МИНИСТЕРСТВО ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ
ВСЕСОЮЗНЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
И ПРОЕКТНЫЙ ИНСТИТУТ МЕХАНИЧЕСКОЙ
ОБРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ
МЕХАНОБР

НОРМЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК ДЛЯ РУД ЦВЕТНЫХ И ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Часть 1

Флотационные фабрики для руд цветных металлов
и обогатительные фабрики для магнетитовых руд

НТП—ОФ—1—66

УТВЕРЖДЕНЫ
МИНИСТЕРСТВОМ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР
И МИНИСТЕРСТВОМ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР;
СОГЛАСОВАНЫ С ГОССТРОЕМ СССР В МАРТЕ 1966 г.

ЛЕНИНГРАД
1966

gost.e-ecolog.ru

«Нормы технологического проектирования обогатительных фабрик для руд цветных и черных металлов». Часть I. «Флотационные фабрикк для руд цветных металлов и обогатительные фабрики для магнетитовых руд». НТП—ОФ—1—66.

Разработаны Всесоюзным научно-исследовательским и проектным институтом Механобр Министерства цветной металлургии СССР.

Все замечания, предложения и дополнения просим направлять в институт Механобр, отдел подготовки проектирования, по адресу: Ленинград, В-26, 21-ая линия, д. 8-а.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 5

РАЗДЕЛ I. ОБЩАЯ ЧАСТЬ

§ 1. Краткая характеристика руд 8
§ 2. Продукция обогатительных фабрик 13
§ 3. Структура и типы обогатительных фабрик 14
§ 4. Нормы рабочего времени 15
§ 5. Нормы машинного времени 18
§ 6. Численность трудящихся обогатительной фабрики 19

РАЗДЕЛ II. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ

§ 7. Исходные экспериментальные данные 20
§ 8. Разработка технологических схем 21
§ 9. Оформление технологических схем 23
§ 10. Схемы дробления 24
§ 11. Схемы измельчения и обогащения 35
§ 12. Схемы обезвоживания 48

РАЗДЕЛ III. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ

§ 13. Дробилки 49
§ 14. Грохоты 57
§ 15. Мельницы 57
§ 16. Классификаторы 63
§ 17. Гидроциклоны 70
§ 18. Магнитные сепараторы 73
§ 19. Флотационные машины 87
§ 20. Оборудование для обесшламливания и обезвоживания 92
§ 21. Внутрифабричный конвейерный транспорт 95
§ 22. Песковые насосы 96
§ 23. Нормы запаса сменных частей 97

РАЗДЕЛ IV. КОНСТРУКТИВНО-КОМПОНОВОЧНЫЕ РЕШЕНИЯ

§ 24. Общие положения 99
§ 25. Требования норм общестроительного проектирования 100
§ 26. Блокировка технологических отделений 101
§ 27. Выбор площадки и генеральный план 101
§ 28. Емкость бункеров и складов 103
§ 29. Подъемно-транспортные средства 106
§ 30. Ремонтные площадки 112
§ 31. Корпуса дробления 113
§ 32. Корпуса обогащения 126
§ 33. Корпуса обезвоживания 131
§ 34. Размещение оборудования на открытых площадках и в зданиях с облегченной конструкцией 132
§ 35. Нагрузки от технологического оборудования 132

ПРИЛОЖЕНИЯ

1. Терминология и обозначения, принятые в нормах 135
2. Методические указания по определению переходных коэффициентов от явочной численности рабочих к списочной 139
3. Перечень основных вопросов, подлежащих освещению в отчетах о научно-исследовательских работах по изучению обогатимости и разработке технологических схем обогащения 140
4. Технологический расчет насосов 141

Введение

Настоящие «Нормы технологического проектирования обогатительных фабрик» разработаны в соответствии с программой, утвержденной Госкомитетом по черной и цветной металлургии при Госплане СССР и отделом металлургической промышленности Госстроя СССР.

За основу для их составления приняты:

1. «Нормы технологического проектирования фабрик для обогащения магнетитовых руд» (проект — первая редакция 1962 г., Механобр, шифр 14660—1).

2. «Нормы технологического проектирования обогатительных фабрик цветной металлургии» (проект — первая редакция 1962 г., Механобр, шифр 15050-1).

3. Отзывы предприятий, институтов и отраслевых управлений Госметаллургкомитета по проектам первой редакции «Норм».

4. Протокол рассмотрения первой редакции «Норм» в Госметаллургкомитете от 19 сентября 1964 г.

Согласно протоколу, первые редакции «Норм» (проекты) были утверждены с учетом замечаний, имевшихся в отзывах организаций, причем оба проекта предложено объединить в единые «Нормы технологического проектирования обогатительных фабрик для руд цветных и черных металлов».

Выпускаемые «Нормы» предназначаются для проектирования новых и реконструкции действующих флотационных фабрик для обработки руд цветных металлов и магнитообогатительных фабрик железорудной промышленности.

Задачей технологического проектирования обогатительных фабрик является:

1) обоснование и разработка технологического процесса, составление и расчет технологической схемы;

2) выбор и расчет основных параметров технологического и вспомогательного оборудования (тип и размеры, производительность, потребляемая мощность и др.),

3) разработка конструктивно-компоновочных проектных решений;

4) разработка схем автоматического контроля и регулирования процесса, а также мероприятий по механизации ремонтных работ;

5) выдача заданий на объекты строительного проектирования (здания и сооружения), сантехнические устройства, водоснабжение, хвостовое хозяйство, электротехническое хозяйство (силовое, освещение, связь) и автоматику, а также данных для сметно-экономических расчетов.

«Нормы технологического проектирования» выпускаются с целью:

1) регламентировать выбор технологических схем и схем автоматизации технологического процесса;

2) нормировать принимаемые в проектах расчетные коэффициенты для режимов работы предприятий, степени использования оборудования, количества главнейших запасных деталей, методы расчета численности трудящихся и производительности труда;

3) унифицировать методику выбора и расчета оборудования, обеспечив прогрессивность принимаемых решений, высокий уровень производительности труда и технико-экономическую эффективность проектируемой фабрики;

4) сформулировать методические указания по разработке конструктивно-компоновочных решений технологической части проекта.

Учитывая чрезвычайное разнообразие вещественного состава и физических свойств руд цветных и черных металлов, а также то положение, что нормированию подлежат лишь показатели и решения, имеющие широкое применение, проверенные опытом эксплуатации и обеспечивающие возможность получения высокой технико-экономический эффективности капиталовложений, — задачу составления «Норм» на данном этапе ограничили лишь рудами цветных металлов, обогащаемых флотацией, и магнетитовыми железными рудами. Технология обогащения указанных разновидностей руд изучена достаточно полно.

В дальнейшем намечается разработка норм технологического проектирования фабрик гравитационного процесса, фабрик для обогащения руд редких металлов и неметаллических железных руд, реагентного хозяйства, автоматизации, а также норм по обслуживанию оборудования на обогатительных фабриках.

Настоящие «Нормы» не охватывают всех вопросов технологического проектирования, и, кроме «Норм», надлежит также руководствоваться обязательными нормативными материалами, издаваемыми руководящими союзными и республиканскими органами.

По мере накопления необходимых материалов в институтах, выполняющих проектирование обогатительных фабрик, «Нормы» предполагается систематически пополнять и корректировать.

Срок действия настоящих «Норм» устанавливается до 1968 года включительно.

«Нормы» рассчитаны на установившийся эксплуатационный режим предприятия. На фабриках, вновь вводимых в действие, не все

показатели могут быть достигнуты в первый период эксплуатации, поэтому производственным планом данного предприятия, в зависимости от местных условий и степени освоенности технологического процесса и оборудования, могут устанавливаться показатели, отличающиеся от предусмотренных настоящими «Нормами».

При составлении «Норм» использован проект методических указаний, разработанный Госстроем СССР (1962 г.).

Принятая в «Нормах» терминология и обозначения приведены в Приложении № 1. В других приложениях даются некоторые методические указания по вопросам проектирования.

Все издаваемые институтом Механобр информационные материалы, на которые имеются ссылки в настоящих «Нормах», высылаются проектным кабинетом института по запросам.

РАЗДЕЛ I. ОБЩАЯ ЧАСТЬ

§ 1. Краткая характеристика руд

А. Руды цветных металлов, обогащаемые флотационным способом

К категории цветных металлов в СССР отиосятся: медь, свннец, цинк, никель и кобальт. В рудах цветных металлов сопутствующими полезиыми компоиентамн, извлекаемымн в самостоятельные концентраты, чаще всего являются: молибден, барит и сера (пиритный концентрат). Из сопутствующих полезных компоиентов, извлекаемых в основные коицентраты необходимо указать следующие: серебро, золото, платиноиды, кобальт, кадмий и некоторые металлы группы рассеяиных редких элементов.

Минералогический состав руд цветиых металлов как в частн рудных, так и породообразующих миисралов чрезвычайио разиообразеи. Руды цветных металлов в зависимости от их химнческого, мннералогического состава и физических свойств, подразделяются:

а) по содержаиию главиых металлов и сопутствующих компонентов на:

— медиые, медио-молибденовые, медио-цнпковые, медио-никелевые, свинцово-цинковые и т. д.;

б) по содержанию сульфидных и окислеиных соедниенй металлов иа:

— сульфидные, содержащне не менее 90% металлов в форме сульфидных соединеиий (минералов);

— окислеиные, содержащие не более 30% металлов в форме сульфндных соединений (миисралов);

— смешаиные — промежуточиые между сульфидиыми и окислеииыми;

в) по степеии обогатимости и применяемым методам обработки окислеиные и смешаиные руды подразделяются на простые, обогащеиие которых флотацией дает удовлетворительные резуль-

таты, и упорные, обогащение которых обычными методами не дает удовлетворительных показателей и которые требуют применения комбинированных схем «ВОФ» (выщелачивание, осаждение, флотация) — схемы Мостовича;

г) по крупности вкрапленности полезных минералов на:

крупновкрапленные . . . . 0,4 *мм* и крупнее,
средней вкрапленности . . . 0,15—0,4 *мм*,
тонковкрапленные . . . . . 0,15 *мм* и тоньше;

д) по характеру вкрапленности полезных минералов на:

равномерно вкрапленные,
неравномерно вкрапленные,
с агрегатной вкрапленностью;

е) по крепости вмещающих пород:

твердые,
средней твердости,
мягкие;

ж) по способности к ошламованию — на нешламующиеся и шламующиеся, содержащие в существенном количестве шламистые примеси и глины.

Выделение указанных разновидностей производится на основе геологического опробования месторождения и испытания обогатимости руды.

Б. Железные руды

Рекомендуется принимать следующую классификацию железных руд: 1) по содержанию железа и других элементов; 2) по видам основных железорудных минералов; 3) по физическим свойствам.

1. **Содержание железа.** По содержанию железа и других элементов железные руды разделяются на:

а) б о г а т ы е и ч и с т ы е по сере руды; подготовка к плавке осуществляется путем дробления и сортировки по крупности с получением кускового продукта, пригодного для плавки, и мелочи, подлежащей окускованию;

б) р у д ы, т р е б у ю щ и е о б о г а щ е н и я — либо с целью получения продукта с более высоким содержанием железа, либо для удаления вредных примесей (или одновременно в обеих целях). При этом в качестве обогатительной операции может применяться и агломерация, производимая с целью удаления серы, или обжиг для удаления летучих (CO_2, H_2O и др.);

в) р у д ы к о м п л е к с н ы е, т. е. содержащие, помимо железа, другие ценные компоненты (апатит, сульфиды цветных металлов, ильменит и т. д.), извлечение которых в отдельные продукты технически возможно и в принципе экономически целесообразно.

