгрузка — грейферными кранами, бульдозерами, ленточными конвейерами, экскаваторами, тракторными погрузчиками и скреперными грузчиками. Производительность по разгрузке угля со склада до 250 т/ч.



Склад служит для длительного хранения продуктов, \*не подлежащих регулярной отгрузке, например шлама, промпродукта. Такие склады сооружаются для создания топливных запасов.

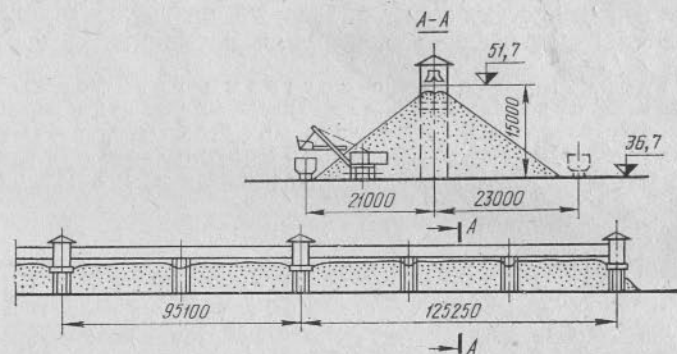


Рис. 153. Открытый эстакадный склад с экскаваторной разгрузкой

Эстакадный склад — загрузка ленточными конвейерами, разгрузка — экскаваторами, скреперными грузчиками, тракторными погрузчиками, грейферными кранами. Производительность по разгрузке до 250 т/ч. Сооружается на фабриках изобольшой производительности.

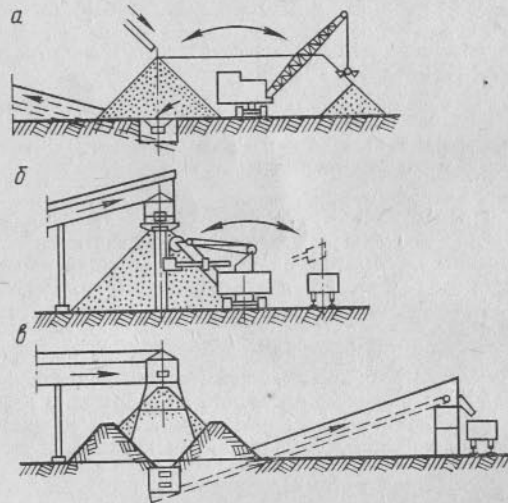


Рис. 154. Схемы складов для продуктов обогащения на углеобогательных фабриках: а — безэстакадный; б — эстакадный; в — полубункерный

конической формы. Основной штабель образуется скрепером. Со склада уголь скрепером подается в воронку, откуда питателем и конвейером направляется в погрузочный бункер или грузится непосредственно в железнодорожные вагоны. Скреперные склады

имеют производительность по разгрузке до 1000 т/ч. На углеобогажительных фабриках большой производительности проектируются открытые грейферные склады, как более надежные в эксплуатации по сравнению со скреперными (нет измельчения угля и изнашивания канатов), позволяющие создавать большие емкос-

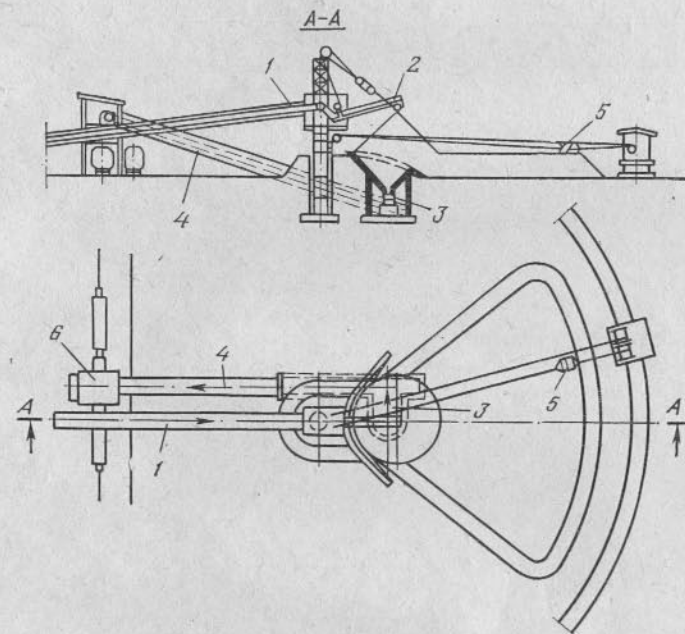


Рис. 155. Схема скреперного склада для угля:

1 — конвейер для подачи угля на склад; 2 — конвейерная стрела для загрузки угля в первичный штабель; 3 — питатель; 4 — конвейер обратной подачи со склада; 5 — скрепер; 6 — погрузочно-весовой пункт

ти при наименьших площадях застройки. На рис. 156 показан открытый аккумулятор угля и штабель длительного хранения угля типа 1АОС-50 000 [39].

При железнодорожном и автомобильном транспорте концентраты чаще всего грузятся навалом. Крупнокусковые и зернистые концентраты перевозятся в открытых вагонах, а порошковатые — в закрытых или в специальных вагонах-бункерах. Концентраты руд цветных металлов поставляются в прочной мягкой (мешки) или жесткой (жестяные барабаны, бочки) таре.

Концентраты грузятся навалом в вагоны или автомашину через погрузочные бункера или через пункты безбункерной погрузки.

Применяемые схемы расположения бункеров относительно железнодорожных путей показаны на рис. 157. Число железнодорожных путей зависит от вместимости бункеров и количества

отгружаемых сортов концентрата. Для упрощения формирования маршрута вагонов и взвешивания продуктов удобно каждый сорт грузить на своем пути, но это увеличивает длину путей. Поэтому часто разные продукты отгружают с одного пути.

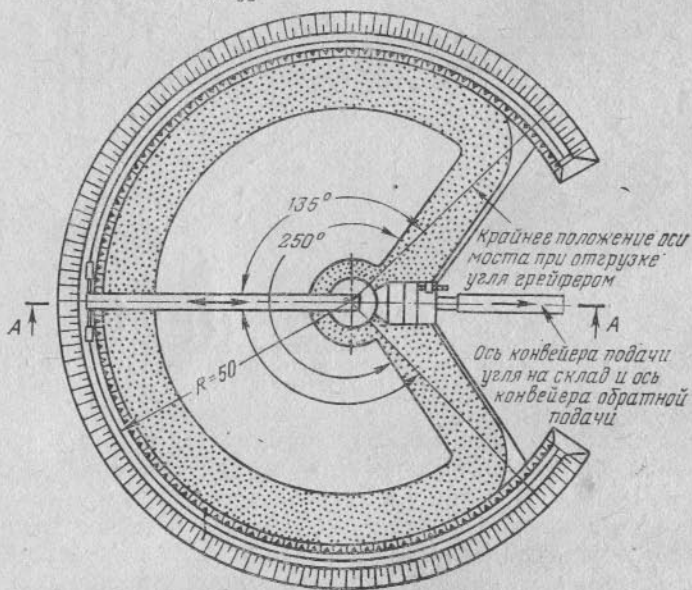
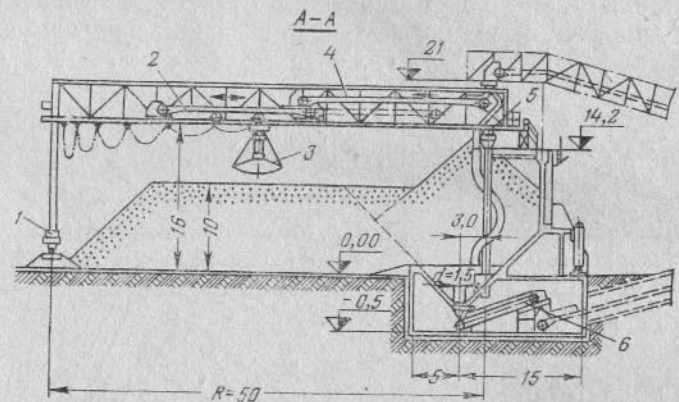


Рис. 156. Открытый аккумулятор угля со складом типа I AOC—50000:

1 — радиальный передвижной мост; 2 — реверсивный передвижной конвейер; 3 — грейфер вместимостью 5 т; 4 — загрузочный конвейер; 5 — шаровая опора; 6 — пластинчатый питатель

Типовые сечения погрузочных бункеров показаны на рис. 158. Бункера сечений *a* и *б* применяются для погрузки открытых вагонов, бункер *в* с боковыми отверстиями позволяет грузить закрытые вагоны через двери и окна.

Вместимость бункера должна быть не менее вместимости состава вагонов, механизация погрузочных работ должна обеспечить погрузку состава не более чем за 2 ч\*.

На углеобогатительных фабриках погрузочно-складские емкости для продуктов, не требующих мер по уменьшению измельчения, принимаются, как правило, силосного типа. При диаметре силосного бункера более 13 м число выпускных отверстий в каждой ячейке должно быть не менее четырех. Угол наклона днищ ячеек должен быть не менее 60°. Для борьбы с зависанием предусматривается футеровка днищ и устройство пневмообрушения.

Погрузочные бункера проектируются отапливаемыми с утеплением и обогревом погрузочных устройств. Предусматриваются устройства для разравнивания угля в вагонах, а при перевозке на расстояние более 50 км профилировка и укатка угля, загруженного в полувагоны, с помощью катков и покрытие угля специальной пленкой или пастой.

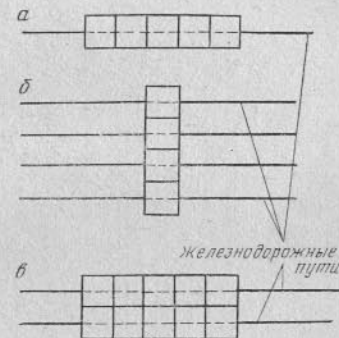


Рис. 157. Схемы погрузочных бункерных установок:  
*a* — продольная; *б* — поперечная; *в* — поперечно-продольная

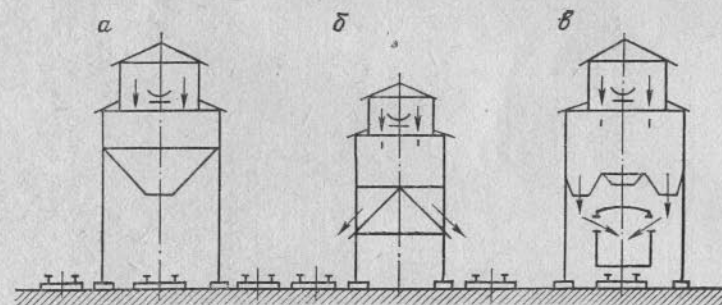


Рис. 158. Типовые сечения погрузочных бункеров:

*a* и *б* — для открытых вагонов; *в* — для открытых и закрытых вагонов

В пунктах погрузки производительностью более 1000 т/ч предусматривается механизированная уборка просыпи под погрузочными устройствами.

Угольные концентраты со стабильной насыпной плотностью более 0,8 т/м<sup>3</sup> разрешается загружать в вагоны по объему с последующим

\* Вместимость бункера можно уменьшить на то количество продукта, которое будет подано с обогатительной фабрики за время погрузки, т. е. за 1,5—2 ч.



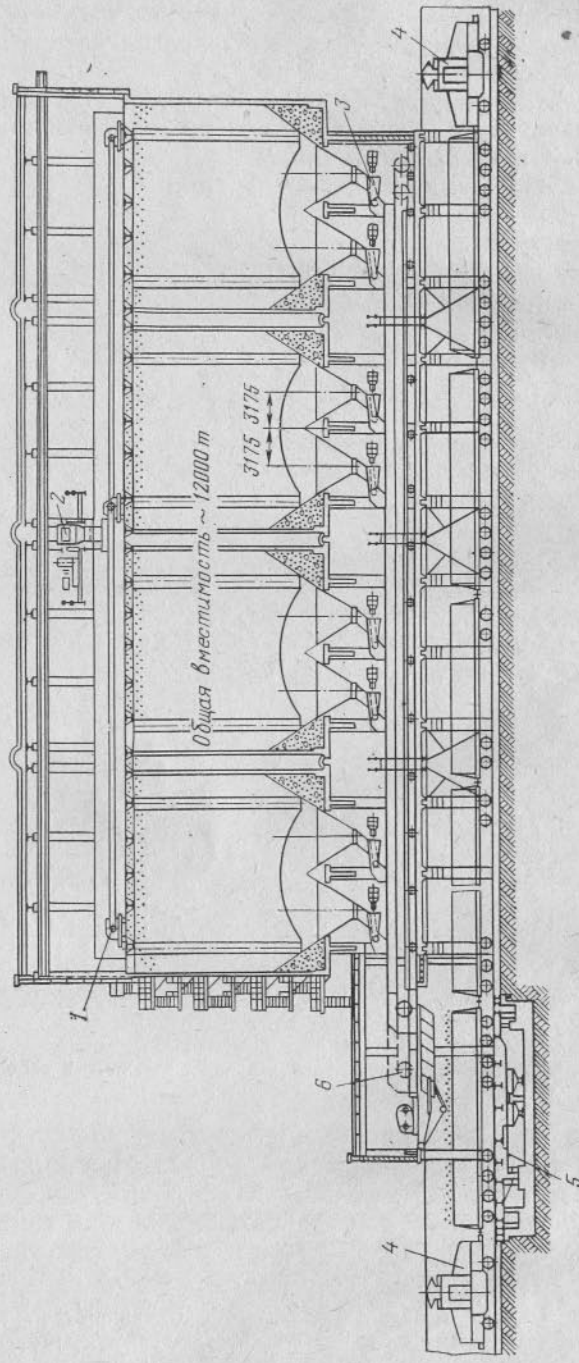


Рис. 159. Погрузочные бункера для угля, сидосного типа вместимостью 12 000 т.

1 — передвижные реверсивные конвейеры; 2 — подающий конвейер; 3 — питатели электровибрационные (качающиеся); 4 — электро-толкатель; 5 — железнодорожные весы; 6 — передвижной погрузочный конвейер

взвешиванием вагонов на ходу на электронно-тензометрических весах с документальной регистрацией количества погруженного угля.

Угли с нестабильной насыпной плотностью загружаются по массе. Железнодорожные весы устанавливают в пункте погрузки [46].

Погрузочное устройство для угля с вместимостью бункеров 12 000 т показано на рис. 159.

На углеобогатительных фабриках применяется также и безбункерная погрузка. На рис. 160 показан автоматизированный углепогрузочный комплекс КПА.

Перевозка концентратов руд цветных металлов в контейнерах позволяет снизить потери концентрата, оздоровить условия труда и уменьшить трудовые затраты на погрузку и разгрузку концентратов.

#### § 11. АВТОМАТИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ И РЕГУЛИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ \*

На современной обогатительной фабрике задачи контроля и регулирования решаются подсистемой централизованного контроля и регулирования технологических процессов, являющейся составной частью АСУТП (автоматизированной системы управления технологическими процессами), разра-

\* Параграф переработан при участии П. В. Кузнецова.