2. **Минералогический состав.** а) Основными железосодержащими минералами в железных рудах являются окислы и гидроокислы, карбонаты, сульфиды, силикаты железа и ильменит.

Теоретическое содержание железа в наиболее распространенных минералах составляет:

Минералы и соединения	До прокаливания, %	После прокаливания, %
магнетит	72,4	72,4
гематит, мартит и маггемит	70,0	70,0
гетит	62,9	70,0
гидрогетит	60,9	70,0
лимонит	60,0	70,0
сидерит	48,3	70,0
пирит	46,6	70,0
пирротин	61,5	70,0
ильменит	36,8	36,8
железосодержащие силикаты:		
а) бедные (хлорнты, гранаты и др)	10—35	10—40
б) богатые (шамозит, тюрингит)	35—40	35—40

Из-за наличия изоморфных и механически неотделимых примесей содержание железа в минералах обычно несколько ниже теоретического, например, в магнетите оно может составлять 68—72%, а при наличии значительного количества магния (когда магнетит переходит в магнезиоферрит) снижается до 63—66%.

б) Плавка руд, содержащих (после прокаливания) менее 38—40% железа, как правило, экономически нецелесообразна. Ввиду этого присутствие в железном концентрате железистых силикатов и ильменита, в которых содержание железа никогда не превышает 40%, является нежелательным. Кроме того, силикаты и ильменит осложняют ведение доменной плавки. Указанные минералы должны рассматриваться как не подлежащие извлечению в железорудный концентрат, т. е. как нерудные компоненты.

в) Сульфиды железа — пирит и пирротин — после удаления серы дают продукты, содержащие около 70% железа, поэтому с этой точки зрения их следовало бы считать рудными минералами. Однако пирит, встречающийся преимущественно в магнетитовых рудах, при магнитном обогащении почти не извлекается в концентрат и удаляется в хвосты, либо выделяется в виде самостоятельного концентрата.

В последнем случае руду следует рассматривать как комплексную. Поэтому для железных (некомплексных) руд пирит при расчетах также причисляется к неизвлекаемым железосодержащим компонентам.

Присутствующий в некоторых магнетитовых рудах пирротин почти полностью извлекается при магнитном обогащении в концентрат и его следует причислять к рудным компонентам.

В тех случаях, когда в анализах руды имеются лишь данные об общем содержании сульфидного железа, без подразделения на пирит и пирротин, все связанное с серой железо может быть для приближенных расчетов отнесено к неизвлекаемому.

г) Минералы вмещающей породы содержат в основном кремнезем (SiO_2), глинозем (Al_2O_3), окись кальция (CaO) и окись магния (MgO). Эти же окислы входят и в состав большинства нерудных железосодержащих минералов. Они являются важнейшими шлакообразующими компонентами, в связи с чем качество подготовленной железной руды (концентрата), помимо содержания железа, определяется модулем основности: $\frac{CaO+MgO}{SiO_2+Al_2O_3}$ и кремневым модулем $\frac{SiO_2}{Al_2O_3}$.

д) Кроме железа и главных шлакообразующих компонентов, в железных рудах содержатся (обычно в сравнительно небольших количествах) другие элементы — сера, фосфор, мышьяк, марганец, никель, хром, а также различные цветные и редкие металлы. Их поведение при обогащении зависит от того, в виде каких соединений они находятся в руде, от характера вкрапленности соответствующих минералов и других свойств руды. При значительном содержании и благоприятных структурных условиях некоторые из примесей такого рода (например, апатит) могут извлекаться в отдельные концентраты; соответствующие руды следует относить к комплексным. В большинстве случаев подобные примеси в некоторой мере извлекаются вместе с железом в железный концентрат, оказывая влияние на его металлургическую ценность.

Разделить достаточно четко все примеси на вредные и полезные не представляется возможным.

К безусловно нежелательным относятся лишь сера и мышьяк, ухудшающие качество металла, а также цинк, хром, свинец, отрицательно влияющие на работу доменных печей.

Учитывая, что концентраты, как правило, подвергаются окускованию, при котором значительная часть серы может быть удалена, ее присутствие в концентрате допустимо в довольно значительных количествах.

К полезным примесям следует отнести ванадий, никель и некоторые редкоземельные элементы.

Что касается других элементов, то их присутствие в концентрате может быть как полезным, так и вредным, в зависимости от содержания и условий металлургического передела.

е) По относительному количеству основного рудного минерала железные руды могут быть подразделены на следующие типы:

магнетитовые,
гематитовые и мартитовые,
смешанные магнетито-гематитовые,
титано-магнетитовые,
бурожелезняковые,

сидеритовые,
прочие смешанные (например, сидерито- и гематито-бурожелезняковые).

ж) По соотношению между количеством сильно- и слабомагнитных рудных минералов железные руды делятся на 3 группы:

I группа — руды, в которых железо связано в основном с сильномагнитными минералами (магнетитом, маггемитом и пирротином).

II группа — руды, содержащие как сильно-, так и слабомагнитные рудные минералы в количествах, экономически оправдывающих их извлечение.

III группа — руды, железо в которых находится полностью (или в основном) в виде слабомагнитных минералов.

Руды первой группы относятся к типу магнетитовых, а второй — к смешанным. Значительное содержание магнетита в рудах I и II групп предопределяет целесообразность применения для их обогащения магнитной сепарации в слабом поле (до 1500 *эрстед*). В зависимости от состава и структуры руды этот способ обогащения может быть дополнен другими (флотацией, гравитацией и т. д.).

Для руд II группы комбинированное обогащение в принципе обязательно.

Руды III группы обогащаются различными способами — гравитационным, флотационным и др.; магнитная сепарация в слабом поле применяется лишь при обжигмагнитном процессе, т. е. для обогащения руды, подвергнутой магнетизирующему обжигу.

з) Критерием для отнесения руды к магнетитовой (I типа) является отношение, учитывающее содержание в ней всех видов железосодержащих минералов — рудных (магнитных и слабомагнитных) и нерудных, а именно:

$$\frac{Fe_{магн},\ \%}{Fe_{общ},\ \%-Fe_{нпи},\ \%} \cdot 100 = K,$$

где $Fe_{магн}$ — содержание в руде магнитного железа, определяемое на магнитном анализаторе при измельчении руды до крупности минус 0,044 *мм*;

$Fe_{общ}$ — общее содержание железа в руде, определяемое химическим анализом;

$Fe_{нпи}$ — содержание железа, химически связанного с минералами, не подлежащими извлечению в железный концентрат, определяемое рациональным химическим анализом.

Если в среднем $K \geqslant 85\%$, то руду следует считать магнетитовой; извлечение из нее прочих железорудных минералов путем применения других (кроме магнитной сепарации) способов не производится.

При $K_{ср} < 85\%$ возможность и целесообразность доизвлечения слабомагнитных рудных минералов в каждом отдельном случае

определяется путем специальных исследований и технико-экономических расчетов.

и) По своему происхождению магнетитовые руды разделяются на осадочно-метаморфические (железистые кварциты), контактово-метасоматические (скариновые руды) и магматические.

Для первых типична тонкая вкрапленность рудного минерала и слоистая текстура с чередованием прослоек, отличающихся между собой содержанием железа. В рудах этой разновидности, помимо магнетита, встречаются мартит, гематит, а также карбонаты и силикаты железа. Пустая порода состоит в основном из кварца, содержание серы и фосфора невелико. Во многих месторождениях эти руды переходят в смешанные магнетито-гематитовые.

Для руд контактово-метасоматического и магматического типов характерна неравномерная вкрапленность магнетита, а также повышенное по сравнению с рудами осадочно-метаморфических месторождений содержание серы в виде сульфидов железа и цветных металлов. Состав нерудных минералов разнообразен.

3. **Физические свойства.** Из физических свойств железных руд, с точки зрения техники их обогащения, наибольшее значение имеют кусковатость, дробимость, измельчаемость, наличие глинистых примесей и влажность, а из текстурно-структурных особенностей — характер вкрапленности рудных и нерудных компонентов.

По степени разрушенности вмещающей породы железные руды, согласно классификации проф. К. А. Разумова, разделяются на три вида:

а) руда с крепкой неразрушенной породой;
б) руда с частично разрушенной породой;
в) руда с мягкой разрушенной породой.

Рассматриваемые в настоящих нормах магнетитовые руды относятся, как правило, к первому виду, а руды поверхностных зон месторождений — ко второму или даже к третьему.

§ 2. Продукция обогатительных фабрик

1. Флотационные концентраты цветных металлов

Готовой продукцией флотационных фабрик, обрабатывающих руды цветных металлов, являются флотационные концентраты и промежуточные продукты (медные, свинцовые, цинковые, пиритные, молибденовые, шеелитовые, баритовые, ртутные, висмутовые и др). Кондиции на концентраты и наименование их устанавливаются в зависимости от того, какие полезные компоненты они содержат. Кондиции зависят также от характера исходного сырья, возможностей обогащения, требований металлургического передела, действующих технических условий и ГОСТов.

2. Магнетитовые концентраты

Кондиции на магнетитовые концентраты — готовую продукцию обогатительных фабрик по обработке магнетитовых руд — устанавливают в зависимости от способа обогащения:

а) Кондиции по крупности кусковых руд и концентратов сухой магнитной сепарации:

— доменная магнетитовая руда — 100—50 *мм*;
— мартеновская магнетитовая руда — 50—10 *мм*;
— аглоруда (рудная мелочь) — 10(8) — 0 *мм*.

б) Кондиции по крупности концентратов мокрой магнитной сепарации:

— концентраты, подлежащие агломерации: крупность материала может изменяться в пределах от минус 8 до минус 0,1 *мм*;
— концентраты, подлежащие окомкованию, должны быть не крупнее 0,1 *мм* (50% минус 0,05 *мм*).

Кондиции на кусковые руды и концентраты по содержанию железа — допускаемое содержание различных примесей в них, оптимальная основность и кремневый модуль — колеблются в широких пределах и устанавливаются на основании технико-экономических расчетов, учитывающих расходы на все операции: по добыче руды, переделам обогащения, окускованию, доменной плавке (в отдельных случаях выплавки стали), а также затраты, связанные с транспортом руды, концентратов и окускованных продуктов.

§ 3. Структура и типы обогатительных фабрик

1. По характеру технологических процессов, режиму работы и конструктивно-компоновочным решениям обогатительные фабрики подразделяются на следующие переделы (цехи): дробильный, обогатительный, обезвоживания, складирования и отправки готовой продукции, хвостовое хозяйство.

2. В состав дробильного цеха по обработке как цветных, так и магнетитовых руд входят узлы, связанные с дроблением руды, начиная с приемного устройства для поступающего на фабрику сырья и кончая конвейерами, подающими дробленую руду в бункера отделения измельчения.

При наличии сухой магнитной сепарации для кусковой магнетитовой руды (до ее измельчения) или сортировки по крупности с целью выделения кусковых товарных металлургических руд, промежуточного продукта, аглоруды и отвальных хвостов, отделения, предназначенные для выполнения этих операций, входят в состав дробильного цеха.

3. В состав цеха обогащения входят все отделения, относящиеся к измельчению руды и обогащению измельченного материала.

При обогащении руд цветных металлов в состав цеха обогащения входит также реагентное хозяйство.

При обогащении магнетитовых руд, как правило, в состав цеха обогащения входят и отделения обезвоживания.

4. В состав цеха обезвоживания (главным образом на фабриках руд цветных металлов) входят отделения сгущения, обес-

шламливания, фильтрации, в отдельных случаях и отделения сушки и складирования концентратов.

5. В состав цеха складирования и отправки готовой продукции (главным образом на фабриках магнетитовых руд) входят склады, бункера и соответствующие транспортные устройства, предназначенные для хранения, усреднения и отправки готовой продукции.

6. Для обработки магнетитовых руд предназначаются фабрики следующих типов:

а) дробильно-сортировочные (ДСФ), предназначенные для дробления и сортировки по крупности сплошных массивных магнетитовых руд с целью получения кусковых металлургических руд и мелочи для агломерации;

б) дробильно-обогатительные (ДОФ), на которых помимо дробления и грохочения, производится сухая магнитная сепарация с целью выделения части отвальных хвостов и магнитного промежуточного продукта, подлежащего в дальнейшем измельчению и мокрой магнитной сепарации; возможно также выделение части кусковых магнетитовых концентратов для доменной и мартеновской плавки;

в) фабрики мокрой магнитной сепарации (ФМС) для обработки тонковкрапленных руд (или промежуточных продуктов сухой магнитной сепарации) с целью получения высококачественного магнетитового концентрата, подлежащего агломерации или окомкованию;

г) фабрики (ФКО) с комбинированной магнитно-флотационной схемой для обработки комплексных магнетитовых руд (титаномагнетитовых и сульфидных магнетитовых руд), выдающие, помимо магнетитового концентрата, также флотационный ильменитовый, пиритный, кобальтовый или другие концентраты.

§ 4. Нормы рабочего времени

1. Режим работы дробильных комплексов фабрик принимается такой же, как и для рудников, а именно:

а) при открытой добыче (карьеры): для предприятий, расположенных в южных районах Советского Союза — 305 рабочих дней в году; для предприятий средней полосы — 300 и для предприятий, находящихся в северных районах — 290 дней в году;

б) при подземной добыче — 305 рабочих дней в году.

Во всех случаях указанные режимы соответствуют прерывной рабочей неделе при трех семичасовых рабочих сменах в сутки (для фабрик цветной металлургии при малой производительности допускаются 1—2 смены).

2. Учитывая, что руда фактически может поступать с рудника в любое время суток и что перерывы в подаче ее используются для мелкого профилактического ремонта и очистки оборудования, принимается, что работа дробильного отделения ведется

Таблица 1

Нормативы расчетных фондов рабочего и машинного времени по цехам, корпусам и отделениям обогатительных фабрик

№ пп	Наименование цехов, корпусов и отделений	Оборудование (машинное время)				Штаты (рабочее время)			
		Расчетный фонд				Расчетный фонд			
		дней в году	часов в сутки	часов в году	КИПов	дней в году	смен в сутки	часов в сутки	часов в году
	I. Корпуса крупного дробления								
1	Корпуса, расположенные на борту карьера или в непосредственной близости от него, а также корпуса, расположенные при шахтах, когда дробилка питается из бункера при стволе шахты	305	21	6405	0,73	305	3	24	7320
2	Корпуса, расположенные на значительном расстоянии от рудника и связанные с ним жел.-дор. путями, или корпуса дробления, обслуживающие два или несколько рудников	340	21	7140	0,815	358	3	24	8592
3	Корпуса дробления малых фабрик цветной металлургии при производительности:								
	до 250 тонн в сутки	305	7	2135	0,20	305	1	8	2440
	до 1000 тонн в сутки	305	14	4270	0,40	305	2	16	4880
	II. Корпуса среднего и мелкого дробления								
4	Корпуса или отделения среднего и мелкого дробления при отсутствии склада или бункеров крупнодробленой руды	305*	21	6405	0,73	По режиму работы корпуса крупного дробления			
5	То же, при наличии склада или емких бункеров крупнодробленой руды	340	21	7140	0,815	358	3	24	8592
	III. Корпуса и отделения сухой магнитной сепарации								
6	*Отдельно стоящие корпуса сухой* магнитной сепарации или отделения сухой магнитной сепарации при корпусах среднего и мелкого дробления	305 340	21 21	6405 7140	0,73 0,815	По режиму работы корпусов среднего и мелкого дробления			
7	Отделения сухой магнитной сепарации, расположенные в главных корпусах фабрик	340	24	8160	0,930	358	3	24	8592
	IV. Склады или бункеры крупнодробленой руды								
8	Устройства для загрузки склада или бункера	По режиму работы корпуса крупного дробления							
9	Устройства для разгрузки склада или бункера	По режиму работы корпуса среднего и мелкого дробления							
	V. Главные корпуса или корпуса обогащения с отделениями измельчения, мокрой магнитной сепарации, флотации, сгущения и фильтрации								
10	Обогатительные фабрики по обработке руд цветных металлов производительностью свыше 1000 *т/сутки*	340	24	8160	0,93	358	3	24	8592
11	То же, менее 1000 *т/сутки*	330	24	7920	0,905	358	3	24	8592
12	Корпуса магнитных и магнито-флотационных фабрик	340	24	8160	0,93	358	3	24	8592
	VI. Корпуса фильтрации и сушки концентратов	340	24	8160	0,93	358	3	24	8592
	VII. Склад концентратов								
13	Устройства для загрузки склада	340	24	8160	0,93	358	3	24	8592
14	Устройства для отгрузки со склада	340	24	8160	0,93	365	3	24	8760

* Число рабочих дней в году приведено для предприятий, расположенных в южных районах Советского Союза, а также при подземной добыче. Для предприятий, расположенных в районах средней полосы, следует принимать 300 рабочих дней, а для районов северной части — 290 рабочих дней.

круглосуточно, соответственно чему фонд рабочего времени при 305 рабочих днях в году составляет 305×24=7320 часов. Поскольку перерывы в работе рудника по климатическим условиям и другим причинам не могут быть заранее запланированы, и во время таких перерывов персонал дробильного комплекса, как правило, находится на работе, указанный фонд рабочего времени (7320 часов) сохраняется для всех районов страны.

3. Режим работы обогатительных цехов и цехов обезвоживания принимается непрерывный, за вычетом 8 праздничных дней при 24 часах работы в сутки, и составляет 365 — 8=357 рабочих дней в году.

Учитывая, что один из праздников почти ежегодно приходится на воскресенье и что в високосные годы число дней составляет 366, годовой фонд рабочего времени принимается равным 358×24= =8592 часов.

Примечание.

При размещении отделения сухой магнитной сепарации в корпусе обогащения, режим работы и расчетный фонд рабочего времени этого отделения принимается так же, как и для обогатительного цеха, т. е. 358×24=8592 часов в год.

4. Режим работы участка отгрузки готовой продукции принимается круглогодовой, при 24 часах работы с сутки; годовой фонд рабочего времени составляет 365×24=8760 часов.

5. Приведенные выше нормы годового фонда рабочего времени принимаются для определения штатов обогатительных фабрик, показателей работы и затрат.

§ 5. Нормы машинного времени

1. При определении производительности цехов и отделений обогатительной фабрики расчетное машинное время основного технологического оборудования надлежит принимать по нормам, приведенным в табл. 1.

2. Коэффициент загрузки основного технологического оборудования при расчетах следует принимать по табл. 2.

Таблица 2

Коэффициент загрузки основного технологического оборудования

№ пп	Наименование оборудования и условия его работы	Коэффициент загрузки
1	Дробилки всех стадий дробления, стержневые и шаровые мельницы рудного измельчения при непосредственной загрузке питателем из бункера и автоматическом регулировании, магнитные сепараторы, флотационные машины	1

Продолжение табл. 2

№ пп	Наименование оборудования и условия его работы	Коэффициент загрузки
2	Дробилки крупного дробления при их загрузке через безъемкостные воронки непосредственно из откаточных сосудов	0,95
	Дробилки среднего и мелкого дробления при каскадном их расположении и загрузке непосредственно надрешетным продуктом грохота	0,95
	Шаровые мельницы для доизмельчения промежуточных продуктов при отсутствии буферных емкостей (сгустителей) и автоматического регулирования постоянства загрузки мельницы	0,95

§ 6. Численность трудящихся обогатительной фабрики

1. Расчетный фонд рабочего времени принимать согласно табл. 1.

2. Численность эксплуатационного, технологического и ремонтного персонала обогатительной фабрики при проектировании определяется на основе следующих данных:

а) явочная численность рабочих в смену устанавливается по результатам расчета рабочего времени, необходимого для выполнения той или иной операции; впредь до разработки специальных норм времени обслуживания оборудования обогатительных фабрик, расчеты явочной численности рабочих рекомендуется производить в соответствии с данными табл. 3;

Таблица 3

Определение ориентировочной численности трудящихся на обогатительных фабриках

№ пп	Производительность обогатительной фабрики, т в сутки	Общая численность трудящихся, отнесенная на 1000 т суточной производительности*	Численность ремонтного персонала в % к общей численности трудящихся
1	До 750	100—200	30—35
2	750—1 500	90—150	30—35
3	1 500—3 000	60—90	35—40
4	3 000—9 000	40—60	40—45
5	9 000—30 000	20—40	40—45
6	Более 30 000	15—30	45—50

* Бо́льшие значения принимать для обогатительных фабрик со сложной технологической схемой и наличием добавочных операций.

б) номенклатуру специальностей и разряды при проектировании фабрик цветной металлургии следует принимать в соответствии с «Нормами времени обслуживания оборудования обогатительных фабрик по обогащению руд редких металлов — медно-молибденовых, вольфрамовых и оловянных руд», изданных в 1961 г. Государственным Комитетом при Совете Министров СССР по вопросам труда и зарплаты;

в) номенклатуру специальностей и разряды при проектировании фабрик для обработки магнетитовых руд надлежит принимать в соответствии с «Тарифно-квалификационным справочником рабочих горных предприятий черной металлургии» («Металлургиздат», 1957 г.);

г) для определения списочной численности рабочих необходимо рассчитанную по нормам явочную численность умножить на число рабочих смен и на переходный коэффициент, определяемый согласно прилагаемым методическим указаниям (Приложение № 2).

В табл. 3 в общую численность трудящихся включены все категории рабочего и технического персонала фабрики, КИП, автоматики, механической мастерской, хвостового хозяйства и проч. Табл. 3 следует пользоваться при составлении ТЭО.

В проектных заданиях и технических проектах численность трудящихся следует принимать в соответствии со структурой фабрики; номенклатуру специальностей и разряды надлежит принимать в соответствии с тарифно-квалификационным справочником (издание 1957 г.).

3. Годовой фонд рабочего времени цехов фабрики, устанавливаемый при проектировании (см. § 5), подлежит безусловному сохранению. Изменение продолжительности рабочего дня, предусматриваемого трудовым законодательством, учитывается переходным коэффициентом при определении списочного числа трудящихся.