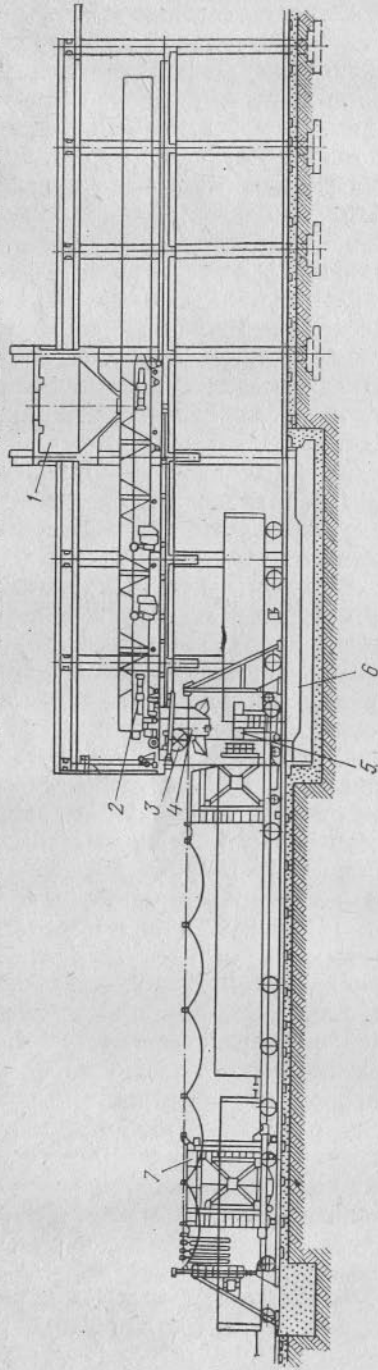


Рис. 160. Автоматизированный углепогрузочный комплекс КПА:

1 — накопительная воронка; 2 — конвейер-бункер; 3 — устройство для уплотнения погруженного угля; 4 — телескопический желоб; 5 — система управления; 6 — вагонные весы типа 649П200А; 7 — маневровое устройство МУ40

ботка которой составляет содержание специального раздела проекта обогатительной фабрики.

Накопленный опыт свидетельствует, что принятые при автоматизации технологических процессов решения оказываются прогрессивными, эффективными и практически реализуемыми только при комплексном проектировании, когда все части проекта — технологическая и автоматическая — взаимно увязаны, т. е. применяемое оборудование и технологические процессы с самого начала своего создания ориентируются на автоматизированное или автоматическое управление. В этом состоит сущность дальнейшего прогресса и один из важнейших принципов современной технической политики.

Технологические процессы контролируются измерением вручную или автоматически различных прямых или косвенных параметров, характеризующих состояние и протекание управляемых процессов.

На обогатительных фабриках применяются приборы автоматического контроля для измерения и определения следующих величин: количества обрабатываемого сырья; расхода используемых в качестве реагентов твердых веществ; содержания твердого в пульпе и плотности пульпы; дебита и суммарного расхода воды, растворов реагентов, пульпы и пара; уровня воды, растворов и пульпы в чанах; числа прошедших вагонеток с сырьем; частоты вращения и числа оборотов отдельных деталей машин (валов, шкивов и т. д.); концентрации водородных ионов в пульпе или в растворе; остаточной концентрации ионов некоторых реагентов в пульпе; температуры пульпы, воды, растворов, масла и газов; давления воды и пара; давления и разрежения воздуха и газов; времени работы, простоя и холостого хода механизмов; напряжения, потребляемой величины тока, мощности, расхода электроэнергии и т. д. [19, 35, 55, 59, 79].

Для измеряемых величин можно в отдельных случаях предусматривать сигнализацию о соответствии их заранее заданным значениям.

Уровень автоматизации дробилок крупного дробления ( $B = 1200$  или  $1500$  мм) определяется принятым способом питания их рудой: непосредственная работа под завалом или подача руды в дробилку через пластинчатый питатель.

В первом случае, предусматривающем максимально пиковую нагрузку дробилок, никаких мероприятий по автоматическому регулированию не проектируется.

При подаче руды пластинчатым питателем регулирование производительности дробилки осуществляется оператором, который в зависимости от интенсивности поступления руды производит требуемые переключения скорости применяемых электроприводов питателей: трехскоростного асинхронного электродвигателя или электропривода с плавным изменением скорости.

Для защиты пластин питателя от разрушения падающими кусками предусматривают установку датчиков нижнего уровня руды в бункере над питателем, сохраняя необходимую «постель» путем автоматической остановки питателя. В качестве датчика уровня применяют радиоактивные гамма-реле.

Чтобы исключить случаи подпрессовки конуса дробилки, возникающие при забивке рудой разгрузочного пространства под дробилкой, необходимо непрерывно контролировать состояние разгрузочного пространства, прекращая подачу питания в дробилку или ее остановку при аварийных ситуациях. В качестве датчиков подпрессовки могут применяться радиоактивные гамма-реле или электронные сигнализаторы (например, СНР-1063 М).

При автоматизации дробилок среднего и мелкого дробления находят применение способы управления, заключающиеся в стабилизации производительности по исходной руде, потребляемой приводом мощности и заполненности пасти. Во всех случаях в качестве управляющего воздействия используется производительность по руде [35, 59].

Стремление улучшить управление процессом дробления привело к разработке новых способов, использующих различные комбинации указанных выше, что, однако, не позволило решить окончательно проблему оптимального управления.

Одним из перспективных оказывается способ регулирования крупности продуктов дробления. В качестве регулируемого параметра применяется ширина разгрузочной щели дробилки. Этот способ управления становится возможным при использовании дробилок с регулируемой в процессе работы щелью.

При автоматизации процессов измельчения руд предложено большое число способов и схем регулирования загрузки мельницы рудой, водой и песками классифицирующих устройств [35, 59]. Наибольшее распространение получила система стабилизации исходного питания по показаниям конвейерных весов путем изменения скорости рудных питателей или конвейеров.

Известны способы (и системы их реализующие) регулирования загрузки мельницы рудой по уровню издаваемого шума, по циркулирующей нагрузке, а также способы, использующие различные их комбинации.

Все эти способы имеют недостаток, состоящий в отсутствии достоверной и надежной информации о внутримельничном заполнении — измельчающей средой и измельчаемым материалом. Этот недостаток предопределил низкую эффективность применения известных систем регулирования процессом измельчения руд.

В связи с этим все большее распространение как у нас в стране, так и за рубежом находят способы оптимального управления внутримельничным заполнением, в которых в качестве параметров, несущих информацию о шаровом и пульповом заполнении, используются потребляемая двигателем мощность и давление в масляном клине вкладыша подшипника. При этом, поддерживая



оптимальное заполнение мельницы шарами по потребляемой мощности и соответствующее этой шаровой загрузке оптимальное заполнение пульпой требуемой плотности по давлению в масляном клине, достигается максимальная производительность по вновь образованному готовому классу крупности.

Регулирование классификаторов или гидроциклонов осуществляют поддержанием постоянства плотности их сливов, измеряемой радиоактивными плотномерами ПР-1025, путем подачи воды в корыто классификатора или зумпф насоса. Все большее применение находят способы стабилизации давления в питании гидроциклона, изменяя число оборотов двигателя насоса, питающего пульпой гидроциклон.

При автоматизации флотационного передела осуществляют контроль и регулирование следующих параметров: материальных потоков продуктов флотации, ионного состава жидкой фазы пульпы, вещественного и гранулометрического состава твердой фазы пульпы, реагентов для поддержания флотационного процесса в заданных режимах, концентрации растворов реагентов, уровня пульпы и пены в камерах флотационных машин, расхода воздуха в пневматических флотационных машинах.

Из перечисленных весьма перспективным оказывается контроль вещественного состава руд и продуктов обогащения, позволяющий оптимизировать процесс флотации: получение максимума извлечения при минимальных расходах реагентов. При этом наиболее целесообразной оказывается система централизованного экспресс-анализа с периодическим отбором продуктов обогащения в различных точках процесса, позволяющая осуществлять анализ как на дискретных порошковых пробах, так и на потоке анализируемой пробы\*. Отечественной промышленностью для этих целей выпускаются соответственно рентгеноспектральные квантометры (например, КРФ-17 и КРФ-13).

В проектах углеобогажительных фабрик разрабатываются АСУТП с двумя уровнями управления: автоматическим управлением отдельными технологическими процессами (локальные системы) и автоматизированным управлением всем технологическим комплексом. Критерием управления технологическими процессами на ОФ служит максимизация выхода концентрата заданной зольности. Разработаны системы автоматизации процессов флотации и фильтрации (САРФ), автоматизации тяжелосредних сепараторов и гидроциклонов (РУТА), автоматической разгрузки бункеров (АЗБ) и др. [55].

Автоматизация решения задач управления позволяет сократить непроизводительные потери рабочего времени ОФ на 20%, увеличить выход концентрата на 0,6—1%, промпродукта на 0,3—0,4%, снизить зольность на 1—2% [55].

При децентрализованной схеме управления контрольно-измерительные и регулирующие приборы размещаются на местных щитах.

При централизованной схеме управления показания контрольно-измерительных приборов дублируются на щите диспетчерского пункта, а в некоторых случаях (например, общещитовые измерения) показания передаются только на диспетчерский пункт.

С ростом производительности обогажительных фабрик увеличивается объем информации, передаваемой на диспетчерский пункт.

Необходимость переработки больших потоков информации, а также повышение точности и надежности систем контроля и управления приводит к применению в разрабатываемых проектах АСУТП фабрик высокоэффективных и надежно работающих управляющих вычислительных машин.

Потребные площади диспетчерских пунктов определяются проектом. Кроме общезаводских диспетчерских пунктов, на фабриках большой производительности предусматриваются операторские пункты для управления отдельными производственными участками.

Диспетчерский пункт обогажительной фабрики размещается вблизи административного центра, а операторские пункты — по возможности в центре обслуживаемых ими производственных участков.

Для связи диспетчера с рабочими местами и рабочих мест между собой предусматриваются диспетчерская телефонная связь и производственная громкоговорящая связь, а также аппаратура для разговорной связи с находящимися в движении объектами.

Визуальный контроль за технологическим процессом и состоянием оборудования осуществляется на диспетчерском пункте с помощью установок промышленного телевидения.

## § 12. УКЛОНЫ ЖЕЛОБОВ ДЛЯ САМОТЕЧНОГО ТРАНСПОРТА

Правильное назначение уклонов желобов, лотков, труб и других элементов самотечного транспорта продуктов и материалов на обогажительной фабрике имеет весьма важное значение для нормальных условий эксплуатации.

Неправильно заданные в проекте уклоны желобов уже в пусковом периоде фабрики вызывают трудоемкие переделки узлов и сопряжений аппаратов и машин, а в отдельных случаях при недостаточных перепадах возникает необходимость и в перекомпоновке оборудования.

Недостаточные уклоны приводят к забиванию течек, заилению труб и лотков, что вызывает необходимость частой очистки или мероприятий по побуждению движения материала — вибрации, шуровки, большого разжижения пульпы.

\* Обогащение руд, 1975, № 1, с. 33—38.

Ориентировочные минимальные уклоны желобов для продуктов магнито-обогащительной фабрики, %

Продукты	Содержание твердого, %	Уклон желоба, %
Слив стержневой мельницы в I магнитную сепарацию	42,0	14—15
Магнитный продукт сепарации слива стержневой мельницы в шаровую мельницу	70,0	15—16
Немагнитный продукт сепарации слива стержневой мельницы в хвостовой лоток	23,0	8—9
Слив шаровой мельницы во II магнитную сепарацию	75,0	12—13
Магнитный продукт сепарации слива шаровой мельницы в зумпф	60,0	11—12
Немагнитный продукт сепарации слива шаровой мельницы в хвостовой лоток	10,0	3—4
Слив гидроциклонов 95 % —0,074 мм в дешламацию (гидросепаратор)	10,5	2—3
Пески гидроциклонов в шаровую мельницу	77,0	45—50
Дешламированный слив гидроциклонов в III магнитную сепарацию	45,0	2—2,5
Слив гидросепаратора в хвостовой лоток	25,0	1,5—2
Магнитный продукт III стадии магнитной сепарации в обезвоживающий гидросепаратор	37	9—10
Немагнитный продукт III стадии магнитной сепарации в хвостовой лоток	5	2,5—3
Слив обезвоживающего гидросепаратора в хвостовой лоток	1	1—1,5
Пески гидросепаратора в вакуум-фильтр	50	10—11
Перелив вакуум-фильтров	45	9—10
Хвостовой лоток на одну секцию		2,5—3

При излишне больших уклонах для транспортирования кусковых абразивных материалов (в корпусах дробления и грохочения) резко повышается уровень шума и износ футеровок, а при мягких рудах и углях увеличивается переизмельчение и пылеобразование.

При транспортировании пульпы излишние уклоны приводят к быстрому износу труб абразивным материалом и к вредному ошламованию мягких минералов.

Оптимальные уклоны зависят от многих факторов — плотности материала, размера и формы кусков для сухих продуктов, а для пульпы — в основном от крупности частиц и разжижения. Во всех случаях уклоны зависят от шероховатости внутренней поверхности желобов и труб, от коэффициента скольжения и от формы «смачиваемой» поверхности, т. е. от гидравлического радиуса сечения желоба или трубы.

Для сопряжения аппаратов и технологических узлов уклоны желобов и труб принимают по практическим данным действующих фабрик, обрабатывающих аналогичные полезные ископаемые. При большой длине труб или лотков (межцеховые коммуникации) оптимальные уклоны назначают по гидравлическому расчету.

Минимальные уклоны пересыпных желобов и течек для сухих продуктов дробления и грохочения крупностью от 350—0 до 5—0 мм находятся в пределах 35—45°. Для влажных и содержащих глину продуктов уклоны следует повышать до 60—65°, а для разгрузки осадка фильтров до 75—80°.

Уклоны самотечных желобов и труб для продуктов обработки различных руд приведены в табл. 74 и 75.

Таблица 74

Средние уклоны самотечных желобов для продуктов обработки медных, цинковых и пиритовых руд при отношении Ж : Т = 2 : 1 и более

Продукты	Уклон, мм/м	Продукты	Уклон, мм/м
Продукты грохочения:		Слив классификаторов:	
+20 мм	420—500	—0,3 мм	40—60
20—10 мм	340—420	—0,2 мм	20—40
10—5 мм	250—340	Флотационный концентрат	170—250
5—2,5 мм	170—250	Флотационные хвосты для отдельных желобов внутри обогащительной фабрики	20—40
—2,5 мм	125—170	То же, для магистральных хвостовых пульпопроводов	15—20
Питание концентрационных столов — 0,8 мм	100—125		
Хвосты столов — 0,8 мм	125		
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 %.

На углеобогащительных фабриках важно предохранить материал от излишнего переизмельчения. Нормальные скорости движения по желобам должны быть в пределах: для плиты и крупных кусков ( $>50$  мм)  $v = 0,75—1$  м/с; для материала крупностью 50—10 мм,  $v = 1—1,75$  м/с; для угольной мелочи, штыба и породы допускаются скорости 2 м/с и выше.

Уклоны желобов для углей и продуктов обогащения приведены в табл. 76 и 77.

Данные, приведенные в табл. 76 и 77, относятся к желобам прямоугольного сечения и для нулевой начальной скорости. При высоком содержании в транспортируемом продукте мелкого класса угол наклона желоба выбирается по таблице для смежного, более мелкого класса. Если материал поступает со значительной скоростью в направлении движения по желобу, то углы наклона принимаются меньше низших значений по таблице: для материала крупностью 50—13 мм — на 1—2°, для материала 13—0 мм — на 3°.