РАЗДЕЛ II. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ

§ 7. Исходные экспериментальные данные

Технологическая схема обработки руд, поступающих на обогатительную фабрику, является основным документом, определяющим профиль фабрики, технологический процесс и конечные качественные и количественные показатели обогащения.

Схема составляется на основании исследования состава и свойств руды, ее обогатимости и изучения опыта предприятий, обрабатывающих аналогичные руды.

Основными материалами для составления технологической схемы проектируемой обогатительной фабрики являются результаты экспериментального исследования по обогащению руды намеченного к эксплуатации месторождения, оформляемые в виде отче-

тов соответствующими научно-исследовательскими институтами или отдельными лабораториями, с обязательным представлением рекомендуемых схем обогащения и конечных технологических показателей.

§ 8. Разработка технологических схем

1. В зависимости от степени изученности всех разновидностей руд месторождения на отдельных стадиях проектирования могут составляться:

а) принципиальные технологические схемы, определяющие в основном главные этапы и процессы обогащения и разрабатываемые при составлении технико-экономических докладов (ТЭД) и обосновании (ТЭО);

б) полные проектные технологические схемы, разрабатываемые при составлении проектных заданий.

2. Принципиальные технологические схемы для ТЭД и ТЭО принимаются на основании отчетов, составляемых при разведке, имеющей задачей оценку месторождения на основе изучения вещественного состава руд и обогатимости керновых проб до утверждения запасов ГКЗ. По материалам разведки должна быть произведена оценка количества отдельных технологических типов руд, намечены пути их использования и определены вероятные показатели обогащения по каждому типу в отдельности.

а) Возможность получения показателей обогащения, предусматриваемых принципиальной технологической схемой, устанавливается на основе изучения и обобщения данных вещественного состава отдельных типов руд, содержания главных компонентов, их минералогического состава, крупности минеральных рудных и нерудных зерен, степени взаимного прорастания минералов, физических и механических свойств руд и вмещающих пород, а также данных лабораторных опытов по исследованию обогатимости керновых проб руд.

б) При составлении ТЭО принципиальные технологические схемы обогащения могут разрабатываться в двух или нескольких вариантах с целью их сопоставления, экономической оценки и выбора наиболее целесообразного направления дальнейших лабораторных и полупромышленных исследований руды на обогатимость.

в) При составлении принципиальных технологических схем и разработке их вариантов необходимо учитывать предполагаемые или выявленные разведкой геологические условия, в соответствии с которыми должны быть установлены примерная мощность предприятия, системы разработок и соответствующие им коэффициенты разубоживания руды.

При этом надлежит учитывать конкретные условия размещения и эксплуатации обогатительной фабрики с точки зрения ее обес-

печениости водными и эиергетическими ресурсами. Кроме того, необходимо учитывать опыт работы фабрик и предприятий, обрабатывающих аналогичные руды.

г) На стадии ТЭД и ТЭО для экономической оценки и сопоставления различиых вариантов окускования и металлургического использования концентратов магнетитовых руд необходимо приводить полный хнмический и вещественный составы концентратов.

3. Полная технологическая схема для проектиого задания составляется и рассчитывается на основе следующих материалов:

а) утверждеиных ГКЗ запасов с распределением руд по технологическим типам;

б) задания горной частн проекта, включающего способ разработки месторождеиия, производительиость и характеристику намеченной к подаче иа фабрику руды, с указанием содержаний полезных компонентов и вредных примесей; в задании должны быть указаны возможные пределы колебаний содержаиия главных компонентов по годам эксплуатации, а также возможные колебания в пределах года, месяца, суток;

в) отчета об испытаниях (если требуется промышленных или полупромышленных) обогатимости руд даиного месторождения, содержащего предлагаемую схему (или схемы) и рекомендуемые конечные технологические показатели обогащения и утвержденного Научно-техническим советом института, проводившего испытания.

Схемы и показатели обогащения должиы быть даны для руды, отвечающей по вещественному составу и содержанию полезных компонентов среднему составу руды, поступающей на фабрику согласно горной части проекта.

При сложном и изменяющемся веществеином составе руды, а также наличии большого числа исследований по обогатимости отдельных разновидностей проб руд, резко отличающихся друг от друга, и прн отсутствии испытаний типичных проб руд, близких по своему вещественному составу к той руде, которая иамечена по проекту гориых работ к подаче для обработки на проектируемую фабрику, необходимо пользоваться обобщенными научно-исследовательскими данными по испытанию руд.

Перечень основных вопросов, подлежащих экспериментальной проработке и освещению в отчетах по темам, имеющим назначение — изучение обогатимости и разработку техиологических схем обогащения руды — приведен в Приложении № 3;

г) спецнальных рекомеидаций исследовательской части по выбору параметров, характеристик и типов технологического оборудования;

д) кондицнй на готовую продукцию.

Примечание.

При составлении проектных заданий расширения или реконструкции фабрик исходным материалом должны являться схемы, основанные на результатах полных опробований действующего предприятия, а при наличии опытных фабрик — на результатах полных опробований этих фабрик.

4. В проектном задании, при расчете схемы, выборе оборудования и разработке конструктивно-компоновочных решений — технологическая схема отчета (см. пункт *3-в*) тщательно анализируется и корректируется с учетом наиболее рационального аппаратурного ее оформления, уточненных данных по руде, поступающей на фабрику по проекту горной части, и практических данных эксплуатации фабрик с аналогичной технологией.

Уточненная и откорректированная технологическая схема с окончательными технологическими показателями обогащения по месторождению в целом, а в необходимых случаях, по отдельным участкам и периодам отработки месторождения, согласовывается с научно-исследовательским институтом (или лабораторией), который проводил испытания и будет осуществлять пуск и регулировку фабрики, и утверждается этим институтом, как окончательная.

5. После утверждения проектного задания принятая в нем технологическая схема является окончательным проектным документом. Подвергать эту схему изменениям на стадии рабочих чертежей, как правило, не разрешается.

Если при составлении рабочих чертежей возникает тем не менее необходимость внесения в нее (на основании законченных к этому моменту дополнительных исследований, новых данных по руде и другим причинам) существенных поправок, вызывающих изменения конечных технологических показателей, эксплуатационных расходов и капитальных затрат, то такие коррективы могут быть внесены лишь при условии согласования и утверждения новой технологической схемы научно-исследовательским институтом, проводившим испытания, и переутверждения проектного задания в целом ранее утвердившей его инстанцией.

§ 9. Оформление технологических схем *

1. При графическом изображении и расчете принципиальных технологических схем для ТЭО достаточно указать лишь количество стадий и циклов обогащения.

2. Технологические схемы проектных заданий должны обязательно включать все отдельные операции обогащения.

3. Основные требования, предъявляемые к оформлению технологической схемы проектного задания:

а) технологическая схема должна совмещать качественную, количественную и шламовую схемы обогащения;

б) на схеме должно быть дано число стадий и операций дробления, измельчения и обогащения с указанием крупности исходного продукта и продукта дробления и измельчения;

---

* При оформлении технологических схем рекомендуется пользоваться инструкцией Механобра (шифр 40-128Б, 1962 г.).

в) должеи быть указан выход главных, промежуточных и всех конечиых продуктов, содержание и извлечение в иих главных и попутно извлекаемых компонеитов, иачальных и конечных продуктов каждой стадии обогащения;

г) должиа быть указаиа степень разжижения пульпы в основных операциях и составлен общий водный баланс, позволяющий установнть удельный расход «техиологической» воды;

д) конечные техиологические показателн обогащения должны быть даны на схеме в виде сводной балансовой таблицы с указанием содержания и извлечения полезиых компонентов во всех продуктах обогащения;

е) при обработке руд цветных металлов флотацией иа схеме должны быть указаны номенклатура, расход и точки подачи реагеитов; при обработке магнетитовых руд в случае примеиеиия, кроме магиитной сепарации, других процессов обогащения (например, флотации комплексных магнетитовых руд) должиы быть указаны номенклатура, расход и точки подачи реагентов, а для магнитиой сепарации — напряженность магнитиого поля в отдельных операциях.*

§ 10. Схемы дробления

1. Технологический процесс дробления и грохочеиия руд состоит из ряда последовательных стадий дробления — крупного, среднего и мелкого — при предварительном грохочении материала с целью выведения мелких фракций. Таким образом осуществляется уменьшение размеров кусков исходиой руды до оптимальной коиечной крупности, требующейся для последующего измельчения в мельницах.

Для схем дробления магнетитовых руд характерно прнменение сухой магнитной сепарации в тех случаях, когда на промежуточных стадиях дробления возможно выделение кусковых отвальных хвостов, кусковых концентратов или промежуточных продуктов.

2. Крупность руды и продуктов дробления. Под крупностью продукта как правило понимается номинальная крупность, которая определяется размером отверстий того сита, на котором остаток при ситовом анализе составляет 5%.

Руда и продукты дробления характеризуются, помимо номинальной, также максимальной крупностью. Максимальная крупность руды определяется наибольшнм линейным размером максимальных кусков, входящих в состав указанного 5%-ного остатка.

Исходная руда характеризуется только максимальиой крупностью; продукты дробления— как номинальной, так и максимальной крупностью.

---

* Указанные требования являются обязательными лишь для основного варианта схемы; сопоставляемые, но отвергнутые варианты могут представляться в виде прнципиальных технологических схем в объеме, установленном для ТЭО.

3. Крупность исходной руды. Максимальная крупность исходной руды зависит от способа ее добычи и определяется системой буровзрывных работ, размерами ковша погрузочного экскаватора, емкостью откаточных сосудов и др. Максимальная крупность исходной руды устанавливается техническими условиями на проектирование с учетом данных проекта горных работ в пределах норм, указанных в табл. 4.

Таблица 4

Нормы максимальной крупности исходной руды

№ пп	Производительность обогатительной фабрики по руде, *т/сутки*	Допускаемый максимальный размер куска, *мм*	
		из подземных работ	из открытых работ
1	До 300	250	350—500
2	300— 1 500	300	500—900
3	1 500— 6 000	400	900—1200
4	6 000—15 000	600—700	1200—1300
5	15 000—30 000 и более	—	1300

Примечание: 1. Количество кусков максимального размера в исходной руде не должно превышать 5% от общего количества руды (по весу).

2. Допускается любое снижение крупности максимального куска, если необходимость этого определяется условиями горных работ и транспорта.

4. Крупность продуктов дробления той или иной дробилки определяется по ситовым анализам.

При отсутствии экспериментальных данных (ситового анализа) ориентировочные значения выхода классов крупности в продукте дробления можно определять по графическим характеристикам крупности, приведенным применительно к рудам различной твердости и дробилкам разных типов на рис. 1—4.

5. Крупность конечного (готового) продукта дробления, предназначаемого для последующего тонкого измельчения характеризуется, кроме номинальной крупности, суммарным остатком на каком-либо сите (например, 10% остатка на сите 20 *мм* и т. д.) и содержанием класса минус 0,074 *мм*.

Максимальную крупность кусков конечного продукта сухого дробления, предназначенного для дальнейшего измельчения в шаровых или стержневых мельницах, следует определять путем соответствующих расчетов в каждом конкретном случае с учетом физического характера, состава и условий обработки руды. Ориентировочно максимальную крупность кусков конечного продукта сухого дробления следует принимать в зависимости от производительности фабрики в пределах норм, приведенных в табл. 5.