Углы наклона самотечных желобов для каменных углей и продуктов обогащения

Продукты	Углы наклона (градус) при влажности, %		
	4	4—7	>7
Уголь марок ПЖ, ПС, К:			
класс 80 мм	23—30	23—30	23—30
» 80—10 мм	30—32	32—35	32—35
Рядовой уголь:			
класс 80—0 мм	36—40	40—44	44—47
» 10—1 мм	40—42	42—45	45—47
» 10—0 мм	45—47	47—50	50—55
» 1—0 мм	53—55	55—60	60—65
Промпродукт:			
класс 60—10 мм	—	33—35	37—40
» 25—6 мм	—	27—40	40—45
» 6—0,5 мм	—	—	50—55
Порода от ручной выборки:			
+100 мм	—	30	—
+ 25 мм	—	35—37	—
класс 80—10 мм	—	—	38—40
» 60—10 мм	—	35—40	—
» 25—6 мм	—	40—45	42—48
» 6—0,5 мм	—	45—50	50—60

Таблица 77

Углы наклона самотечных желобов при транспортировании угля водой

Продукты	Ж : Т	Углы наклона (градус) при крупности, мм		
		50—125	10—80	0—10
Питание обогатительных машин	1,5—2	—	7—10	6—8
То же	2,5—3	10—12	—	4—6
Концентрат	4—6	6—8	5—6	3—5
Концентрат	2—3	12—15	10—12	7—9
Порода	2—4	—	12—16	8—10

Примечание. Для флотационного концентрата требуется угол 3—4°, для сгущенных шламов 4—6°.

### § 13. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СЛУЖБЫ

#### РЕАГЕНТНОЕ ХОЗЯЙСТВО

В состав реагентного хозяйства обогатительной фабрики входят: склады сухих и жидких реагентов и масел; реагентное отделение, предназначенное для приготовления растворов реагентов

требуемой концентрации; дозировочная площадка, размещаемая вблизи флотационного цеха, с расходными бачками для растворов и питателями реагентов.

Если реагентное отделение размещается в пристройке главного корпуса обогатительной фабрики, то при нем обычно предусматривается небольшой расходный склад реагентов на 3—10-суточный запас. В расходный склад реагенты поступают с базисного реагентного склада, где запас реагентов составляет одно-трехмесячную потребность в зависимости от расхода их и условий снабжения.

Если реагентное отделение выносится в отдельное здание, то целесообразно с этим зданием совместить и реагентный склад. В этом случае в реагентном отделении достаточно иметь место для хранения только 1—2-суточного запаса реагентов или, что более целесообразно, расходный склад объединить с основным и максимально механизировать растаривание и подачу реагентов к месту растворения (приемная воронка, питатель и другие устройства).

При этом решении должно быть обращено внимание на обеспечение требований противопожарных и санитарных норм в отношении совместного или раздельного хранения различных реагентов, обеспыливания и систем аспирации и вентиляции [23]. При расчете необходимой площади склада для хранения реагентов, поступающих в таре (мешках, ящиках, бочках), высота укладки их в штабели принимается до 2 м, а нагрузка на 1 м<sup>2</sup> площади хранения 1,5—2 т. Определенная по этим нормативам площадь хранения при штабельной укладке составляет 70—75 % общей площади склада. Высота складского помещения диктуется оборудованием механизации складских операций (автопогрузчиками, кранбалками и другими механизмами), но должна быть не менее 3,5 м от пола до нижней поверхности потолка.

Погрузочно-разгрузочные работы и транспорт внутри реагентного склада механизуются автопогрузчиками и мостовыми кранами.

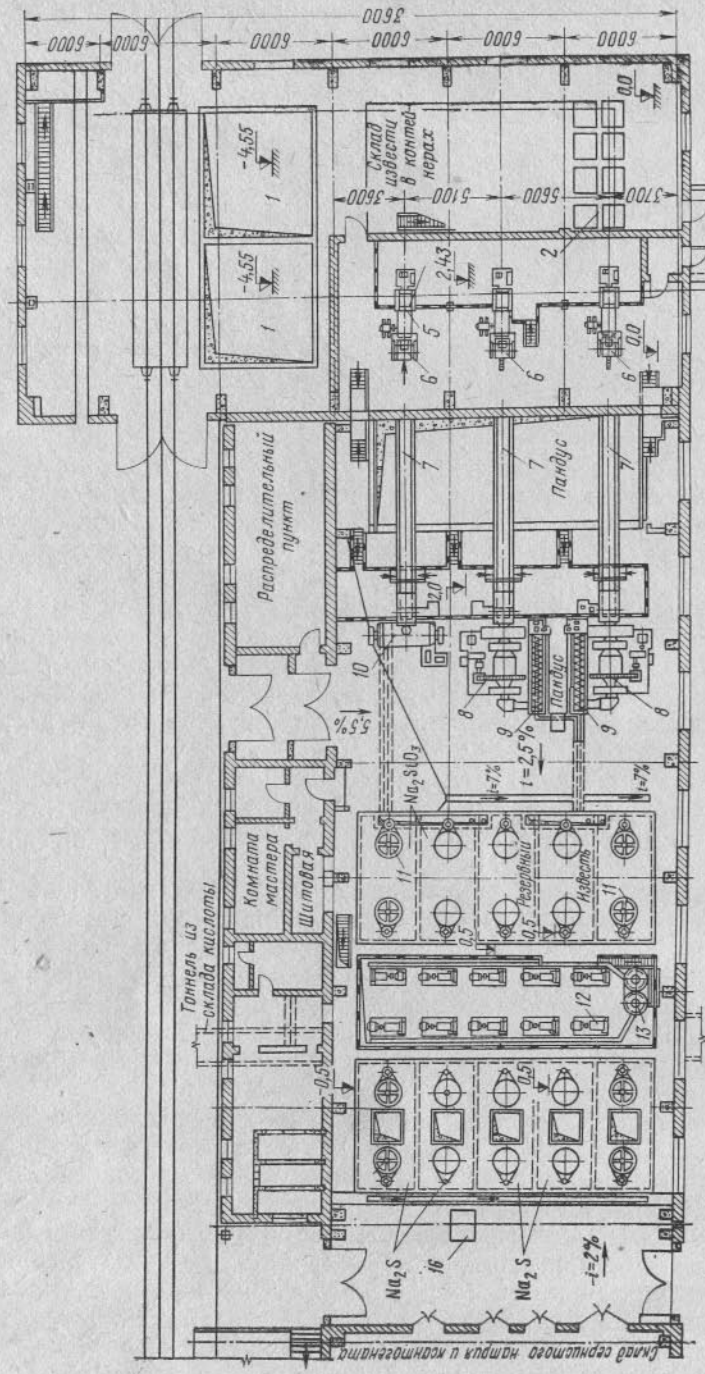
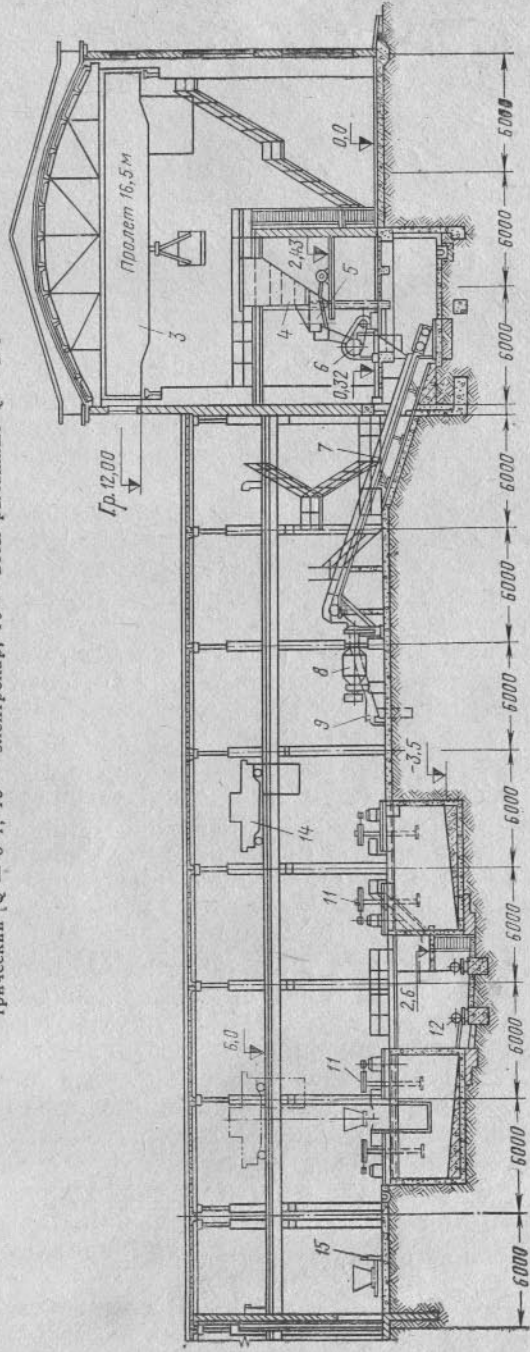
Для жидких реагентов, поступающих в цистернах, таких, как флотационные масла, пиридин, крезол, жидкое мыло, аэрофлот, кислоты и т. п., устраиваются пункты слива цистерн и склады в виде горизонтальных или вертикальных резервуаров, подобно тому, как устраиваются склады для нефтепродуктов. На дозировочную площадку или в реагентное отделение реагенты могут перекачиваться насосами с автоматическим управлением.

Для составления проекта реагентного отделения необходимо знать по каждому реагенту нормы расхода на 1 т руды и требуемую концентрацию растворов. Технические данные для наиболее распространенных реагентов по стандартам приведены в литературе [67].

При проектировании реагентного отделения следует руководствоваться следующими положениями:

Рис. 161. Реагентное отделение обогатительной фабрики большой производительности для медных руд:

1 — склад (яма) силикат-глыбы; 2 — контейнеры для извести; 3 — кран мостовой электрический с крюком и грейфером  $Q = 5/5$  т; 4 — бункер металлический для извести и силикат-глыбы; 5 — питатель лотковый; 6 — дробилка щековая  $400 \times 250$  мм; 7 — конвейер ленточный; 8 — мельница шаровая  $1200 \times 1200$  мм; 9 — классификатор односпиральный  $500$  мм; 10 — автоклав вместимостью  $4$  м<sup>3</sup>; 11 — мешалки в растворных чанах; 12 — насос песковый; 13 — насос песковый вертикальный для дренажа; 14 — кран мостовой электрический  $Q = 5$  т; 15 — электрокар; 16 — весы рычажные  $Q = 2$  т.





приготовление растворов желательно организовать в одну смену для уменьшения числа рабочих;

при односменном приготовлении реагентов вместимость чанов для готовых растворов должна быть не менее суточного расхода реагента;

для каждого реагента необходимо минимум два чана — один, оборудованный мешалкой, для растворения реагентов и другой, расходный, для готового раствора;

с ядовитыми, а также горючими реагентами можно работать только в изолированном помещении с соблюдением специальных правил безопасности и правил противопожарной безопасности.

Технология приготовления реагентов, практика работы реагентных отделений обогатительных фабрик, сведения о питателях реагентов и главные правила безопасности при работе с реагентами приведены в литературе [23, 33].

Реагентное отделение располагается обычно на верхней площадке обогатительной фабрики, выше главного корпуса, а на фабриках малой и средней производительности размещается в пристройке, примыкающей к бункерам главного корпуса.

Растворы реагентов на дозировочную площадку перекачиваются центробежными песковыми или кислотоупорными насосами. На некоторых обогатительных фабриках хорошо работают пневматические камерные насосы — монжюсы, не имеющие механических движущихся деталей, соприкасающихся с растворами.

В отдельных случаях на фабриках, расположенных на площадках с крутым (горным) рельефом, возможно достигнуть самотечного транспортирования растворов на дозировочную площадку.

Для распределения по точкам загрузки известкового молока, масляных эмульсий и других растворов реагентов, расходуемых на фабрике в больших количествах, их перекачивают по кольцевым трубопроводам с возвратом избытка раствора в исходную емкость. При этом раствор циркулирует в объемах, в 8—10 раз превышающих действительный расход. Расходные краны и питательные устройства в местах загрузки управляются дистанционно электромагнитами].

На дозировочной площадке размещаются расходные бачки небольшой вместимости, служащие для автоматического наполнения питателей реагентов. Эта площадка обычно находится в главном корпусе обогатительной фабрики между цехами измельчения и флотации. На больших фабриках для площадки выделяется место в пролете для электрооборудования, а на малых фабриках площадка устраивается вблизи колонн, разделяющих пролеты измельчения и флотации. От реагентных питателей к точкам потребления протягивается самотечная сеть трубок малого диаметра.

Хорошо для разводки реагентов применять трубы из пластмасс, которые не подвергаются коррозии.

На передовых отечественных и многих зарубежных фабриках применяют реагентные питатели с кранами, управляемыми паузными электромагнитными механизмами, допускающими дистанционную регулировку расхода реагентов. На трубопроводах ставятся расходомеры с передачей результатов на диспетчерский пункт.

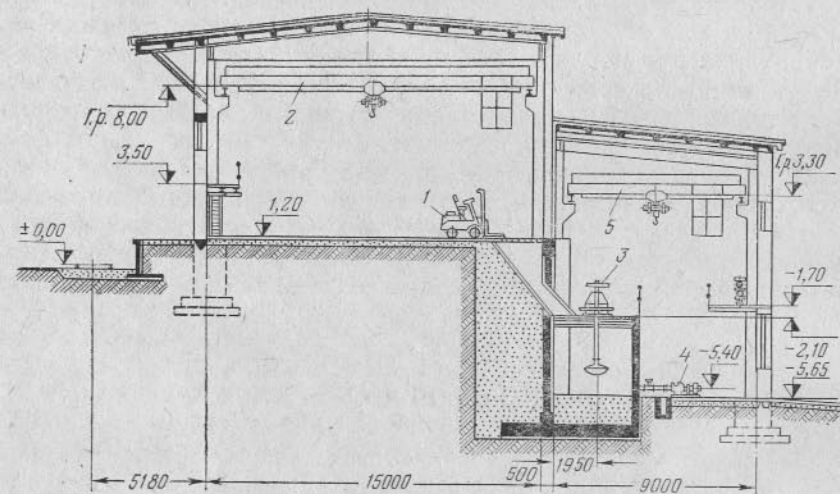


Рис. 162. Реагентное отделение, размещенное в одном корпусе со складом реагентов:

1 — автопогрузчик; 2 — кран однобалочный с электроталью  $Q = 2$  т; 3 — мешалки в реагентных чанах; 4 — насосы; 5 — кран однобалочный с электроталью  $Q = 2$  т

Реагентное отделение обогатительной фабрики большой производительности для медных руд показано на рис. 161. В качестве реагентов применяются известь, жидкое стекло, сернистый натрий, кантогенат. Склад извести и силикат-глыбы находится в одной стороне здания, а склад сернистого натрия и кантогената — в другой. Известь поступает в контейнерах, а силикат — навалом. Со склада известь краном в контейнерах доставляется в бункера перед дробилкой. Силикат подается в воронку грейфером. Для дробления извести и силиката установлены щековые дробилки  $400 \times 250$  мм. Дробленая известь конвейерами подается в две шаровые мельницы, работающие в замкнутом цикле с классификаторами. Дробленый силикат загружается в автоклав. Для известкового молока и раствора жидкого стекла устроены прямоугольные железобетонные резервуары с мешалками. В главный корпус обогатительной фабрики растворы перекачиваются насосами, расположенными в насосной галерее. Сернистый натрий краном подается к растворным резервуарам, размещенным по

другую сторону насосной галереи. Склад и реагентное отделение обслуживаются мостовыми кранами грузоподъемностью 5 т.