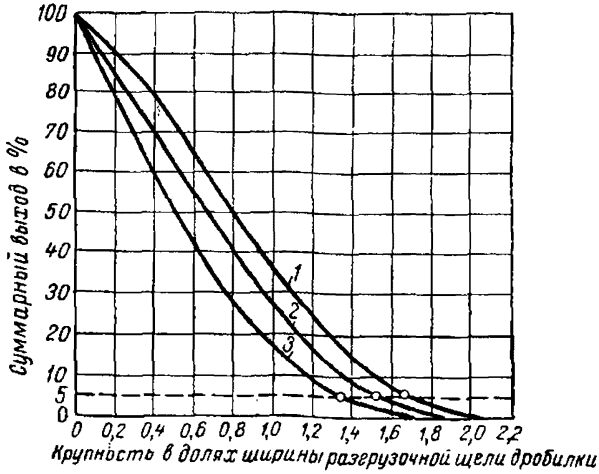


Рис. 1. Типовые характеристики крупности продуктов дробления в щековых дробилках; руды: *1* — твердые, *2* — средние, *3* — мягкие

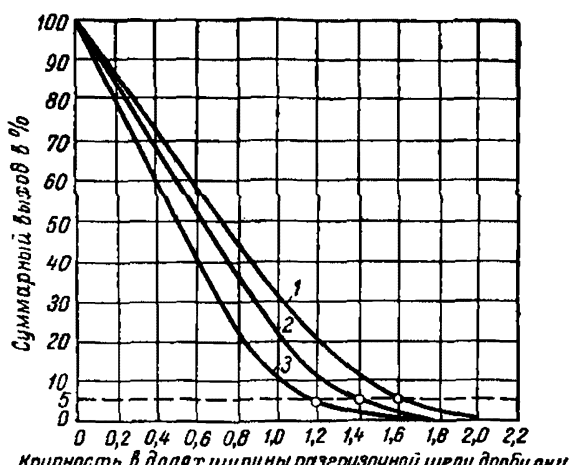


Рис. 2. Типовые характеристики крупности продуктов дробления в конусных дробилках для крупного дробления (ККД); руды: *1* — твердые, *2* — средние, *3* — мягкие

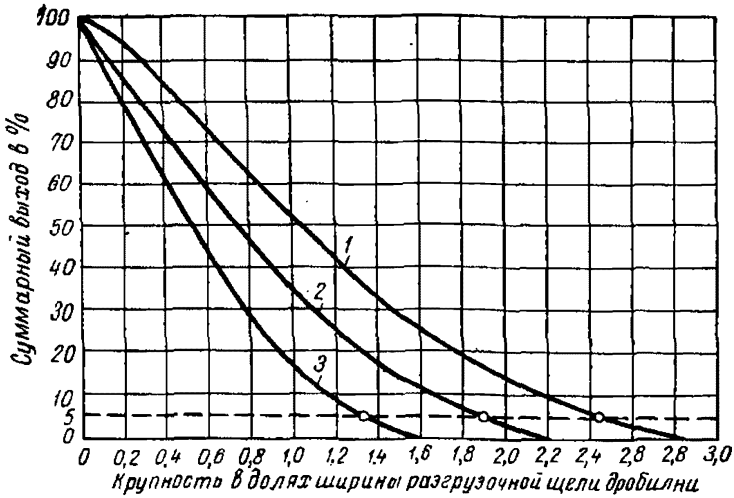


Рис. 3. Типовые характеристики крупности продуктов дробления в конусных дробилках для среднего дробления (КСД); руды: *1* — твердые, *2* — средние, *3* — мягкие

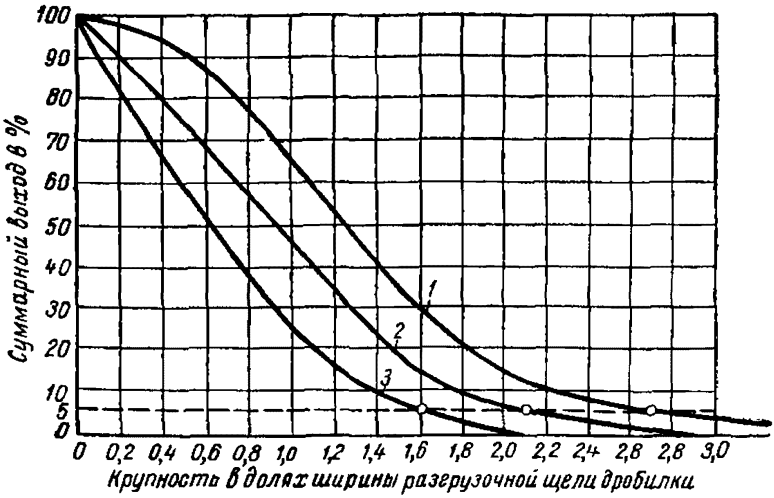


Рис. 4. Типовые характеристики крупности продуктов дробления в конусных дробилках мелкого дробления (КМД); руды: *1* — твердые, *2* — средние, *3* — мягкие

Таблица 5

Крупность дробленой руды

№ пп	Производительность фабрики, *т/сутки*	Крупность питания мельниц (максимальный размер кусков, *мм*)
1	300	35—0
2	300—10 000	30—0* 15—0**
3	Свыше 10 000	30—0

* Схему дробления в открытом цикле рекомендуется применять при установке для первого приема измельчения стержневых мельниц.

** При замкнутом цикле — в последней стадии дробления.

Максимальная крупность кусков конечного продукта сухого дробления может назначаться без учета данных табл. 5 в случаях, когда:

а) целью сухого дробления является подготовка руды для обогащения в тяжелых суспензиях или отсадки; начальная крупность обогащения задается испытаниями;

б) сильно каолинизированная и влажная руда требует специальных схем дробления с промывкой;

в) измельчение производится не в стержневых и шаровых мельницах, а в мельницах рудного самоизмельчения.

6. Схемы дробления.

Примеры возможных схем дробления руд приведены на рис. 5—14.

7. При обогащении магнетитовых руд, в зависимости от принятой технологической схемы, различаются следующие типы дробильных фабрик и цехов:

а) дробильно-сортировочная фабрика (ДСФ), выдающая готовую продукцию без обогащения в виде доменной и мартеновской руды и агломелочи (рис. 9); иногда конечным продуктом ДСФ является только агломелочь;

б) дробильно-обогатительная фабрика (ДОФ) с сухой магнитной сепарацией, готовой продукцией которой является концентрат (кусковая руда плюс агломелочь, рис. 10, или агломелочь, рис. 11);

в) *дробильно-обогатительное отделение с сухой магнитной сепарацией*, выдающее часть отвальных хвостов и промежуточный продукт, направляемый на измельчение и мокрую магнитную сепарацию (рис. 12, 13, 14);

г) дробильные отделения, в которых исходная руда дробится без обогащения до крупности, необходимой для последующего измельчения перед обогащением (рис. 5, 6, 7 и 8).

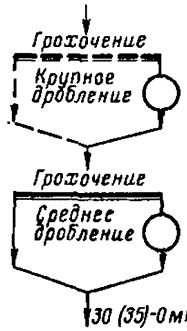


Рис. 5. Схема двухстадиального дробления

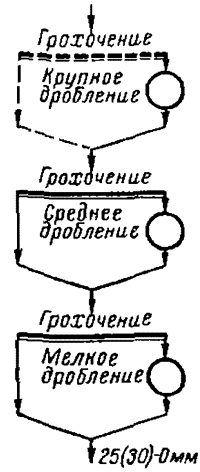


Рис. 6. Схема трехстадиального дробления в открытом цикле

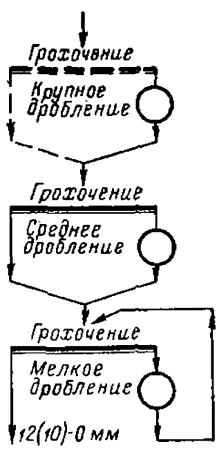


Рис. 7. Схема трехстадиального дробленин с замкнутым циклом в третьей стадии

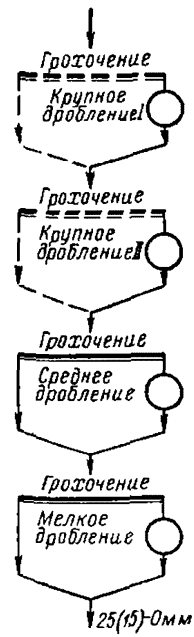


Рис. 8. Схема четырехстадиального дробления

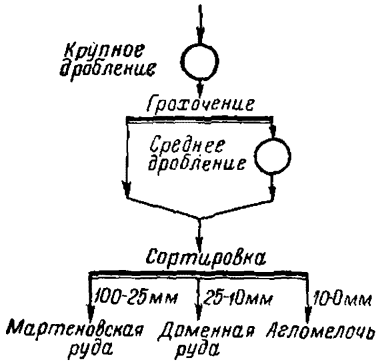


Рис. 9. Схема двухстадиального дробления (ДСФ)

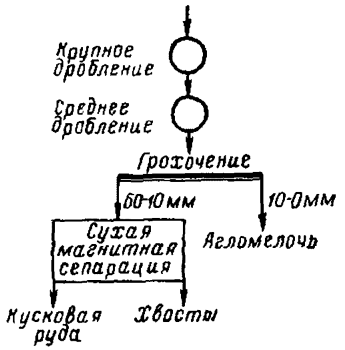


Рис. 10. Схема двухстадиального дробления (ДОФ, сухая магнитная сепарация)

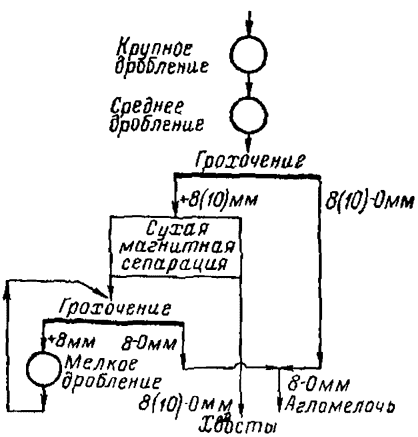


Рис. 11. Схема трехстадиального дробления (ДОФ, сухая магнитная сепарация)

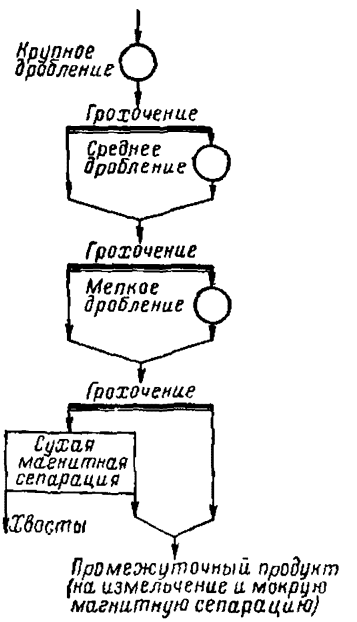


Рис. 12. Схема трехстадиального дробления в открытом цикле (ДОФ, сухая и мокрая магнитная сепарация)