Реагентное отделение большой флотационной фабрики, размещенное в одном корпусе со складом реагентов, показано на рис. 162. Длинный склад, расположенный вдоль железнодорожного пути, обслуживается мостовым однобалочным краном с электроталью грузоподъемностью 2 т и автопогрузчиками. Реагентное отделение примыкает к стене склада на всю ее длину уступом ниже. Реагенты со склада через воронки загружаются в железобетонные растворные чаны, размещенные вдоль подпорной стенки склада в один ряд. Расходные и отстойные чаны помещают с растворными чанами в том же ряду. Растворы насосами перекачивают на обогатительную фабрику. Для обслуживания механизмов чанов и насосов имеется однобалочный кран с электроталью грузоподъемностью 2 т.

На площадках с более ровным рельефом при подобной компоновке допустимо не слишком большое (2—3 м) заглубление реагентного отделения с обеспечением аварийных дренажных устройств.

#### РЕМОНТНО-МЕХАНИЧЕСКАЯ СЛУЖБА

Технологический процесс на обогатительных фабриках зависит от устойчивой работы всего технологического и вспомогательного оборудования, установленного на фабрике и эксплуатируемого в условиях тяжелых механических нагрузок и интенсивного абразивного износа рабочих органов и деталей.

Поддержание устойчивой непрерывной работы оборудования является главной задачей ремонтно-механической службы фабрики, организация и состав которой зависит от мощности и структуры горнорудного предприятия, в состав которого входит фабрика. При общем направлении максимальной централизации ремонтной службы с привлечением специализированных организаций для выполнения всех видов гарантийного ремонта и снабжения фабрики сменными запасными частями и целыми узлами на фабрике, при любой организации, все же должна быть создана материально-техническая база для ремонтных работ.

В составе фабрики предусматриваются: в корпусах — ремонтно-монтажные площадки и пункты, подъемно-транспортное оборудование, маслостанции и маслопроводы; как самостоятельные объекты — ремонтно-механические мастерские общего и специализированного назначения: по ремонту узлов машин — грохотов, насосов, флотационных машин, роликкоопор; гуммированных деталей и вулканизации конвейерных лент; каменному литью

для футеровки желобов и других задач; кустовые ремонтно-механические мастерские, а также объекты вспомогательного складского хозяйства — расходные склады для нужд реагентного хозяйства, специальные склады жидких реагентов, склады дробящих тел. Все самостоятельные объекты проектируются по согласованию с генеральной проектной организацией. Территориально перечисленные выше объекты располагаются в непосредственной близости к фабрике и на ее территории, чтобы максимально упростить транспортные связи.

Подобная организация проектирования применяется и для компрессорных, обеспечивающих фабрику сжатым воздухом, а также для объектов мазутоснабжения, ремонтно-строительного цеха и др.

Для выдачи задания на проектирование ремонтно-механических мастерских объем ремонтных работ определяется суммированием годовой затраты времени на ремонт по каждой позиции всего установленного на фабрике оборудования, включая электрооборудование, аспирационно-вентиляционные устройства, маслоснабжения и особо аппаратуру КИП.

Ремонтное время рассчитывается или принимается по нормативам, которые в настоящее время имеются практически по всем видам ремонтных работ [49, 52].

Ремонтно-монтажные площадки (РМП) и ремонтные пункты (РП) должны быть во всех производственных корпусах обогатительной фабрики. Они размещаются в пролетах, где установлено наиболее тяжелое оборудование, и обслуживаются мостовым краном. На монтажную площадку предусматривается ввод железнодорожного пути или автоподъезд к ней. Таким образом, тяжелое оборудование с внешних путей подается под кран.

Размещение РМП в торцовых пролетах цеха — решение наиболее экономичное, но по санитарно-гигиеническим условиям труда рабочих-ремонтников оно не наилучшее, так как уровень шума (особенно при наличии грохотов), запыленность, температурный режим в рабочей зоне 1-го этажа всегда на пределе норм. Поэтому при большом числе ремонтников может быть оправдано размещение ремонтных пунктов в самостоятельном здании (или в пристройке к основному цеху) оптимальной высоты, с нормальным естественным освещением и проветриванием. При этом РП должен быть оборудован своим мостовым краном. Самостоятельный ремонтный пункт связан с монтажной площадкой (минимальных размеров) основного цеха ж.-д. путем н/к для передачи сменных узлов или машин.

При каскадном расположении большого числа дробилок КСД и КМД (16—24 шт.) такое решение может оказаться и экономичнее по капитальным затратам, так как высота РПМ при корпусе достигает 30 м. Самостоятельные ремонтные пункты осуществлены на НКГОКе, ИнГОКе и ССГОКе.



Ремонтно-монтажная площадка в пролете измельчения главного корпуса магнитообогатительной фабрики большой производительности показана на рис. 163.

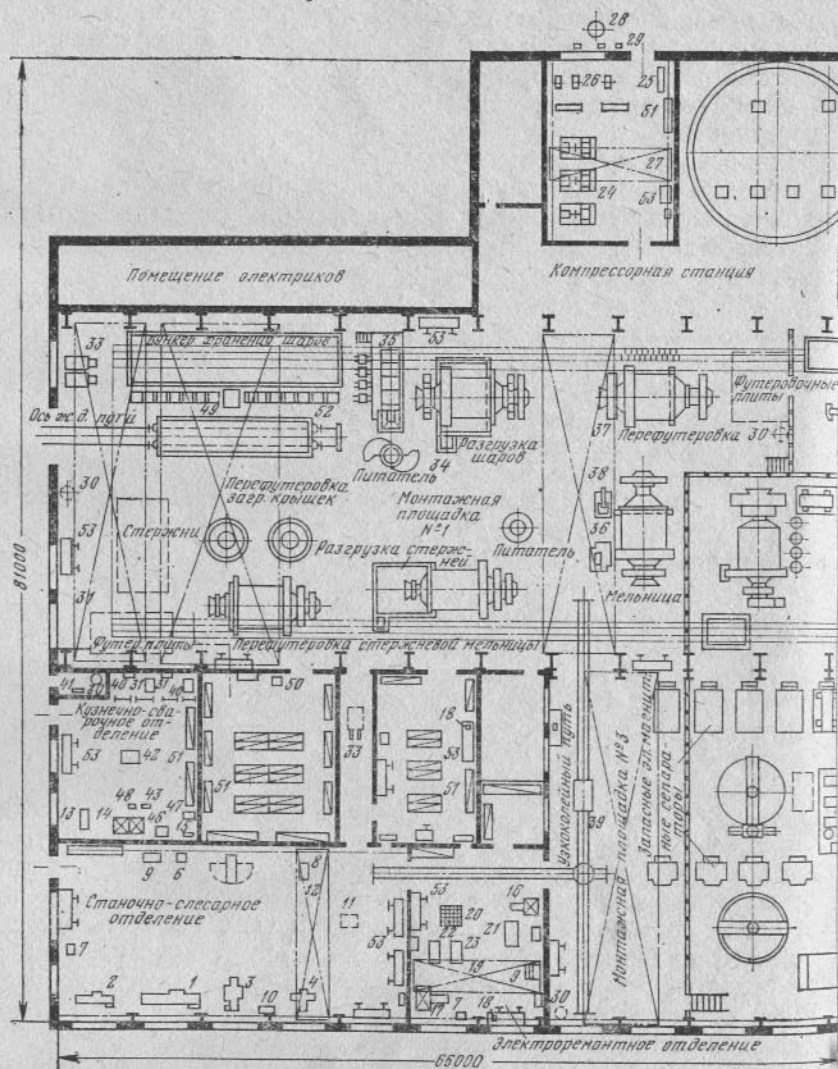


Рис. 163. Ремонтно-монтажная площадка в пролете измельчения главного

1 и 2 — токарно-винторезные станки; 3 — поперечно-строгальный станок; 4 — универсальный; 7 — обдирочно-точильный станок; 8 — обрезной станок с ножовочной пилой; разметочная; 12 — кран-балка  $Q = 2$  т; 13 — молот пневматический ковочный; 14 — электродвигатели; 17 — сушильный шкаф; 18 — сверлильный старок; 19 — кран-балка электродвигателей; 22 — шкаф для стенда; 23 — стол для сборочных работ; 24 — компрессор; 25 — воздушный насос; 29 — фильтры воздушные; 30 — ацетиленовые генераторы; 33 — электрокары  $Q = 2$  т; 34 — песковый насос вертикальный; 35 — установка для классификации шаров; 37 — кран мостовой электрический магнитный  $Q = 20/5$  т; 39 — вагонетка-платформа правильная; 43 — наковальня; 44 — пресс-ножницы (не показаны); 45 — ножницы комбинированные; 49 и 50 — весы рычажные; 51 — стеллажи; 52 —

## ШАРОВОЕ И СТЕРЖНЕВОЕ ХОЗЯЙСТВО

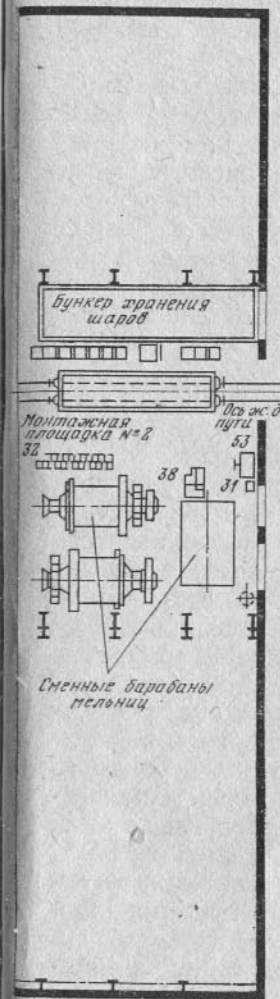
Прием, хранение и подача шаров и стержней в мельницы, а также разгрузка мельниц и пересортировка шаров должны быть механизированы. Склад шаров устраивается вблизи главного корпуса обогатительной фабрики, но лучше разместить его на монтажной площадке пролета измельчения у тупика монтажного железнодорожного пути, в корпусе. Вместимость склада принимается не менее месячной потребности шаров. Основной запас на 4—6 месяцев создается на базахом складе комбината.

К мельнице шары подаются одним из следующих способов: вдоль фронта загрузки мельниц укладывается узкоколейный путь и шары в саморазгружающейся вагонетке развозятся по мельницам электрокаром, краном или тельфером в специальных контейнерах — опрокидных или с открывающимся днищем. Шары загружаются в мельницу одновременно порциями один раз в сутки из расчета компенсации их износа или по одному шару специальными питателями через определенные промежутки времени. В мельнице стремятся всегда поддерживать постоянную загрузку шаров [64].

Загрузка шаров в мельницу при помощи опрокидного контейнера показана на рис. 164. Возможная схема разгрузки шаров из мельниц и пересортировки шаров изображена на рис. 165.

## ПОДЪЕМНО-ТРАНСПОРТНЫЕ УСТРОЙСТВА

Подъемно-транспортные устройства по своему назначению могут быть эксплуатационными или ремонтно-монтажными. К эксплуатационным подъемно-транспортным устройствам относятся грейферные краны



корпуса магнитообогатительной фабрики большой производительности:

сально-фрезерный станок; 5 — радиально-сверлильный станок; 6 — сверлильный станок; 9 — пресс гидравлический; 10 — ванна для промывки деталей в керосине; 11 — плита горн кузнечный; 15 — вентилятор центробежный; 16 — шкаф для обдувки пыли с электродвигателем  $Q = 5$  т; 20 — стенд для испытаний электродвигателей; 21 — помост для разборки электродвигателей; 25 — воздухоохладители; 26 — маслоотделители; 27 — кран-балка  $Q = 10$  м<sup>3</sup>/мин; 31 — электросварочные аппараты; 32 — переносная установка для загрузки стержней; 38 — переносная установка для загрузки шаров в мельницу; на колею 700 мм; 40 — стол сварщика; 41 — стол для заправки реторт; 42 — плита бинированные (не показаны); 46 и 47 — лари металлические; 48 — ванна для воды; контейнеры для шаров; 53 — верстаки слесарные.

на складах глинистых и вязких руд или на складах влажных мелких концентратов; тельферы с грейферами для разгрузки дренажных отстойников и зумпфов; тельферы для доставки контейнеров с шарами к мельницам; мостовые краны с подвесными магнитами для погрузочно-разгрузочных операций с шарами и стержнями.

Ремонтно-монтажные подъемно-транспортные устройства устанавливаются над машинами, имеющими сменные части массой более 50 кг. Тип грузоподъемного устройства выбирается в зависимости от числа и расположения обслуживаемых машин, принятого способа ремонта и требуемой грузоподъемности [20, 64].

Неподвижные тали служат для перемещения груза только в вертикальном направлении, применяются для монтажа и ремонта отдельно стоящих машин. Грузоподъемность талей обычно до 10 т (бывает и до 20 т). Нормальная высота подъема 3 м. Специальные тали имеют подъем до 12 м. Привод ручной.

Тали на монорельсовых тележках (кошках) позволяют перемещать груз в горизонтальном направлении по оси монорельса. Грузоподъемность талей до 5 т, их устанавливают для обслуживания

легкого оборудования, располагаемого в один ряд, при малой длине горизонтального перемещения.

Электрические тельферы грузоподъемностью до 5 т устанавливаются при значительной длине перемещения груза по горизонтальному пути — над насосами, флотационными машинами.

Мостовые краны применяются при ремонтах и монтаже тяжелого оборудования и когда необходимо обслужить площадку, на которой размещены в несколько рядов легкие агрегаты.

Грузоподъемность подъемно-транспортных устройств назначается в зависимости от принятого способа ремонта оборудования — сменно-узлового или сменно-машинного. Способ ремонта

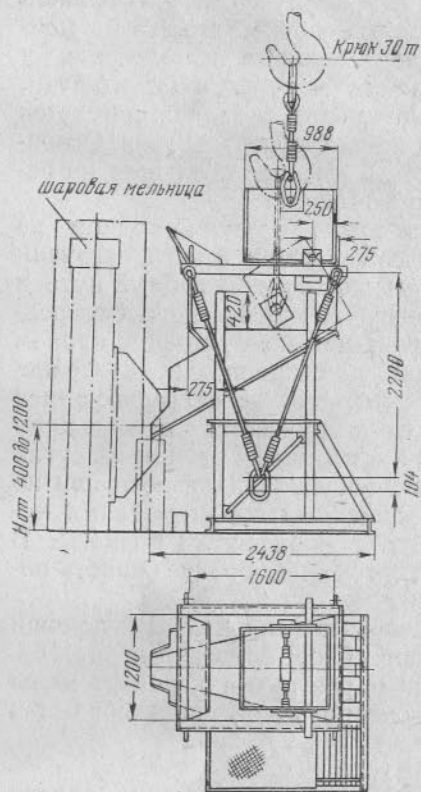


Рис. 164. Загрузка шаров в мельницу при помощи опрокидного контейнера

выбирается в зависимости от общей массы машины, массы сменного узла деталей, допустимой продолжительности ремонта, числа установленных машин, конструктивных особенностей машины и способа ее установки [64].

Грузоподъемность ремонтных мостовых кранов в корпусах крупного, среднего и мелкого дробления приведена в табл. 78.

Переклассификацию измельчающей среды, смену футеровки и другой ремонт стержневых и шаровых мельниц организуют по одному из следующих способов:

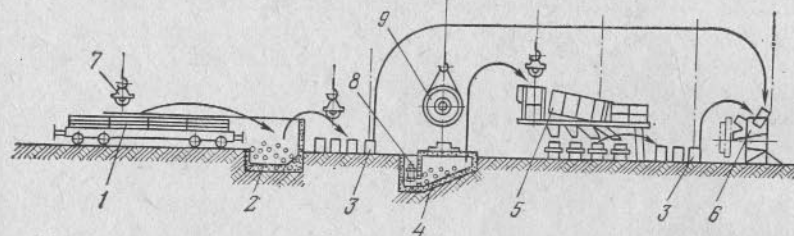


Рис. 165. Механизированная пересортировка и подача шаров к мельницам в контейнерах:

1 — железнодорожная платформа с шарами; 2 — закроем для шаров; 3 — контейнеры опрокидные; 4 — стенд для разгрузки мельницы; 5 — барабанный грохот для сортировки шаров; 6 — переносная воронка для загрузки шаров в мельницу; 7 — электромагнитная шайба мостового крана; 8 — вертикальный песковый насос; 9 — шаровая мельница, снятая для перегрузки

на месте установки, не снимая мельницы. Применяется при числе установленных мельниц 4—6. Грузоподъемность крана выбирают по массе узла, включающего барабан, обе торцовые крышки, венцовую шестерню и питатель;

измельчающая среда и пульпа выгружаются из мельницы на месте установки, барабан мельницы с футеровкой переносится на ремонтную площадку. Применяется при числе однотипных мельниц 6—10 и при числе мельниц двух или трех типов 8—16. Грузоподъемность крана принимают по массе собранного барабана с футеровкой, но без шаров;

барабан мельницы с измельчающей средой и пульпой переносится на ремонтную площадку. Применяется при числе мельниц больше 12.

Грузоподъемность ремонтных мостовых кранов в пролетах измельчения приведена в табл. 79.

Приведенная выше классификация способов ремонта мельниц и метод определения грузоподъемности крана не должны рассматриваться как жесткие нормы, особенно для мельниц диаметром более 3600 мм.

Целесообразность применения уникальных кранов грузоподъемностью 320—450 т необходимо обосновывать в каждом конкретном случае, технико-экономическими сравнениями с другими вариантами. В зарубежной практике для крупных мельниц часто считают неоправданным устанавливать в отделении измельчения



Грузоподъемность ремонтных мостовых кранов в корпусах крупного, среднего и мелкого дробления [20, 64]

Типы дробилок	Общая масса без электрооборудования, т	Грузоподъемность крана, т	
		при сменном узловом методе ремонта	при сменном машинном методе ремонта
Щековые (с простым качанием щеки):			
ЩКД-900×1200	67,0	15/3	—
ЩКД-1200×1500	141,8	30/5	—
ЩКД-1500×2100	251,8	50/10	—
Конусные крупного (первичного) дробления:			
ККД-500/75	40,0	20/5	—
ККД-900/140	130,0	75/20	—
ККД-1200/150	235,0	100/20	—
ККД-1500/180	395	150/30	—
ККД-1500/300	600	200/30	—
Конусные редукционные крупного (вторичного) дробления:			
КРД-500	94,0	75/20	—
КРД-700	133,6	100/20	—
КРД-900	261,5	200/30	—
Конусные среднего и мелкого дробления:			
КСД-1200	26,6	15 *	—
КМД-1200		5	—
КСД-1750	48,0	20/5 *	—
КМД-1750		10	—
КСД-2200	80,0	50/10 *	100/20
КМД-2200	82,0	20/5	—

\* В числителе указана грузоподъемность крана по массе станины, в знаменателе — по массе одного конуса.

мостовые краны на подъем всей мельницы с дробящей средой и пульпой и ремонтировать и снаряжать мельницы на общей монтажной площадке. В обоснование этого выдвигаются следующие соображения: при больших размерах мельниц стоимость крана и удорожание поддерживающих строительных конструкций из-за его установки, а также стоимость дополнительного объема здания для устройства большой монтажной площадки составляют крупную сумму. Выгоднее эти деньги потратить на установку дополнительной мельницы (или мельниц) для компенсации снижения производительности отделения измельчения из-за удлинённых сроков ремонта мельницы на месте по сравнению с ремонтом на монтажной площадке. Чем больше размеры мельниц, тем более дорогим и сложным становится их перенос на монтажную пло-

щадку. В то же время основная работа по замене футеровки мельниц со временем упрощается, конструкции футеровок совершенствуются, а установка резиновых футеровок значительно облегчается.

Для разгрузки измельчающей среды, перефутеровки и вообще для ремонта мельниц на месте установки достаточно иметь мостовой кран грузоподъемностью по массе наиболее тяжелой детали обычно 30—50 т, но необходимо, чтобы электропривод мельницы позволял бы поворачивать ее на малые доли оборота. Такие приводы разработаны и применяются на некоторых фабриках [64].

При ремонте мельниц на месте установки необходимо в проекте предусматривать достаточный резерв площадей вблизи крупных мельниц для механизации тяжелых и трудоемких ремонтных работ. В отношении механизации преимущество всегда будет иметь ремонт мельниц на монтажной площадке.

Для мельниц самоизмельчения способ ремонта на месте установки является единственным технически оправданным как

Таблица 79

Грузоподъемность ремонтных мостовых кранов в пролетах измельчения

Типы мельниц	Грузоподъемность крана, т		
	первый способ ремонта	второй способ ремонта	третий способ ремонта
Стержневые МСЦ:			
900×1800	5	5	10
1200×2400	10	15/3	20/5
1500×3100	15/3	20/5	50/10
2100×3000	50/10	50/10	100/20
2700×3600	75/20	100/20	150/30
3200×4500	75/20	125/30	200/30
3600×5500	100/20	150/30	320/30
Шаровые с центральной разгрузкой МШЦ:			
900×1800	5	5	10
1500×3100	15/3	20/5	30/5
2100×3000	50/10	50/10	75/20
2700×3600	75/20	100/20	125/20
3200×4500	75/20	125/20	200/30
3600×5500	75/20	150/30	300/30
Шаровые с решеткой МШР:			
900×900	5	10	10
1200×1200	10	10	15/3
2100×1500	20/5	30/5	50/10
2100×2200	30/10	75/20	100/20
2700×2100	50/10	50/10	75/20
2700×2700	—	75/20	125/20
3200×3100	75/20	100/20	150/30
3600×4000	75/20	150/30	250/30
3600×5000	100/20	150/30	300/30

Примечание. Для мельниц диаметром более 3,6 м способ ремонта и грузоподъемность крана обосновываются в проекте.

вследствие большой массы, так и конструктивных особенностей — меньшая жесткость барабана и высокая чувствительность к деформациям.

Грузоподъемность мостовых кранов, кран-балок и электрических тельферов в цехе флотации с механическими и пневмомеханическими флотационными машинами назначается по массе узла аэратора машины или по массе металлического корпуса четырехкамерной машины (для больших двухкамерных). Для механических и пневмомеханических флотационных машин рекомендуются следующие грузоподъемности:

машина «Механобр» . . . . .	ФМ 0,2	ФМ 0,4	ФМР 1,0
грузоподъемность крана, т . . . . .	1,0	1,0	3,0
машина «Механобр» . . . . .	ФМ 3,2	ФМ 6,3	ФПМ 12,5
грузоподъемность крана, т . . . . .	5,0	10,0	10,0

В цехах магнитной сепарации грузоподъемность ремонтно-монтажных устройств принимают по массе магнитного сепаратора в собранном виде. Для обслуживания песковых насосов всех типов грузоподъемность определяют по массе агрегата — насос, электродвигатель и рама, для крупных землесосов (диаметром более 300 мм) — по наибольшей массе насоса или двигателя.

При установке большого числа фильтров кран выбирают по массе фильтра в собранном виде.

К пролетам зданий, обслуживаемых кранами, следует подводить подъездные пути. На обогатительных фабриках, скомпонованных по уступчато-одноэтажной схеме и расположенных на площадках с крутым уклоном, для доставки оборудования и запасных частей на отдельные уступы устраивают сбоку здания фабрики наклонный подъем.

В многоэтажных зданиях для доставки оборудования и запасных частей на этажи предусматриваются монтажные проемы.

#### ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ДРЕНАЖ ПОЛОВ В КОРПУСАХ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

Во всех корпусах обогатительной фабрики осуществляется система дренажа полов. Назначение ее — избежать потерь руды при переливах и разбрызгивании пульпы и при просыпании сухого материала.

Для сбора переливов устраивается система дренажных канав, а полы делаются наклонными по направлению к этим канавам. Для надежного стока переливов в дренажные канавы и облегчения смыва с полов осевшего материала угол наклона полов и канав принимают 3—4° (уклон 5—7 %). Максимальный угол наклона пола, если по нему ходят люди, не должен превышать 6° (уклон 10 %), а при отсутствии постоянного прохода людей (например, под площадками) этот угол можно увеличить (СНиП II-М, 2—72). Величина уклона полов определяется углом естественного склона

фабричной площадки, условиями безопасности и удобством обслуживания.

Ширина дренажных канав в зависимости от размеров и производительности обогатительной фабрики берется 250—500 мм. Обычная схема расположения дренажных канав показана на разрезах корпусов обогатительных фабрик, приведенных на рис. 131, 132, 137.

Стоки и смывы с полов по канавам стекают в специальные сборники (дренажные или аварийные зумпфы), вместимость которых должна быть достаточной для приема пульпы, выпускаемой из машин.

Из дренажных зумпфов пульпа насосами или аэролифтами подается в соответствующие точки технологического процесса.

Для разгрузки и очистки дренажных зумпфов от осевшего материала в них опускаются вертикальные песковые насосы и осевшие пески размываются сильной струей воды из шланга или брандспойта. В зумпфах устанавливаются постоянно работающие мешалки, поддерживающие дренажные продукты во взвешенном состоянии.

Во всех случаях возврат накопленных дренажных стоков в технологические операции расстраивает процесс обработки руды излишним количеством воды, перегрузкой аппаратов, подачей нежелательных реагентов, присутствующих в стоках.

На флотационных фабриках для дренажных стоков желательно устанавливать один или два специальных сгустителя, которые позволяют накапливать стоки, сгущать осаждающийся материал и равномерно возвращать его в процесс. В этом случае для сбора сточных вод можно устраивать в полах емкости цилиндрической формы с тихоходными мешалками и с насосами, установленными рядом, в специальных приямках.

При флотации полиметаллических руд следует применять селективный дренаж: переливы отдельных циклов флотации собирать раздельно и возвращать в основные операции этих циклов.

В корпусах цехов дробления необходимо убирать пыль, оседающую на полах, стенах и конструкциях здания, а также просып с конвейеров и от мест перегрузок руды.

Здесь рекомендуется внутренние поверхности стен делать гладкими, а полы устраивать с уклонами. Пыль и просып можно смывать в специальный отстойник. Отстойные воды декантируют в хвосты, а осадок тельфером с грейфером вычерпывают и грузят на конвейер дробленой руды.

Для уборки просыпи руды в подбункерном пролете главного корпуса и очистки полов под площадками мельниц в пролете измельчения можно применить малогабаритные автопогрузчики и бульдозеры. Для этого при проектировании надо предусмотреть проезды под площадками и сами площадки над полом поднять более чем на 3 м.



Выбор точки возврата в технологический процесс дренажных продуктов зависит от ряда условий. При обработке богатых руд с большим выходом концентрата и невысоких кондициях на концентрат можно присоединить все дренажные продукты к концентрату с сохранением требуемого его качества. На углеобогажительных фабриках продукты дренажа после обезвоживания обычно присоединяются к промпродукту и используются как котельное топливо. Если нельзя присоединить все дренажные продукты к концентрату, не снижая его качества, то применяют селективную систему дренажа; бедные и некондиционные по крупности продукты собираются отдельно от богатых и кондиционных по крупности. Первые возвращаются в начало технологического процесса, а вторые присоединяются к концентрату.

При проектировании обогатительной фабрики необходимо предусмотреть самотечный (аварийный) дренаж нижних уступов зданий фабрики, траншей, зумпфов, тоннелей под сгустителями. Самотечный дренаж позволяет устранить опасность затопления этих помещений при выходе из строя или перегрузке дренажных насосов и насосов оборотной воды.

Если по условиям топографии нельзя вывести самотеком за пределы обогатительной фабрики стоки с наиболее низких отметок зданий, то для откачивания переливов должны быть предусмотрены аварийные насосы, поставленные в особые условия в отношении внезапного отключения их от энергосети.

#### ФАБРИЧНАЯ ЛАБОРАТОРИЯ

Фабричная лаборатория объединяет две лаборатории: обогатительную и Экспресс-лабораторию контроля технологического процесса.

Обогатительная лаборатория предназначена для: предварительных испытаний обогатимости отдельных разностей полезных ископаемых, перерабатываемых на обогатительной фабрике; исследования отдельных операций и узлов фабричной технологической схемы для установления оптимальных режимов обработки, исследования новых реагентных режимов [41, 68, 77].

В обогатительной лаборатории обычно имеются следующие отделения:

1) подготовки проб, имеющее лабораторное оборудование для дробления, измельчения, истирания, грохочения, перемешивания, сокращения, взвешивания и ситового анализа;

2) фильтрования и сушки проб, оборудованные мокрыми сократителями, воронками для фильтрования под вакуумом или лабораторными фильтр-прессами, сушильными печами или шкафами, вибрационными истирателями и столами для разделки проб;

3) отделение для испытаний обогатимости проб и исследовательских процессов обогащения. В лаборатории должно быть оборудо-

вание для испытаний проб всеми процессами обогащения, применяемыми на данной обогатительной фабрике или перспективными для исследуемого сырья. Наиболее разнообразное оборудование должно быть в лабораториях обогатительных фабрик для полиметаллических руд цветных и редких металлов. Здесь устанавливаются аппараты для тонкого измельчения, мокрого грохочения, гидравлической классификации, флотации, отсадки, концентрации на столах, сепарации в тяжелых средах и магнитной сепарации с соответствующим вспомогательным оборудованием. На обогатительных фабриках производительностью более 2000 т/сут следует иметь установку для испытаний обогатимости непрерывным процессом производительностью 10—50 кг/ч, включающую мельницу, классификатор, флотационные машины, сгуститель, фильтр, контактный чан, питатели реагентов и насосы. Можно также включить в схему цепи аппаратов отсадочную машину и лабораторный концентрационный стол. Установки непрерывного процесса особенно необходимы для получения значительных количеств продуктов и дальнейших их исследований, например для пирометаллургии;

4) весовое и минералогическое отделения, где должны находиться аналитические весы, микроскоп, бинокулярная лупа, прибор для люминесцентного анализа (руд редких металлов) и рабочие столы.

Для размещения обогатительной лаборатории рудной обогатительной фабрики нужны примерно следующие площади: для фабрики производительностью до 2000 т/сут — 300 м<sup>2</sup>; более 2000 т/сут — 600 м<sup>2</sup>.