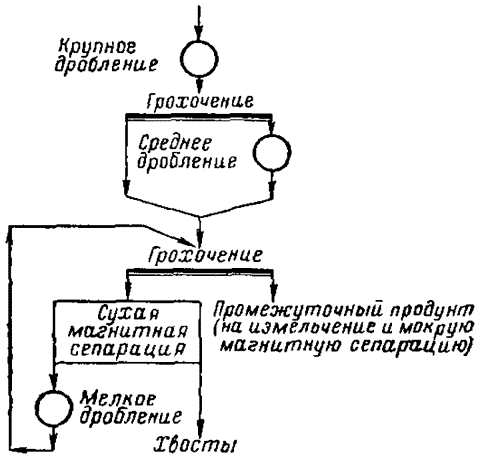


Рис. 13. Схема трехстадиального дробления в замкнутом цикле (ДОФ, сухая и мокрая магнитная сепарация)

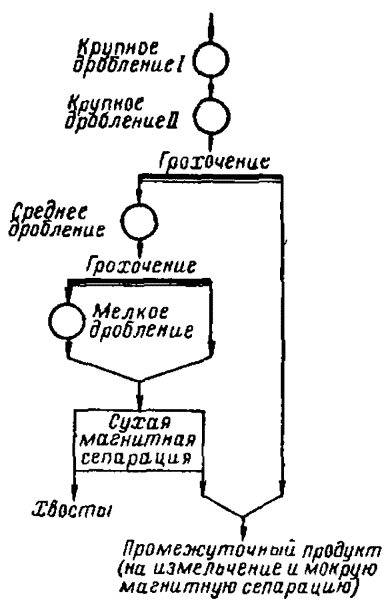


Рис. 14. Схема четырехстадиального дробления в открытом цикле (ДОФ, сухая и мокрая магнитная сепарация)

8. Дробильно-сортировочные фабрики (ДСФ) имеют законченный цикл обработки и поэтому могут представлять самостоятельный объект для проектирования. Руды, подвергаемые только дроблению и сортировке, являются металлургическими; конечные продукты сортировки (кусковая доменная или мартеновская руды) и агломелочь поступают в плавку и агломерацию без обогащения.

9. Дробильно-обогатительные фабрики (ДОФ) также имеют законченный цикл обработки и могут представлять самостоятельный объект для проектирования. Конечным продуктом этих фабрик является кусковая металлургическая (доменная или мартеновская) руда, хвосты, используемые в качестве щебенки, и отсев, который является аглорудой или промежуточным продуктом для мокрой магнитной сепарации (рис. 12). Иногда готовыми продуктами дробильно-обогатительной фабрики является аглоруда и хвосты (рис. 11). В этом случае число стадий дробления увеличивается до трех и последняя производится в замкнутом цикле.

10. При применении в последней стадии дробления короткоконусных дробилок КМД и работе их в открытом цикле (рис. 12 и 14) номинальная крупность продукта дробления в долях от ширины разгрузочной щели дробилки должна определяться при проектировании по типовым характеристикам (см. рис. 4).

11. Не следует назначать номинальную крупность продукта дробления дробилки КМД, работающей в открытом цикле, ориентируясь на ее эксплуатацию с минимальной щелью. Размер l разгрузочной щели можно принимать:

а) для нормальных условий эксплуатации оборудования с использованием литых футеровок конуса и чаши (без обточки)

$$l = \frac{l_{мин} + l_{макс}}{2};$$

б) для прогрессивных условий эксплуатации при обточке футеровок конуса и чаши

$$l = 0{,}8\,\frac{l_{мин} + l_{макс}}{2},$$

где l — расчетная величина разгрузочной щели, *мм*;

$l_{мин}$, $l_{макс}$ — пределы регулировки разгрузочной щели, *мм*, установленные для дробилок данного типоразмера, конусных дробилок для среднего и мелкого дробления (см. ниже табл. 14).

12. Дробильно-обогатительное отделение с сухой магнитной сепарацией проектируется для магнетитовых руд с крупнозернистой и с неясно выраженной неравномерной вкрапленностью. Магнитная сепарация таких руд производится стадиально; помимо мокрой предусматривается сухая сепарация, которая осуществляется в одну, реже в две стадии.

Целью сухой магнитной сепарации является выделение части отвальных кусковых хвостов и промежуточного продукта (магнитной фракции) для последующего мокрого измельчения и магнитной сепарации. Сухая магнитная сепарация производится обычно на конечном продукте сухого дробления крупностью 25—0 *мм*, после предварительного грохочения для выделения мелочи 6—0 *мм*, и располагается, в зависимости от характера руды, условий транспорта, условий компоновки и других причин, в дробильном комплексе, работая в режиме времени последнего.

Принципиальные схемы дробления и сухой магнитной сепарации приведены на рис. 10, 11, 12, 13 и 14.

При сепарации влажных руд, с целью избежать налипания мелочи и резкого снижения эффективности сухой магнитной сепарации, включают промывку руды на грохотах или предварительную сушку руды. В этом случае отделение сухой магнитной сепарации компонуется в одном комплексе с измельчением и мокрой магнитной сепарацией.

13. Дробильные отделения без сухой магнитной сепарации проектируются для зернистых и тонкозернистых магнетитовых руд, не требующих применения сухой магнитной сепарации, а также для крупнозернистых руд и руд с неясно выраженной (неравномерной) вкрапленностью в случае если сухая магнитная сепарация производится в корпусе обогащения.

Принципиальные схемы дробильных отделений представлены на рис. 5, 6, 7 и 8.

14. Общее число стадий дробления выбирается в зависимости от:

а) максимальной крупности исходной руды,

б) твердости и отдельности руды,

в) заданной номинальной крупности конечного продукта дробления,

г) производительности фабрики.

15. Максимальная крупность кусков исходной руды (при заданной производительности) не должна превышать указанной в табл. 4.

16. Для выбора схемы и правильной оценки результатов дробления при проектировании надлежит располагать данными о физическом характере, твердости, крепости руды, т. е. степени ее сопротивления дроблению, что устанавливается на основе соответствующих испытаний.

По степени сопротивления дроблению, руды подразделяются на три категории: твердые, средние и мягкие. Характеристики крупности продуктов дробления руд указанных трех категорий в дробилках различных типов приведены на рис. 1—4.

Магнетитовые руды следует относить в категории твердых и средних (см. § 1, п. Б настоящих «Норм»).

17. На результаты дробления магнетитовых руд в щековых и конусных дробилках может оказывать влияние также плитняковая отдельность. По этому признаку руды могут быть разбиты на две группы:

а) руды с крупной плитняковой отдельностью, в которых она проявляется только в стадиях крупного дробления; преобладающая мощность плит более 10 *см*;

б) руды с мелкой плитняковой отдельностью, в которых это свойство проявляется во всех стадиях дробления, в том числе при среднем и мелком дроблении.

18. Схема трехстадиального дробления в открытом цикле (рис. 6) применяется:

а) для дробления магнетитовых железных руд, не характеризующихся плитняковой отдельностью, для получения номинальной крупности конечного продукта не менее 25 *мм* и производительности фабрики не более 15 *млн. т в год*;

б) на центральных обогатительных фабриках с производительностью более 15 *млн. т* в *год* при условии резкого снижения максимальной крупности кусков исходной руды по сравнению с нормами табл. 4, за счет применения подземных работ и дробления на руднике.

19. Схема четырехстадиального дробления в открытом цикле (рис. 8, 14) применяется:

а) при дроблении весьма твердых, магнетитовых железных руд, характеризующихся плитняковой отдельностью, для получения конечного продукта дробления номинальной крупностью не менее 20 *мм* при крупной отдельности и 25 *мм* — при мелкой, на фабриках производительностью свыше 15 *млн. т* в *год*;

б) на фабриках производительностью менее 15 *млн. т* в *год* и рудах с мелкой отдельностью при заданной номинальной крупности продукта дробления меньше 25 *мм*.

20. Дробление руд цветных металлов обычно производится в три стадии, в открытом цикле (рис. 6), или в замкнутом цикле третьей стадии дробления (рис. 7).

На фабриках малой производительности (до 300 *т/сутки*) можно применять двухстадиальные схемы дробления (рис. 5).

Схемы дробления с замкнутым циклом рекомендуется применять для руд кристаллических, с низким содержанием влаги, без глинистых примесей и при производительности фабрик не выше 10 000 *т/сутки*.

Для фабрик большей производительности применение схем с замкнутым циклом возможно только при обязательном технико-экономическом сравнении с открытым циклом дробления.

Для фабрик производительностью более 25 000 *т/сутки* применение схем с замкнутым циклом не рекомендуется.

В исключительных случаях для фабрик весьма большой производительности и с ярко выраженным плитняковым характером руды возможно применение четырехстадиальных схем дробления, но при обязательном технико-экономическом обосновании.

При большом содержании мелких фракций в исходной руде перед первой стадией дробления рекомендуется предусматривать грохочение.

§ 11. Схемы измельчения и обогащения

А. Общие исходные данные для расчета схем измельчения

1. При проектировании схем измельчения и расчете мельниц надлежит руководствоваться данными по сравнительной измельчаемости, выявленными при испытаниях проб руд данного месторождения по стандартной лабораторной методике. Стандартные опыты измельчаемости должны производиться как в шаровой мельнице (в замкнутом и открытом циклах), так и в стержневой. Сравнительная измельчаемость должна определяться по классам крупности, отвечающим начальной крупности измельчения в отдельных стадиях обогащения.

При резких колебаниях измельчаемости отдельных исследуемых проб руды какого-либо месторождения в случае, если проектом намечается валовая добыча руд и их совместная переработка на фабрике, опыты сравнительной измельчаемости следует производить на представительных пробах, составленных в соответствии с намечаемой долей присутствия в руде валовой добычи отдельных типов. В случае, если измельчению подвергается не исходная руда, а промпродукт сухой сепарации, опыты сравнительной измельчаемости должны быть произведены на этом промпродукте.

При проектировании следует учитывать также практические промышленные результаты работы фабрик на аналогичных рудах. В соответствии с практическими данными о работе какой-либо мельницы на аналогичной руде производительность выбираемой мельницы должна рассчитываться с учетом необходимых поправочных коэффициентов.

2. Для расчета схем измельчения и выбора оборудования, помимо сведений об измельчаемости руды, необходимо располагать надежными исследовательскими данными для определения проектного выхода хвостов в каждой стадии обогащения.

Зависимость выхода хвостов от крупности измельчения, найденную при исследованиях, желательно иллюстрировать графически. Однако следует иметь в виду, что практически выход хвостов по стадиям измельчения не остается стабильным и подвержен резким колебаниям, тем большим, чем крупнее продукт.

Б. Магнетитовые руды

1. Измельчение и обогащение руд производится в водной среде в одну или несколько стадий, число которых при проектировании выбирается на основании:

а) требуемой начальной крупности измельчения перед обогащением;

б) конечной крупности измельчения, необходимой для получения концентрата и хвостов заданного качества.

2. Измельчение разделяется на крупное, среднее, тонкое и весьма тонкое. Этим градациям соответствуют орнентировочные пределы номнпальной крупности зерен и содержание расчетного класса минус 0,074 *мм* в продукте измельчення, указанные в табл. 6.