Экспресс-лаборатория служит для оперативного контроля качества и количества руды, продуктов обогащения, концентрации реагентов в приготовляемых растворах и остаточных концентраций в пульпе и ионного состава жидкой фазы пульпы. Экспресс-лаборатории подчинены внешние по отношению к помещению лаборатории системы: автоматического отбора проб руды, продуктов обогащения, фильтратов пульпы, реагентов; автоматической доставки проб в лабораторию. В помещении экспресс-лаборатории выполняется приготовление проб для анализа и автоматический или полуавтоматический экспресс-анализ. Здесь же находится система управления пробоотбором, доставкой, анализом проб и выдачей информации\*.

Для отбора проб на рудообогажительных фабриках разработаны автоматические пробоотборники\*\*. Доставка проб в лабораторию выполняется по трубопроводам сжатым воздухом (жидкая проба транспортируется со скоростью 15 м/с). Камера приема пробы расположена в помещении экспресс-лаборатории, она одновременно служит и сократителем. Крупнозернистый материал

\* Обогащение руд, 1973, № 4, с. 35—38; 1977, № 2, с. 35—36.

\*\* Обогащение руд, 1976, № 3, с. 41—43.

должен измельчаться на месте отбора пробы и транспортироваться в лабораторию в виде пульпы. Пробы кеков транспортируются пневмопочтой в патронах. Способ подготовки проб к анализу определяется принятым методом анализа. Наиболее совершенными являются рентгеноспектральные квантометры КРФ-11 и КРФ-17, работающие на дискретных пробах. Эти пробы позволяют определять содержание одновременно 8 элементов. Пробы (12 шт.) закладываются в кассету. Анализ выполняется в течение 20 мин.

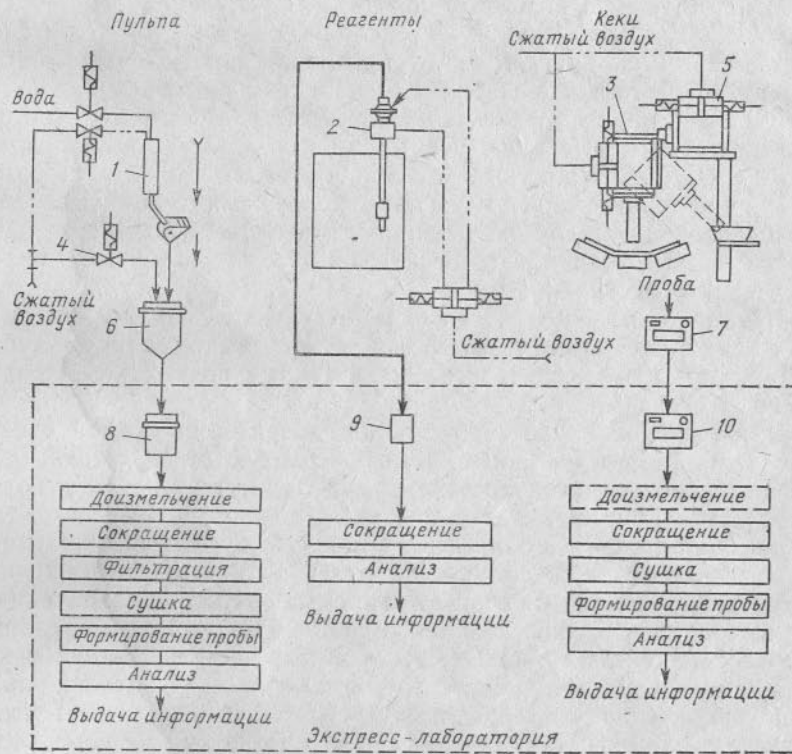


Рис. 166. Блок-схема отбора и подготовки проб:

1 — пробоотборник пульпы; 2 — пробоотборник реагентов; 3 — пробоотборник кеков; 4 — вентиль; 5 — пневмопривод поршневой; 6 — камера накопления; 7 — станция отправки проб кеков; 8 — станция приема проб пульпы; 9 — станция приема реагентов; 10 — станция приема кеков

Экспресс-лаборатория на два квантометра для фабрики, обогащающей руды цветных металлов, размещается в помещении 12×24 м. На рис. 166 показана блок-схема отбора и подготовки проб.

Фабричная лаборатория размещается в главном корпусе обогатительной фабрики или в помещении центральной химической лаборатории. При размещении лаборатории в главном корпусе ее надо защитить от проникновения пыльного или влажного воздуха из цехов, от шума и передачи сотрясений.

## ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ЗДАНИЯ И ПОМЕЩЕНИЯ

К вспомогательным зданиям и помещениям относятся административно-конторские, помещения общественных организаций, бытовые помещения и устройства, пункты питания и здравпункты. Эти здания и помещения проектируются в соответствии со строительными нормами и правилами (СНиП II-92—76) архитектурно-строительной организацией по заданиям технологов. Вспомогательные помещения размещаются в пристройках к производственным зданиям или в отдельно стоящих зданиях административно-бытовых комбинатов. Если бытовые помещения, предназначенные для обслуживания работающих в отопляемых производственных корпусах, размещены в отдельно стоящем здании, то это здание должно соединяться с производственными корпусами отопляемыми переходами.

### § 14. ПРОМЫШЛЕННАЯ САНИТАРИЯ И ПРАВИЛА БЕЗОПАСНОСТИ

При проектировании обогатительных фабрик должны соблюдаться следующие нормы и требования:

- 1) санитарные нормы проектирования (СН 245—71);
- 2) противопожарные требования строительного проектирования (СНиП II-A.5—70, М.1—71, М.2—72);
- 3) правила выпуска газов и запыленного воздуха. Загрязненные вредными примесями газы и запыленный воздух перед выпуском их в атмосферу должны обязательно очищаться (СН-245—71);

4) нормы естественного и искусственного освещения. При проектировании естественного и искусственного освещения в производственных и вспомогательных зданиях и помещениях, а также искусственного освещения на территории фабрики следует руководствоваться требованиями СНиП II.A.9.71;

5) нормы и требования гражданской обороны;

6) единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов [23]. Эти правила распространяются на проектирование, строительство, реконструкцию и эксплуатацию обогатительных фабрик. Должностные лица, осуществляющие проектирование и нарушающие правила безопасности, несут личную ответственность независимо от того, привело или не привело это нарушение к аварии или несчастному случаю. В зависимости от характера нарушений и их последствий указанные лица несут ответственность в дисциплинарном, административном или судебном порядке.

### § 15. ТРЕБОВАНИЯ НОРМ СТРОИТЕЛЬНОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

При разработке технологических компоновочных решений производственных и вспомогательных объектов необходимо соблюдать требования максимальной унификации основных строитель-



ных параметров зданий, как-то: величины пролетов, определяющих ширину здания, шаг колонн (расстояние между колоннами в продольном направлении), высоту этажей и общую высоту здания. Надо стремиться к минимальному числу типоразмеров основных элементов зданий по фабрике в целом, например величину пролетов назначать одинаковыми не только в одном корпусе, но, по возможности, принимать такие же пролеты и в других объектах [5].

Эти требования унификации служат основным условием широкого применения строительных элементов зданий заводского изготовления и индустриальных методов строительства. Выполнение требований унификации не должно приводить к излишним производственным площадям и строительным объемам.

В настоящее время в строительном проектировании установлена единая модульная система координации размеров (ЕМСК), в основу которой положен принцип кратности всех размеров одной величине — модулю  $M$ , равному 100 мм [СНиП II А.4—62].

В промышленном строительстве для основных горизонтальных и вертикальных размеров зданий приняты укрупненные модули 6М (600 мм), 12М (1200 мм), 15М (1500 мм), 30М (3000 мм) и 60М (6000 мм).

В соответствии с этим размеры пролетов (ширина здания) следует назначать кратными укрупненному модулю 60М (6 м) и принимать для одноэтажных зданий:

при отсутствии мостовых кранов — 6, 9, 12, 18, 24, 30 м;

при установке электрических мостовых кранов — 18, 24, 30, 36 м;

при ручных мостовых кранах — 9, 12, 18 м.

Шаг колонн (расстояние между разбивочными осями колонн вдоль здания) принимается 6 или 12 м.

Высоту здания от отметки чистого пола (у наружных стен) до низа несущих конструкций на опоре назначать кратной модулю 6М (600 мм) при высотах до 6 м и 12М (1200 мм) и 18М (1800 мм) при высотах более 6 м, т. е. в зданиях без мостовых кранов для пролетов до 12 м — 3,6; 4,2; 4,8; 5,4 и 6 м; для пролетов 18 и 24 м — 5,4; 6; 7,2; 8,4; 9,6; 10,8 и 12,6 м. В зданиях с мостовыми кранами высоту помещений следует принимать (независимо от грузоподъемности крана): для пролетов 18 и 24 м — 8,4; 9,6 и 10,8; для пролетов 18, 24 и 30 м — 12,6 и 14,4 м; для пролетов 24 и 30 м — 16,2 и 18 м.

Высоту подвальных этажей рекомендуется принимать 3,6 м. Высота производственных помещений должна быть не менее 3,2 м, а помещений энергетического и транспортно-складского хозяйства — не менее 3 м, при этом высота помещений от пола до низа выступающих конструктивных элементов покрытия должна быть не менее 2,6 м. В зданиях с несущими наружными стенами высота помещения назначается кратной 0,6 м. Для многоэтажных зданий при полезных нагрузках до 1000 кг/м<sup>2</sup> сетку колонн сле-

дует принимать размером 6×6, 9×6 и 12×6. При нагрузках от 1000 до 2500 кг/м<sup>2</sup> следует назначать сетку колонн 6×6 и 9×6 м. Высоту этажей многоэтажных зданий от отметки чистого пола до отметки чистого пола следующего этажа следует принимать кратной укрупненному модулю 6М (600 мм) при высоте до 4,8 м и 12М (1200 мм) при высотах более 4,8 м, т. е. 4,8; 6,0; 7,2 м, для первого этажа допускается 7,2 м.

В целях создания благоприятных условий для проведения реконструкции, вызываемой усовершенствованием технологии, модернизацией и укрупнением оборудования, увеличением производительности фабрики и другими причинами, при назначении величины пролетов производственных отделений — следует отдавать предпочтение большему пролету (до 42 м включительно) вместо нескольких малых.

Здания должны иметь наиболее простую прямоугольную форму в плане, с минимальным числом типоразмеров пролетов по длине и высоте.

При строительстве в районах с большим количеством снеговых осадков и одновременно с сильными ветрами рекомендуется разрабатывать компоновочные решения без перепадов кровли.

58. *Рекомендации по обогащению угля в магнетитовой суспензии (основные параметры)*. М., 1976. (УкрНИИУглеобогащение, ИОТТ).
59. *Ронканен В. В.* Проектирование автоматизации обогатительных фабрик. 2-е изд. испр. и доп. М., Недра, 1978.
60. *Роторные дробилки*. Под ред. В. А. Баумана. М., Машиностроение, 1973.
61. *Руденко К. Г., Шемаханов М. М.* Обезвоживание и пылеулавливание на обогатительных фабриках. М., Недра, 1967.
62. *Самылин Н. А., Золотко А. А., Починок В. В.* Отсадка. М., Недра, 1976.
63. *Самылин Н. А., Самылин В. Н.* Углеприем и подготовка углей к обогащению. М., Недра, 1979.
64. *Свириш В. Г., Соломенников Е. И., Юделев Д. М.* Ремонтно-вспомогательное хозяйство обогатительных фабрик. М., Недра, 1978.
65. *Соколов В. Г.* Кривые обогатимости углей. М., Госгортехиздат, 1962.
66. *Справочник по обогащению руд*. В 3-х томах. Гл. ред. О. С. Богданов. Т. 1. Подготовительные процессы. М., Недра, 1972.
67. *Справочник по обогащению руд*. В 3-х томах. Т. 2. Основные и вспомогательные процессы, ч. I. Основные процессы. М., Недра, 1974.
68. *Справочник по обогащению руд*. В 3-х томах. Т. 2. Основные и вспомогательные процессы, ч. II. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика. М., Недра, 1974.
69. *Справочник по обогащению руд*. В 3-х томах. Т. 3. Обогатительные фабрики. М., Недра, 1974.
70. *Справочник по обогащению углей*. Под ред. И. С. Благова, А. М. Коткина и Н. А. Самылина. М., Недра, 1974.
71. *Технология обогащения руд цветных металлов*/С. И. Полькин, Э. В. Адамов, К. П. Ковалев и др. М., Недра, 1979.
72. *Тихонов О. Н.* Теоретические основы сепарационных процессов обогащения полезных ископаемых. Л., ЛГИ, 1978.
73. *Тихоноук И. О., Шлыгин Г. Н.* Модельно-макетный метод проектирования (Опыт проектирования предприятий кислородной промышленности). М., Стройиздат, 1966.
74. *Троицкий В. В.* Промывка полезных ископаемых. М., Недра, 1978.
75. *Филиппов В. А.* Конструкция, расчеты и эксплуатация устройств и оборудования для сушки минерального сырья. 2-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1979.
76. *Фоменко Т. Г., Бутовецкий В. С., Погарцева Е. М.* Водно-шламовое хозяйство углеобогатительных фабрик. М., Недра, 1974.
77. *Фоменко Т. Г., Бутовецкий В. С., Погарцева Е. М.* Исследование углей на обогатимость. М., Недра, 1978.
78. *Фоменко Т. Г., Бутовецкий В. С., Погарцева Е. М.* Технология обогащения углей. Справочное пособие. М., Недра, 1976.
79. *Хан Г. А.* Опробование и контроль технологических процессов обогащения. М., Недра, 1979.
80. *Яшин В. П., Бортников А. В.* Теория и практика самоизмельчения. М., Недра, 1978.
81. *Bond F. M.* *Crushing and Grinding calculation*. Расчеты по дроблению и измельчению. Публикация фирмы «Аллис Чалмерс», США, 1961.
82. *Levis F. M., Coburn I. L., Bhappu R. B.* *Comminution: A Guide to Size Reduction System Design*. Mining Engineering vol. 28, 1976, 9, p. 29—34, 11, p. 30—35.

### Определение ориентировочных технико-экономических показателей обогатительных фабрик

На величину капитальных затрат и эксплуатационных расходов при обогащении руд оказывают влияние следующие факторы:

- типы и размеры применяемого основного оборудования;
- уровень цен на материалы, электроэнергию, воду, тепло и т. д.;
- конструктивно-компоновочные решения обогатительных фабрик;
- мощность предприятия;
- условия района и площадки строительства.

Если по технологической схеме известны выхода материала, поступающего в каждую операцию, и данные о начальной и конечной крупности в дроблении и измельчении по каждой стадии, удельный объем флотационных машин для флотационных фабрик, то, зная величину удельных затрат по каждой операции на 1 т обрабатываемого материала, можно определить затраты в целом по схеме. В этом и состоит сущность пооперационной экономической оценки технологических схем обогащения руд.

Удельные затраты на отдельные операции приводятся в табл. I, на единицу оборудования по видам оборудования — в табл. II—V, по хвостовым хозяйствам и оборотному водоснабжению — в табл. VI.

При определении эксплуатационных расходов по операциям обогащения принимают:

расход футеровочной стали:	
для крупного дробления, г/т руды . . . . .	10
» среднего и мелкого дробления, г/т материала, поступающего в операцию . . . . .	15
для измельчения в год, т/м <sup>3</sup> объема мельницы . . . . .	1,5
расход шаров в год, т/м <sup>3</sup> объема мельниц . . . . .	15
цена:	
1 т футеровочной стали, руб. . . . .	425
1 т шаров, руб. . . . .	150
кВт·ч электроэнергии, коп. . . . .	1,3
среднегодовая заработная плата одного производственного рабочего, руб. . . . .	1850

### Методика расчета затрат по операциям обогащения

1. Удельные затраты на дробление принимаются в зависимости от начальной и конечной крупности руды и производительности фабрики по табл. I. Крайние значения удельных затрат соответствуют крайним значениям производительности. Для фабрик с промежуточной производительностью величина удельных затрат на 1 т руды определяется интерполяцией. Если известно количество дробилок, то можно определить удельные затраты и по данным табл. II, в которой выведены капитальные затраты и годовые эксплуатационные расходы в расчете на 1 дробилку определенного типоразмера.



2. Удельные затраты на складирование крупнодробленной руды приведены исходя из 12-часового запаса руды на складе, а удельные затраты на складирование мелкодробленной руды — исходя из 24-часового запаса. При необходимости иметь другой запас дробленной руды удельные затраты корректируются пропорционально изменению запаса.

3. Наиболее точно удельные затраты на измельчение можно определить, если известен потребный объем мельниц. В этом случае, приняв капитальные затраты и годовые эксплуатационные расходы на одну мельницу определенного типоразмера, находятся общие удельные затраты на измельчение (табл. I). Удельные затраты на измельчение можно определять также по данным табл. III, в которой они приведены отдельно для нескольких типоразмеров мельниц. Если по расчету не задан размер шаровых мельниц, то при определении удельных затрат можно принимать затраты для мельниц самого крупного размера.

4. Для таких операций, как классификация, магнитная сепарация, фильтрация указаны удельные нагрузки, при которых выведены средние удельные затраты, что позволяет в случае необходимости корректировать последние обратно пропорционально удельной нагрузке. Всегда должны корректироваться обратно пропорционально удельному объему флотационных машин затраты на флотацию.

5. При определении удельных затрат на сгущение необходимо предварительно принять удельную нагрузку, и зная количество материала, поступающего в операцию, определить требуемое количество сгустителей максимального размера, после чего в соответствии с определенным количеством и размером сгустителей можно определить в табл. V удельные затраты на сгущение при определенных удельных нагрузках.

6. Удельные затраты на складирование концентрата приведены в расчете на 1 т материала, поступающего в операцию, исходя из 5-суточного запаса концентрата на складе. При другой норме запаса удельные затраты следует пропорционально скорректировать.

7. Капитальные затраты и эксплуатационные расходы на удаление и складирование хвостов и обратное водоснабжение колеблются в широких пределах и для каждого предприятия определяются отдельным расчетом (приведены в табл. VI).

8. Стоимость флотационных реагентов, топлива для сушки концентратов, утяжелителя при обогащении в тяжелых суспензиях должны определяться в каждом конкретном случае.

9. Полученный итог удельных капитальных затрат и эксплуатационных расходов, за вычетом стоимости флотационных реагентов, технологического топлива, утяжелителя, следует увеличить на 10 % за счет прочих неучтенных затрат. С учетом этой поправки величина капитальных затрат будет соответствовать стоимости объектов основного производственного назначения фабрики по главе 2, а эксплуатационные расходы отражать полный фабричный передел. Для определения капитальных вложений в объеме глав 1—7 сводной сметы затраты по главе 2 следует увеличить на 10—30 %.

10. В табл. I—V капитальные затраты определены в условиях первого пояса. Для перевода капитальных затрат в условия конкретного района строительства фабрики, применять коэффициенты к стоимости строительных работ по табл. VII.

Доля строительных работ в общей стоимости обогатительных фабрик (без хвостового хозяйства и обратного водоснабжения) составляет в среднем 60 %.

11. При существенной разнице в ценах на электроэнергию, воду, тепло, среднегодовую заработную плату трудящихся эксплуатационные расходы также следует корректировать. При этом расходы электроэнергии, воды, тепла, численность трудящихся можно принимать по данным аналогичных фабрик.

В случае, если производительность фабрик составляет менее 4 млн. т руды в год, можно рассчитать капитальные затраты по формуле

$$K_1 = \left( \frac{Q_1}{Q_2} \right)^x K_2,$$

где  $K_1$  — стоимость проектируемого предприятия;  $K_2$  — стоимость известного предприятия, принятого в качестве аналога;  $Q_1$  — производительность проектируемого предприятия;  $Q_2$  — производительность аналогичного предприятия.

Показатель степени  $x$  может колебаться в широких пределах в зависимости от видов процессов и предприятий. Чаще всего пользуются величиной  $x = 0,6—0,8$ .

12. Техничко-экономические показатели по проектам фабрик большой производительности приведены в табл. VIII.

Удельные затраты на отдельные операции в условиях 1-го территориального пояса

Характеристика основного оборудования	Крупность материала, мм		Годовое количество материала, поступающего в операцию, млн. т	Удельная производительность*	Удельные затраты на 1 т материала, поступающего в операцию, руб.	
	начальная	конечная			эксплуатационные	капитальные
Дробление крупное						
Шедовая дробилка ЩДП 15×21	1200	300 (250)	4,5	700	0,05	0,18
То же	1200	300 (250)	5-9	400-700	0,055-0,04	0,26-0,14
Конусная дробилка ККД-1500/180	1200	300 (250)	10-12	1550-1850	0,048-0,04	0,20-0,17
То же	1200	300 (250)	13-24	1000-1850	0,054-0,034	0,24-0,13
Дробление среднее						
Конусная дробилка КСД-2200	300 (250)	60	4,5-9,0	470	0,062-0,047	0,18-0,13
То же	300 (250)	60	9,0	470	0,043	0,11
Дробление мелкое (в открытом цикле)						
Конусная дробилка КМД-2200	60	25 (20)	4,5-9,0	235	0,10-0,095	0,30-0,26
То же	60	25 (20)	9,0	235	0,086	0,22
Складирование крупнодробленой руды <sup>1</sup>						
		300 (250-0)			0,03	0,12
Складирование мелкодробленой руды <sup>2</sup>						
		25 (20)-0			0,07	0,36
Измельчение						
Шаровые мельницы объемом 36-50 м <sup>3</sup>	20-0	50 % класса са-0,074		0,8-2,0	0,56-0,22	0,70-0,28
	5 % класса са-0,74 мм	95 % класса са-0,074		0,7-1,3	0,64-0,35	0,80-0,43
Шаровые мельницы объемом 70-80 м <sup>3</sup>	20-0	50 % класса са-0,074		0,8-2,0	0,54-0,21	0,63-0,25
	5 % класса са-0,074 мм	95 % класса са-0,074		0,7-1,3	0,61-0,33	0,72-0,39
Мельницы мокрого самоизмельчения объемом 80 м <sup>3</sup>	20-0	50 % класса са-0,074		0,5-1,2	0,56-0,23	1,10-0,047
Мельница рудногалечная объемом 80 м <sup>3</sup>	50 % класса са-0,074	95 % класса са-0,074		0,5-1,0	0,50-0,25	0,90-0,45
Мокрая магнитная сепарация в слабом поле						
Сепаратор ПБМ-90/250 (209В-СЭ) с феррито-барисовыми магнитами	25-30 % класса	0,074		50	0,01	0,028
	50-60 % класса	0,074		30	0,017	0,045
	75-80 % класса	0,074		12	0,042	0,116
	90-95 % класса	0,074		8	0,062	0,175
Флотация <sup>3</sup>						
ФМР-63 и ФПР-63				0,1 м <sup>3</sup> /сут	7,13 <sup>2</sup>	0,47
ФМР-25 и ФПР-40				0,1 м <sup>3</sup> /сут	0,27 <sup>2</sup>	0,73
Стушение						
Стушители с периферическим приводом (закрывные) диаметром: 18 м (один) 18 м (от 2 до 4) 25 м (один)				0,5-2,0	0,52-0,13	3,40-0,85
				0,5-2,0	0,40-0,10	2,90-0,72
				0,5-2,0	0,32-0,08	2,60-0,65



Характеристика основного оборудования	Крупность материала, мм		Годовое количество материала, поступающего в операцию, млн. т	Удельная производительность*	Удельные затраты на 1 т материала, поступающего в операцию, руб.	
	начальная	конечная			эксплуатационные	капитальные
25 м (от 2 до 4) 30 м (один) 30 м (от 2 до 4) 50 м (один) 50 м (два)				0,5—2,0	0,24—0,06	2,40—0,60
				0,5—2,0	0,28—0,07	2,32—0,58
				0,5—2,0	0,20—0,05	2,08—0,52
				0,5—2,0	0,16—0,04	1,32—0,33
				0,5—2,0	0,12—0,03	1,20—0,30
Гидроциклоны диаметром 500—700 мм	Классификация <sup>4</sup>					
	65 % класса—0,074			—	0,02	0,04
	75—85 %			—	0,03	0,053
	классы—0,074			—	0,04	0,08
Классификатор спиральный диаметром 3 м	90—95 %			—	0,04	0,25
	классы—0,074			—	0,04	0,25
	50—65 %			—	0,04	0,25
классы—0,074			—	0,04	0,25	
Сепаратор 4ПБС-63/200 (189А-СЭ)	20,0			200	0,02	0,10
				0,5—2,0	0,08—0,02	0,60—0,15

Сухая магнитная сепарация в слабом поле

Фильтрование

БОУ 20—2,6 БОУ 40—3 ДУ 68—2,5				0,5—2,0	0,12—0,03	0,44—0,11
				0,5—2,0	0,12—0,03	0,40—0,10
				0,5—2,0	0,08—0,02	0,16—0,04

Сушка

Сушильный барабан	3,5—27	От 10 до 1,5 % <sup>5</sup>		50 кг/м <sup>3</sup> .ч <sup>6</sup>	$\frac{0,287}{0,13}$	$\frac{1,77}{0,72}$

Складирование концентрата<sup>8</sup>

					0,08	0,40
					0,04	0,18

Погрузка концентрата

Примечания. <sup>1</sup> — при 12-часовом запасе; <sup>2</sup> — при 24-часовом запасе; <sup>3</sup> — в эксплуатационные расходы не включена стоимость реагентов; <sup>4</sup> — затраты выведены в расчете на 1 т твердого в сливе классификаторов или гидроциклонов; <sup>5</sup> — начальная и конечная влажность материала; <sup>6</sup> — влагонепряженность барабана; <sup>7</sup> — в числителе — при продолжительности сушки 5 месяцев в году, в знаменателе — при круглогодичной сушке. Эксплуатационные расходы на сушку без стоимости топлива; <sup>8</sup> — при пятисуточном запасе.

\* Удельная производительность приведена в следующих единицах: в Дроблении — т/ч на дробилку; в измельчении — т/(м<sup>2</sup>·ч) по классу 0,074 мм; в сухой магнитной сепарации — т/ч на сепаратор; в мокрой магнитной сепарации — т/ч·м; в ступени в ступенях — т/(м<sup>2</sup>·сут); в фильтрации — т/(м<sup>2</sup>·ч); во флотации — удельный объем флотационных машин на 1 т суточной производительности (м<sup>3</sup>/т·сут).

Таблица II

Капитальные затраты и годовые эксплуатационные расходы на 1 дробилку

Показатели	Типоразмер дробилок		
	ККД-1500/180	ЩДП-15×21	КСД-2200, КМД-2200
Капитальные затраты, тыс. руб.	2000	800	400
В том числе:			
стоимость строительных работ	1250	450	170
оборудования с монтажом	750	350	230
Строительный объем в расчете на 1 дробилку, тыс. м <sup>3</sup>	50	20	8,5
Стоимость 1 м <sup>3</sup> , руб.	25	22,5	20,0
Годовые эксплуатационные расходы, тыс. руб.	480	210	140

Таблица III

Капитальные затраты и годовые эксплуатационные расходы в расчете на 1 м<sup>3</sup> объема мельниц

Показатели	Стержневые мельницы		Шаровые мельницы		Мельницы мокрого самоизмельчения объемом 80 м <sup>3</sup>	Мельницы рудно-галечные объемом 80 м <sup>3</sup>
	объемом 32 м <sup>3</sup>	объемом 50 м <sup>3</sup>	объемом 35—50 м <sup>3</sup>	объемом 70—80 м <sup>3</sup>		
Капитальные затраты, тыс. руб.	11,0	9,0	10,0	9,0	10,0	8,0
В том числе:						
стоимость строительных работ	4,0	2,0	3,0	2,0	2,0	2,0
оборудование с монтажом	7,0	7,0	7,0	7,0	8,0	6,0
Строительный объем в расчете на 1 м <sup>3</sup> объема мельниц, м <sup>3</sup>	330	170	250	170	170	170
Стоимость 1 м <sup>3</sup> , руб.	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0
Годовые эксплуатационные расходы, тыс. руб.	5,5	5,0	8,0	7,7	5,0	4,5

Таблица IV

Капитальные затраты и эксплуатационные расходы в расчете на 1 флотационную камеру

Показатели	Марка машин			
	ФМР-25	ФМР-63	ФПР-40	ФПР-63
Номинальный объем камеры, м <sup>3</sup>	3,0	6,0	3,2	6,0
Строительный объем в расчете на 1 флотационную камеру, м <sup>3</sup>	360	420	360	420
Стоимость 1 м <sup>3</sup> , руб.	12,0	12,0	12,0	12,0
Капитальные затраты, тыс. руб.	7,3	9,2	7,6	10,0
В том числе:				
стоимость строительных работ, тыс. руб.	4,3	5,0	4,3	5,0
оборудование с монтажом	3,0	4,2	3,3	5,0
Годовые эксплуатационные расходы, тыс. руб.	2,1	3,5	2,0	3,6

Таблица V

Капитальные затраты и годовые эксплуатационные расходы на 1 сгуститель диаметром 18, 25, 30, 50 и 100 м

Показатели	Закрытые сгустители типоразмером				Открытые сгустители типоразмером		
	П-18	П-25	П-30	П-50	П-30	П-50	П-100
Капитальные затраты на 1 сгуститель, тыс. руб.	150	215	280	440	100	270	800
Годовые эксплуатационные расходы, тыс. руб.	22	27	32	48	14	40	110