Таблица 6

Пределы номинальной крупности и содержания класса минус 0,074 *мм* в продукте измельчения

Вид измельчения	Продукты измельчения	
	пределы номинальной крупности продукта измельчения, *мм*	пределы содержаний класса минус 0,074 *мм*, %
А. Крупное	6—0,8	от 15 до 35
Б. Среднее	0,8—0,3	от 35 до 60
В. Тонкое	0,3—0,1	от 60 до 90
Г. Весьма тонкое . . .	0,1 и менее	от 90% и более

3. По прнзнаку начальной крупности нзмельчения руды (перед 1-й стадией обогащения) схемы обогащения магнетитовых руд, как это представлено в табл. 7, разделены на четыре группы: *А*, *Б*, *В*, *Г*.

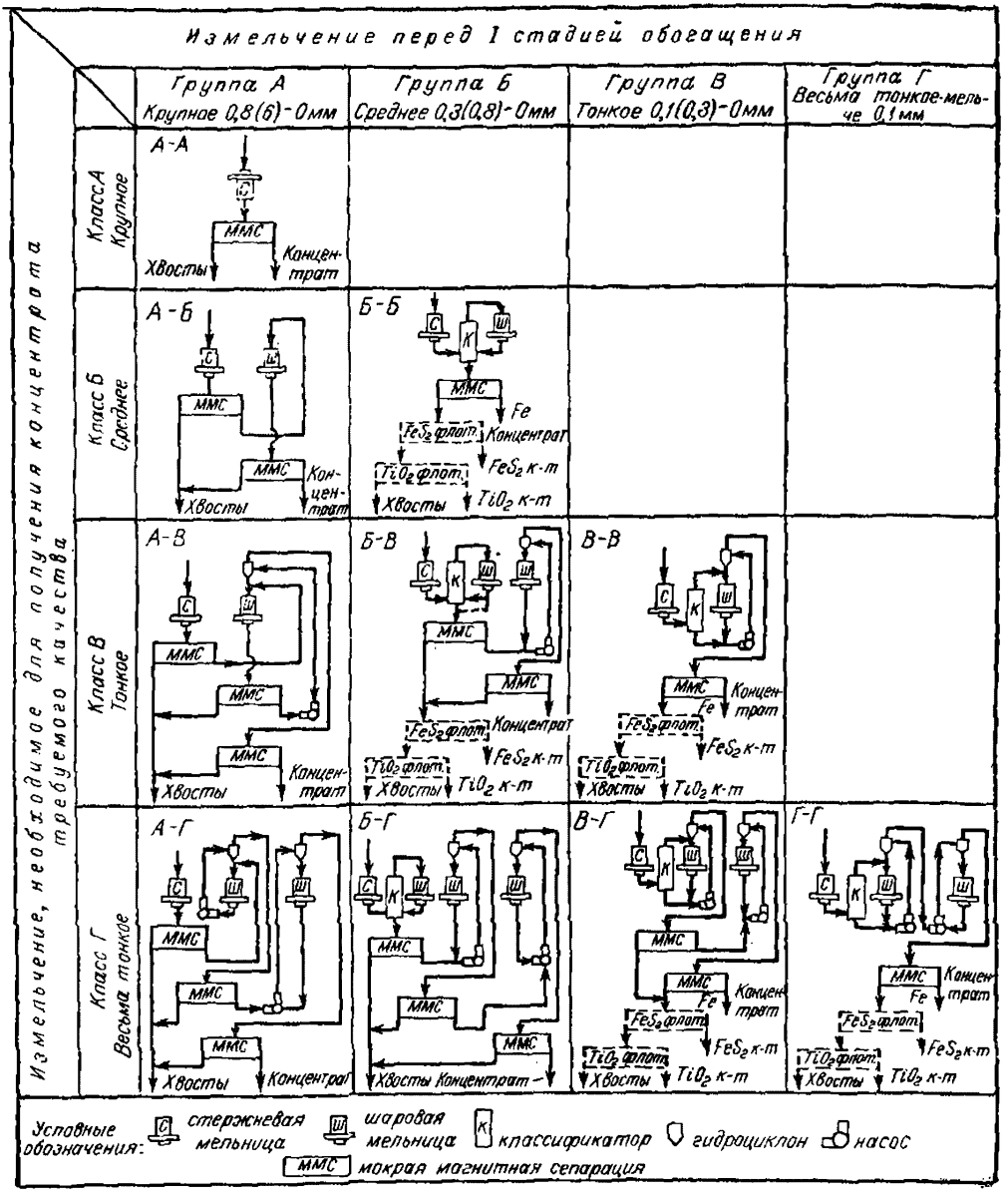
В технологических схемах группы *А* первая стадия обогащения предусматривается после крупного измельчения материала до 0,8 *мм* н крупнее, прнмерно до 6 *мм*. В схемах группы *Б* обогащение начнпается после среднего измельченпя, группы *В* — после тонкого и группы *Г* — после весьма тонкого.

4. Вторым признаком, также важным для правильиого выбора схемы, принятым в табл. 7, является конечная крупность измельчения, необходнмая для получения готовых продуктов обогащения требуемого качества. По этому прнзнаку, если сохранить ту же градацию крупностей измельчения (крупное, среднее, тонкое и весьма тонкое), каждая из групп может быть разбита на классы *А*, *Б*, *В* и *Г*.

Из шестнадцати сочетаний этих двух определяющих факторов (группа н класс) шесть (*Б—А*, *В—А*, *В—Б*, *Г—А*, *Г—Б* и *Г—В*) отпадают, как не нмеющие смысла, и чнсло возможных сочетаний ограничивается лишь десятью, представленнымн в табл. 7, а именно: *А—А*, *А—Б*, *А—В*, *А—Г*, *Б—Б*, *Б—В*, *Б—Г*, *В—В*, *В—Г*, *Г—Г*, к которым принципиально возможно свести все многообразие схем измельчения н обогащения магнетитовых руд в водиой среде. Каждая нз прнведенных десяти схем может в той или нной степени отличаться от изображенпя, данного в табл. 7, однако эти разлнчня не являются принципиальными.

5. На основе изучения:

а) вещественного н минералогического состава руд;



б) характера и величины (размера) вкрапленности минералов и их ассоциаций;

в) способности минералов к ошламованию;

г) наличия в руде первичных шламов и вредных растворимых солей;

д) требований, предъявляемых к качеству концентратов;

е) результатов исследований обогатимости —

— при проектировании надлежит решить:

1) при каком измельчении (крупном, среднем, тонком или весьма тонком) следует начинать обогащение;

2) при каком измельчении (крупном, среднем, тонком или весьма тонком) можно получать конечные продукты обогащения (окончательные, грубые или коллективные концентраты и хвосты) требуемого качества;

3) какое количество стадий для измельчения и обогащения данной руды является оптимальным.

6. Технологические схемы «*А*» (принципиальные схемы *А—А*, *А—Б*, *А—В* и *А—Г*) характеризуются тем, что первая стадия магнитной сепарации предусматривается после крупного измельчения, которое может производиться:

а) в стержневых мельницах в открытом цикле;

б) в стержневых мельницах в замкнутом цикле с грохотами;

в) в мельницах рудного самоизмельчения типа «Каскад» или «Аэрофол» в замкнутом цикле с грохотами или воздушной классификацией.

Схемы этой группы распространены на магнитообогатительных, гравитационных, гравитационно-магнитных и гравитационно-флотационных фабриках для железных руд.

7. Технологические группы схемы «*Б*» (принципиальные схемы *Б—Б*, *Б—В* и *Б—Г*) характеризуются тем, что первая стадия магнитной сепарации предусматривается после среднего измельчения, которое может производиться:

а) в одну стадию в шаровых мельницах или мельницах рудного самоизмельчения типа «Каскад» в замкнутом цикле с механическими классификаторами; реже — в мельницах «Аэрофол» в замкнутом цикле с воздушной классификацией или

б) в две стадии в стержневых мельницах в открытом цикле (1 стадия) и шаровых или рудногалечных мельницах в замкнутом цикле с механическими классификаторами, реже — с гидроциклонами (2 стадия).

Схемы этой группы применяются на магнитообогатительных фабриках, обрабатывающих магнетитовые железные руды, особенно комплексные.

8. Технологические схемы группы «*В*» (принципиальные схемы *В—В* и *В—Г*) характеризуются тем, что первая стадия магнитной сепарации предусматривается после тонкого измельчения.

Тонкое измельчение производится, как правило, в две стадии с применением в первой стадии стержневых мельниц в открытом цикле и во второй — шаровых мельниц в замкнутом цикле с классификаторами и гидроциклонами.

9. Технологическая схема группы «*Г*» (принципиальная схема *Г—Г*) характеризуется тем, что первая и единственная стадия обогащения предусматривается после весьма тонкого измельчения.

Весьма тонкое измельчение производится в три стадии. При крупности исходного питания 25—0 *мм*, в первой стадии измельчения возможно применять стержневые мельницы в открытом цикле, во второй стадии — шаровые мельницы с решеткой и в третьей — шаровые мельницы с центральной разгрузкой. Мельницы двух последних стадий — в замкнутом цикле с гидроциклонами.

При крупности исходного питания 15—0 *мм* и мельче измельчение может производиться в две стадии в шаровых мельницах. В этом случае шаровые мельницы первой стадии измельчения целесообразно замыкать со спиральными классификаторами с контрольной классификацией грубого слива в гидроциклонах.

10. При назначении начальной крупности измельчения перед первой стадией обогащения и выборе принципиальной схемы измельчения и обогащения (по табл. 7) следует руководствоваться тем, что при первой стадии обогащения должна устойчиво выделяться:

а) основная масса отвальных хвостов, подлежащих выделению в процессе обогащения, и промежуточный продукт или коллективный концентрат для доизмельчения и дальнейшего обогащения;

б) основная масса готового или грубого концентрата, выделяемого в процессе обогащения и промежуточный продукт (хвосты) для дальнейшего доизмельчения и обогащения.

11. Схемы одностадиального обогащения следует применять для руд с равномерной вкрапленностью подлежащих извлечению в концентрат минералов, представленных чистыми зернами, когда высокое качество концентрата и малые потери металла в хвостах обеспечиваются при одной и той же степени измельчения.

При обработке магнетитовых руд, характеризующихся неравномерной вкрапленностью, одностадиальные схемы применяются относительно редко (главным образом для доработки промежуточных продуктов сухой магнитной сепарации).

12. Схемы двухстадиального обогащения надлежит применять для обработки руд и промежуточных продуктов сухой магнитной сепарации, содержащих относительно крупновкрапленные агрегаты, представленные, в свою очередь, более тонкими сростками магнетита с пустой породой или минералами, содержащими вредные примеси. Для получения чистых и богатых концентратов такие руды требуют более тонкого измельчения, чем для выделения основной массы хвостов. Поэтому в первой стадии обогащения предусматривается выделение части отвальных хвостов и промежуточного продукта для дальнейшей обработки во второй стадии. Руды такого типа имеют в СССР сравнительно широкое распространение.

13. Схему трехстадиального обогащения надлежит применять для руд с весьма сложным и изменчивым характером вкрапленности, когда выделение кондиционного концентрата достигается только при весьма тонком измельчении (схемы *А—Б* и *Б—Г*) или, когда целесообразно вводить магнитную сепарацию в замкнутый

цнкл измельчеиия для достиженнн экономии в объеме мельниц (схемы *А—В* и *Б—В*).