Основные технико-экономические показатели систем хвостового  
фабрик черной и

Показатели	Порядковые				
	1	2	3	4	5
	От 10 до 17 млн. т.				
Количество перекачиваемых хвостов млн. т/год	40	20	20	30	20
Срок службы хвостового хозяйства, лет	40	20	20	30	20
Длина трассы пульпопроводов:					
магистральных, км	2×4,6	2×11,2	5×7,0	8×6,0	3×2,7
распределительных, км	12,0	1,8	10,0	2,5	10,9
Оборудование пульпо-насосных станций:			20ГР-8Т		
тип насосов	—	20ГР-8Т	20ГР-8Т	28ГР-8Т	28ГР-8Т
количество насосов, шт.	—	6 (2 рабочих)	8 (3 рабочих), 2 (1 рабочий)	11 (4 рабочих)	8 (4 рабочих)
Длина трассы водоводов оборотной воды, км	2×5,0	1×10,0	2×8,0	3×5,9	3×7,0
Оборудование насосных станций оборотной воды:					
тип насосов	28м-12×2	20Д-6	28м-12×2	22НДС	22НДС
количество насосов, шт.	5 (3 рабочих)	2 (1 рабочий) 2 (1 рабочий)	9 (5 рабочих)	12 (8 рабочих)	6 (3 рабочих)
Расход электроэнергии на 1 т хвостов, кВт·ч	2,6	4,7	9,5	11,6	9,4
в том числе:					
хвостовое хозяйство	—	2,3	4,2	6,6	6,7
химическая очистка	—	0,4	0,3	0,1	—
оборотное водоснабжение	2,6	2,0	5,0	4,9	2,7
Численность трудящихся, (всего), чел.	30	107	116	102	47
в том числе:					
хвостовое хозяйство	18	77	87	72	47
химическая очистка	—	6	25	15	—
оборотное водоснабжение	12	24	5	15	н. д.
Удельные капитальные затраты на 1 т хвостов, (всего), руб.	0,76	1,91	3,46	2,05	0,97
в том числе:					
хвостовое хозяйство	0,53	1,62	2,53	1,28	0,87
химическая очистка	—	0,10	0,61	0,24	—
оборотное водоснабжение	0,23	0,19	0,32	0,53	0,10
Себестоимость транспорта и укладки 1 т хвостов, руб.	0,06	0,25	0,30	0,27	0,22
Себестоимость 1000 м <sup>3</sup> оборотной воды, руб.	15,7	65,0	9,8	6,0	9,6

Таблица VI  
хозяйства и оборотного водоснабжения по проектам обогатительных  
цветной металлургии

Показатели	номера предприятий												
	6	7	8	9	10	11	12	13					
	От 5 до 8 млн. т						От 1 до 3 млн. т						
Количество перекачиваемых хвостов млн. т/год	40	40	30	20	40	20	20	25					
Срок службы хвостового хозяйства, лет	40	40	30	20	40	20	20	25					
Длина трассы пульпопроводов:													
магистральных, км	16×0,4 2×4,0 2×5,0 3,0	2×2,5	2×5,1	2×4,2	3×3,2	2×3,2	2×2,5	2×2,0 1×1,7 5,4					
распределительных, км	12,0	1,8	10,0	4,0	7,5	2,9	0,2	—					
Оборудование пульпо-насосных станций:													
тип насосов	12ГР-8Т2	20ГР-8Т	—	12ГР-8Т	16ГРТ-8	—	—	—					
количество насосов, шт.	16 (8 рабочих), 20 (13 рабочих) [2×3,0]	3 (1 рабочий)	—	8ГР-8Т 3 (1 рабочий), 3 (2 рабочих) 1×6,8	12ГР-8 3 (1 рабочий), 3 (1 рабочий) 1×3,3 1×24,0	—	10ГР-6Т-2 4 (2 рабочих)	—					
Длина трассы водоводов оборотной воды, км	24НДС	28м-12×2	12НДС-60 14м-12×4 2 (1 рабочий) 2 (1 рабочий) 4,8	10НКМ-2	14Д-6	28м-12×2	3В200×2	3В200×4					
Оборудование насосных станций оборотной воды:													
тип насосов	6 (4 рабочих)	3 (2 рабочих)	—	3 (2 рабочих)	4 (3 рабочих) 2 (1 рабочий)	3 (2 рабочих)	4 (2 рабочих)	3 (2 рабочих)					
количество насосов, шт.	18,5	4,4	—	4,7	9,7	10,7	4,7	4,2					
Расход электроэнергии на 1 т хвостов, кВт·ч	13,0	1,9	—	1,6	6,4	—	3,1	0,1					
в том числе:													
хвостовое хозяйство	0,3	—	—	0,7	—	—	—	0,7					
химическая очистка	5,2	2,5	4,8	2,4	3,3	10,7	1,6	3,4					
оборотное водоснабжение	97	58	14	49	46	29	43	28					
Численность трудящихся, (всего), чел.	77	47	9	28	41	29	39	12					
в том числе:													
хвостовое хозяйство	7	—	—	11	—	—	—	—					
химическая очистка	13	11	5	10	5	—	4	13					
оборотное водоснабжение	2,68	1,78	1,33	2,65	5,54	1,71	1,56	3,7					
Удельные капитальные затраты на 1 т хвостов, (всего), руб.	2,09	1,56	0,94	1,73	4,59	1,28	1,31	1,64					
в том числе:													
хвостовое хозяйство	0,11	—	—	0,75	0,73	—	—	0,42					
химическая очистка	0,48	0,22	0,39	0,22	0,22	0,43	0,25	0,31					
оборотное водоснабжение	0,34	0,20	0,09	0,17	0,47	0,17	0,23	0,16					
Себестоимость транспорта и укладки 1 т хвостов, руб.	4,9	8,6	80,0	15,8	63	11,8	20,0	14,6					

Коэффициенты для перевода стоимости строительных работ из условий I-го пояса в местные

Наименование строительных площадок	Республика или область	Коэффициент для перевода стоимости строительных работ из условий I-го пояса в местные
Комбинат «Апатит»	Мурманская обл.	1,47
Алмалыкский ГМК	Узбекская ССР	1,01
Джезказганский ГМК	Карагандинская обл.	1,07
Жирекенский ГОК	Читинская обл.	1,30
Ждановский ГОК	Мурманская обл.	1,44
Зыряновский ГОК	Восточно-Казахстанская обл.	1,10
Карагайлинский ГОК	Карагандинская обл.	1,09
Костомукшинский ГОК	Карельская АССР	1,05
Маднеульский ГОК	Грузинская ССР	1,03
Норильский ГМК	Красноярский край	2,3
Орловский ГОК	Семипалатинская обл.	1,08
Рудногорский ГОК	Иркутская обл.	1,35
Тырныаузский ГМК	Кабардино-Балкарская АССР	1,18

Таблица VIII

Технико-экономические показатели по обогатительным фабрикам большой производительности (по проектам института Механобр)

Показатели	Магнитообогатительные фабрики для железных руд	Флотационные фабрики		
		для медных руд	для свинцово-цинковых руд	для апатитовых руд
Годовая производительность фабрики, млн. т	34,0	16,0	6—8	28,0
Удельный расход на 1 т исходной руды:				
электроэнергии, кВт·ч	35,9	22,5	60—65	29,7
воды производственной, м <sup>3</sup>	10,4	3,8	7—7,5	5,4
футеровочной стали для дробилок и мельниц, кг	0,25	0,08	0,2—0,3	0,103
шаров и стержней, кг	1,8	1,3	1,5—2,0	0,8
Удельный расход условного топлива на 1 т сухого концентрата, кг	—	—	—	14,7

Продолжение табл. VIII

Показатели	Магнитообогатительные фабрики для железных руд	Флотационные фабрики		
		для медных руд	для свинцово-цинковых руд	для апатитовых руд
Удельный показатель на 1000 т годовой производительности фабрики по руде:				
общий объем производственных зданий фабрики (без учета галерей), м <sup>3</sup>	90,8 12,83	82,4 12,3	220—240 14—14,50	111,6 27,8
средняя стоимость 1 м <sup>3</sup> здания, руб.				
То же, по отдельным основным корпусам:				
корпуса крупного дробления	3,6 28,7	2,3 20	4,0—5,5 26—27	3,4 55,58
склады крупнодробленой руды		8,1 15,5	10,5—13,0 18,5—19,5	4,9 46,35
корпуса среднего и мелкого дробления	5,8 19,9	8,0 19,7	10—11 20—21	11,5 21,7
главного корпуса	75,2 11,1	36,6 12,2	130—135 11,5—12,0	48,0 21,21
протяженность ленточных конвейеров, п. м		0,22	0,06—0,07	0,33
Масса технологического оборудования, т	1,41			1,15
установленная мощность электродвигателей, кВт	8,15	4,6	16,0—16,8	8,57
Удельный объем мельниц, м <sup>3</sup> /т в сутки	0,04	0,03	0,048	0,018
Удельный объем флотационных машин, м <sup>3</sup> /т в сутки	—	0,062	0,027	0,059
Коэффициент использования оборудования (отношение проектируемого времени работы оборудования к календарному *, %):				
дробильного комплекса	0,73	0,74	0,81	0,73
главного корпуса	0,93/0,96	0,93	0,93	0,93

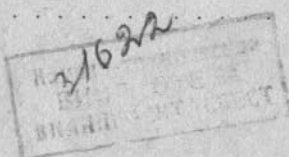
\*) Календарное время 365 × 24 = 8760 час/год.



Показатели	Магнитообога- гательные фабрики для железных руд	Флотационные фабрики		
		для медных руд	для свинцо- во-цинковых руд	для апатито- вых руд
Производительность тру- да по исходной руде од- ного трудящегося фабри- ки, тыс. т/год	26,5	43,2	16—18	26,7
Удельные капитальные вложения в объеме глав I—VII сводной сметы (без учета хвостового хо- зяйства) на 1 годовой производительности по руде, руб.	3,52	3,17	7,70—8,20	8,95
Удельные капитальные вложения по хвостовому хозяйству на 1 т склади- руемых хвостов, руб.	—	0,74	6,30—7,30	1,96
Эксплуатационные рас- ходы по переделу обога- щения (без учета затрат по хвостовому хозяйству) на 1 т исходной руды, руб.	1,33	1,38	5,10—5,20	1,76
в том числе реагенты, руб.	—	0,17	1,45—1,50	0,11
Себестоимость гидро- транспорта и укладки 1 т хвостов, руб.	0,35	0,11	1,05—1,10	0,32

Предисловие . . . . .	3
<b>Глава I. Общая часть . . . . .</b>	<b>6</b>
§ 1. Содержание и объем проекта обога- гательной фабрики . . . . .	6
§ 2. Исходные данные для проектирования обогагательной фабрики . . . . .	13
§ 3. Организация и порядок проектирования . . . . .	16
§ 4. Классификация обогагательных фабрик . . . . .	16
§ 5. Основные понятия, терминология и условные обозначения . . . . .	18
§ 6. Требования к качеству концентратов . . . . .	20
<b>Глава II. Выбор качественных показателей процесса обогащения . . . . .</b>	<b>25</b>
§ 1. Определение технологических показателей гравитационного обогащения по кривым обогагтности . . . . .	25
§ 2. Определение минимально допустимого содержания полезного компонента в исходном сырье . . . . .	32
<b>Глава III. Определение производительности обогаггательной фабрики и отдельных ее цехов . . . . .</b>	<b>34</b>
§ 1. Факторы, влияющие на выбор производительности фабрики . . . . .	34
§ 2. Расчеты производительности фабрики и ее цехов . . . . .	35
<b>Глава IV. Выбор и расчет технологических схем . . . . .</b>	<b>42</b>
§ 1. Выбор схемы дробления . . . . .	42
§ 2. Расчет схемы дробления . . . . .	63
§ 3. Операции классификации в схемах измельчения . . . . .	81
§ 4. Схемы измельчения . . . . .	91
§ 5. Расчет схем измельчения . . . . .	102
§ 6. Схемы флотации . . . . .	118
§ 7. Расчет количественных схем флотации . . . . .	136
§ 8. Схемы обогащения руд черных металлов . . . . .	156
§ 9. Процессы и схемы обогащения углей . . . . .	174
§ 10. Схемы обогащения песков россыпных месторождений . . . . .	185
§ 11. Схемы обогащения вольфрамовых и оловянных коренных руд . . . . .	190
§ 12. Расчет количественных схем при обогащении гравитационными и магнитными процессами . . . . .	195
§ 13. Проектирование и расчет шламовой схемы, баланс воды . . . . .	198
<b>Глава V. Выбор и технологический расчет основного обогаггательного оборудования  . . . . .</b>	<b>208</b>
§ 1. Общие принципы выбора и технологического расчета оборудования . . . . .	208
§ 2. Выбор и расчет оборудования для дробления . . . . .	211
§ 3. Выбор и расчет оборудования для грохочения . . . . .	220
§ 4. Выбор и расчет оборудования для измельчения . . . . .	228
§ 5. Выбор и расчет оборудования для классификации . . . . .	255
§ 6. Выбор и расчет оборудования для обогащения гравитационными процессами . . . . .	268
§ 7. Выбор и расчет оборудования для промывки . . . . .	283
§ 8. Выбор и расчет оборудования для флотации . . . . .	287
§ 9. Выбор и расчет оборудования для магнитного обогащения . . . . .	291
§ 10. Выбор и расчет оборудования для обезвоживания . . . . .	295
§ 11. Выбор и расчет оборудования для сушки . . . . .	308
§ 12. Выбор оборудования для пылеулавливания . . . . .	313

§ 13. Выбор и расчет оборудования для отбора и разделки проб . . .	313
§ 14. Основные положения по выбору вместимости бункеров и складов . . . . .	315
§ 15. Усреднение руд и углей перед обогащением . . . . .	319
<b>Глава VI. Генеральный план обогатительной фабрики . . . . .</b>	<b>321</b>
§ 1. Выбор площадки для строительства фабрики . . . . .	321
§ 2. Основные схемы компоновки оборудования . . . . .	325
§ 3. Состав обогатительных фабрик и принципы проектирования генеральных планов . . . . .	327
§ 4. Хвостовое хозяйство, обратное водоснабжение и рекультивация земель . . . . .	339
<b>Глава VII. Проектно-компоновочные решения цехов и отделений фабрики . . . . .</b>	<b>348</b>
§ 1. Общие принципы компоновки . . . . .	348
§ 2. Приемные устройства (самостоятельные объекты) . . . . .	350
§ 3. Цехи крупного (и среднего) дробления . . . . .	354
§ 4. Склады и бункера дробленой руды . . . . .	371
§ 5. Цехи среднего и мелкого дробления . . . . .	381
§ 6. Главные корпуса флотационных фабрик . . . . .	406
§ 7. Цехи магнитного обогащения . . . . .	434
§ 8. Углеобогатительные и гравитационные фабрики . . . . .	446
§ 9. Цехи сгущения, фильтрования и сушки . . . . .	454
§ 10. Хранение и отгрузка концентрата . . . . .	463
§ 11. Автоматический контроль и регулирование технологических процессов . . . . .	471
§ 12. Уклоны желобов для самотечного транспорта . . . . .	475
§ 13. Вспомогательные службы . . . . .	478
§ 14. Промышленная санитария и правила безопасности . . . . .	497
§ 15. Требования норм строительного проектирования . . . . .	497
Список литературы . . . . .	500
Приложение . . . . .	503



Константин Александрович Разумов  
 Валентин Александрович Перов  
**ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК**

Редактор издательства Е. А. Макрушина  
 Переплет художника Ю. Г. Ворончихина  
 Художественный редактор О. Н. Зайцева  
 Технический редактор А. Е. Матвеева  
 Корректор Т. М. Столярова  
 ИБ № 2845

Сдано в набор 08.09.81. Подписано в печать 12.05.82. Т-10236.  
 Формат 60×90<sup>1/16</sup>. Бумага типографская № 2 Гарнитура «Литературная».  
 Печать высокая. Усл.-печ. л. 32,5 Усл. кр.-отг. 32,5  
 Уч.-изд. л. 34,92. Тираж 9000 экз. Заказ 12/7316—11 Цена 1 р. 50 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра»,  
 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19

Ленинградская типография № 6 ордена Трудового Красного Знамени  
 Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой  
 Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР  
 по делам издательств, полиграфии и книжной торговли.  
 193144, г. Ленинград, ул. Моисеенко, 10.