14. В двух- и трехстадиальных схемах (*А—Б*, *Б—В*, *В—Г*, *А—В*, *А—Г*, *Б—Г*), приведенных в табл. 7, при обработке магнетитовых руд предусматрнвается выделение готового магнетитового концентрата одного сорта. При необходимости одновремеиного выделения магнетитового концентрата двух и более сортов частнчное выделение готового концентрата может быть начато на промежуточных стаднях при сохраненин принципиального характера схем.

15. Прнменяются схемы мокрой магнитной сепарации, включающие больше трех стадий обогащення. Такое усложнеине схем для вновь проектируемых фабрик не всегда экономнчески оправдывается н объясняется выиужденными обстоятельствами, возникающими в условнях рекоиструкции предпрнятий, а также стремлением лучше удовлетворять меняющнмся требованням к качеству концентрата или обеспечнвать получение коицентратов нескольких сортов.

16. Прн выделенин хвостов из разгрузки стержиевой мельницы, уклоны хвостовых желобов, канав и труб должны обеспечнвать надежный самотек крупнозернистых хвостов, так как во многих случаях при эксплуатации фабрик затруднения с самотечным гидротранспортом крупнозернистых хвостов служили причиной отказа от применения данной схемы.

Необходимые уклоны желобов определяются гидравлическим расчетом. Рекомендуемые орнентнровочные уклоны железобетонных сборных хвостовых желобов н лотков даны в табл. 8.

Таблица 8

Рекомендуемые ориентировочные уклоны сборных хвостовых желобов

При помоле перед первой стадией обогащения			
А крупном	*Б* среднем	*В* тонком	*Г* весьма тонком
Уклон, %			
6	4	2	1,5

Примечание. Уклоны даны для железобетонных лотков при удельном весе твердого 2,8 и содержании твердого в пульпе — 10%.

17. Задача автоматического регулирования схем, представленных в табл. 7, сводится к обеспечению стабильности по крупности и плотности слива гидроциклонов, поступающего в последнюю стадию обогащения — магнитную сепарацию; это является необходимым условием для получения концентрата, требующейся крупности и кондиционного по содержанию металла.

Системы автоматического регулирования схем стадиального измельчения и обогащения, предусматривающие поддержание постоянного по весу режима питания мельниц первой стадии измельчения, определяемого программными устройствами, действующими по заданию оператора, для схем группы *А* не всегда могут дать устойчивые показатели по качеству готового концентрата.

18. При выборе той или иной принципиальной технологической схемы измельчения и обогащения по табл. 7 в проектах рекомендуется принимать решения по автоматизации контроля и регулирования этих схем, по данным табл. 9.

Таблица 9

Принципиальные схемы автоматического регулирования

№ схемы измельчения	Краткая характеристика схемы автоматизации
А — А	Поддержание постоянства питания стержневой мельницы по тоннажу
Б — Б	Регулирование питания стержневой мельницы по циркулирующей нагрузке классификаторов с контролем загрузки стержневой мельницы по тоннажу Поддержание плотности пульпы в разгрузке шаровой мельницы и сливе классификатора
А — В	Регулирование питания стержневой мельницы по величине загрузки шаровой мельницы с использованием в качестве исходного импульса: а) количества магнитной фракции в питании гидроциклонов; б) вакуума гидроциклонов; в) шума мельницы. Перечисленные параметры могут быть включены в схему как раздельно, так и в любой комбинации. Поддержание постоянства плотности пульпы в разгрузке шаровой мельницы и заданного соотношения «руда—вода» для стержневой мельницы, а также плотности пульпы в сливе гидроциклонов.
Б — В	Регулирование питания стержневой мельницы по величине песковой нагрузки классификатора, количеству магнитной фракции в питании или по вакууму в гидроциклоне. Поддержание постоянства плотности пульпы в сливе гидроциклонов.
А — Г	Регулирование питания стержневой мельницы по величине загрузки шаровой мельницы с учетом величины вакуума в гидроциклоне и количества магнитной фракции в питании. Поддержание постоянства плотности пульпы в сливе гидроциклона.
Б — Г	Регулирование питания стержневой мельницы по величине песковой нагрузки классификатора с корректировкой по оптимальному режиму работ гидроциклонов II и III стадии измельчения. Поддержание постоянства плотности пульпы в сливе гидроциклонов II и III стадии измельчения.

В. Руды цветных металлов

1. Измельчение и флотация руд цветных металлов производятся в одну или несколько стадий, число которых определяется при проектировании, на основании материалов исследований,

в соответствии с требуемой крупностью измельчения перед 1-й стадией флотации и конечной крупностью измельчения, а также необходимостью измельчения промпродуктов, доизмельчения концентратов и хвостов между стадиями флотации.

Различают крупное, среднее и тонкое измельчение (помол), которым соответствуют ориентировочные пределы номинальной крупности зерен и содержание класса минус 0,074 *мм* в продукте измельчения, представленные в табл. 10.

Таблица 10

Содержание класса минус 0,074 *мм* в продуктах различной крупности

Показатели	Помол		
	крупный	средний	тонкий
Номинальная крупность в *мм* . . .	до 0,2	0,1—0,2	0,1 и менее
Содержание класса минус 0,074 *мм* (%) в пределах	до 55	55—85	85 и более

2. Схемы флотационного обогащения руд цветных металлов — разнообразны. Выбор той или иной схемы зависит в основном от следующих причин: минералогического состава, величины вкрапленности, способности минералов к переизмельчению и ошламованию, наличия первичных шламов, глины, благородных металлов, растворимых солей, требований, предъявляемых к концентратам и др.

3. Схемы флотационного обогащения легкообогатимых монометаллических руд для фабрик производительностью до 1000 *т/сутки*, могут разрабатываться на основе лабораторных испытаний; труднообогатимых полиметаллических руд для фабрик производительностью до 10 000 *т/сутки* — на основе данных полупромышленных испытаний на непрерывной установке и фабрик производительностью свыше 10 000 *т/сутки* — на основе данных промышленных испытаний на опытной фабрике или опытной секции *.

4. Флотационные схемы различаются между собой, главным образом, числом стадий и циклов обогащения.

Под стадией обогащения следует понимать комплекс измельчительных и следующих за ним обогатительных операций; под циклом обогащения — совокупность обогатительных операций, объединенных самостоятельным режимом в отношении плотности пульпы, рецептуры реагентов, продолжительности флотации и выполняющих определенную, законченную технологическую функцию, например: свинцовая и цинковая флотация, самостоятельная обработка промпродуктов в отдельном цикле, раздельная флотация песков и шламов, коллективная флотация, селекция коллективного концентрата и др.

* Полупромышленные и промышленные испытания для фабрик с меньшей производительностью допускаются по специальному обоснованию организации, потребовавшей дополнительных исследований.

Таблица 11

Принципиальные схемы измельчения и флотации

№ пп	Вещественный состав и физические свойства руды, кондиции на концентраты	Принципиальная схема флотации (число стадий, циклов и другие элементы технологической схемы)
	Для монометаллических руд	
1	Крупная вкрапленность, полезный минерал не склонен к ошламованию; средняя или мелкая весьма равномерная вкрапленность	Одностадиальная, одноцикловая флотация. Схема № 1. Рис. 15 Схема № 2. Рис. 15
2	Руда с большим содержанием первичных шламов или глины, а также растворимых солей тяжелых металлов	Одностадиальная двухцикловая раздельная флотация песков и шламов. Схема № 3. Рис. 15
3	Крупная вкрапленность, полезный минерал или пустая порода склонны к ошламованию	Двухстадиальная схема — выделение в первой стадии при крупном помоле части готового концентрата, доизмельчение хвостов первой стадии и флотация хвостов первой стадии во второй стадии. Схема № 4. Рис. 15
4	Неравномерная вкрапленность — наличие как крупных, так и средних по величине зерен полезного минерала	
5	Полезный минерал заключен в сравнительно крупные агрегаты, представляющие в свою очередь более *тонкие сростки полезного минерала* с пустой породой (агрегатная вкрапленность)	Двухстадиальная схема — выделение в первой стадии при крупном помоле большей части отвальных *хвостов, доизмельчение и флотация* грубого концентрата во второй стадии. Схема № 5. Рис. 15
6	Неравномерная вкрапленность и наличие части полезного минерала в виде весьма тонких сростков с пустой породой	Двухстадиальная схема — в первой стадии выделение части готового концентрата, промпродукта и основной части отвальных хвостов, во второй стадии — доизмельчение и флотация промпродукта. Схема № 6. Рис. 16
7	Мелкая равномерная вкрапленность	
8	Сложная вкрапленность, часть полезного минерала содержится хотя и в мелких, но хорошо обособленных зернах, а другая часть — в агрегатах	
9	Очень сложная вкрапленность — руда содержит чистые, но весьма неравномерные зерна полезного минерала и агрегаты, представляющие очень тонкие сростки полезного минерала	Трехстадиальная схема — выделение в первой стадии при крупном помоле части готового концентрата, выделение во второй стадии после измельчения еще части готового концентрата, промпродукта и основной массы отвальных хвостов, *доизмельчение и дофлотация* промпродукта в третьей стадии. Схема № 7. Рис. 16
10	Неравномерная вкрапленность от крупной до весьма тонкой, полезный минерал склонен к ошламованию	Трехстадиальная схема измельчения и флотации с последовательным выделением в каждой стадии части готового концентрата. Схема № 8. Рис. 16

Продолжение таблицы 11

№ пп	Вещественный состав и физические свойства руды; кондиции на концентраты	Принципиальная схема флотации (число стадий, циклов и другие элементы технологической схемы)
	Для полиметаллических руд	
11	Богатая руда, крупная и средняя вкрапленность, отсутствие взаимного тонкого прорастания	Прямая селективная флотация. *Схема № 9. Рис. 17*
12	Небогатые руды, агрегатная вкрапленность полезных минералов в пустой породе	Коллективная флотация с последующим доизмельчением и селективной флотацией коллективного концентрата. Схема № 10. Рис. 17
13	Труднофлотируемая руда с различной флотационной способностью отдельных разностей одного и того же минерала	Фракционная коллективная флотация с последующей селекцией коллективного концентрата. Схема № 11. Рис. 17
14	Весьма тонкое взаимное прорастание части полезных минералов между собой	Удаление с доизмельчением или только флотацией примесей из готового концентрата (обесцинкование, обезмеживание и т. д.). Схема № 12. Рис. 17
	Руды, требующие дополнительных способов обработки	
15	Руда с содержанием окисленной меди свыше 10%, пустая порода не содержит карбонатов и щелочных продуктов разрушения полевых шпатов	Выщелачивание, осаждение и флотация цементной меди (только для упорных руд)
16	Наличие в руде мелкого золота в свободном состоянии	Отсадка или флотация во флотационных камерах с ловушками, устанавливаемыми в цикле измельчения
17	Наличие в руде мелкого золота в свободном состоянии	Шлюзование в цикле измельчения питания флотации и хвостов флотации
18	Небогатые руды полосчатой текстуры, содержащие крупные агрегаты, представляющие тонкие сростки полезных минералов	Обогащение в тяжелых суспензиях для сброса отвальных хвостов с последующей флотационной обработкой тяжелой фракции
19	Руды, разубоженные при добыче боковыми породами	то же

5. Рекомендуемые принципиальные схемы флотационного обогащения приведены в табл. 11 и на рисунках 15, 16 и 17.

6. При наличии в руде легкошламующихся минералов целесообразно в процессе проектирования рассматривать вариант рудно-галечного измельчения.

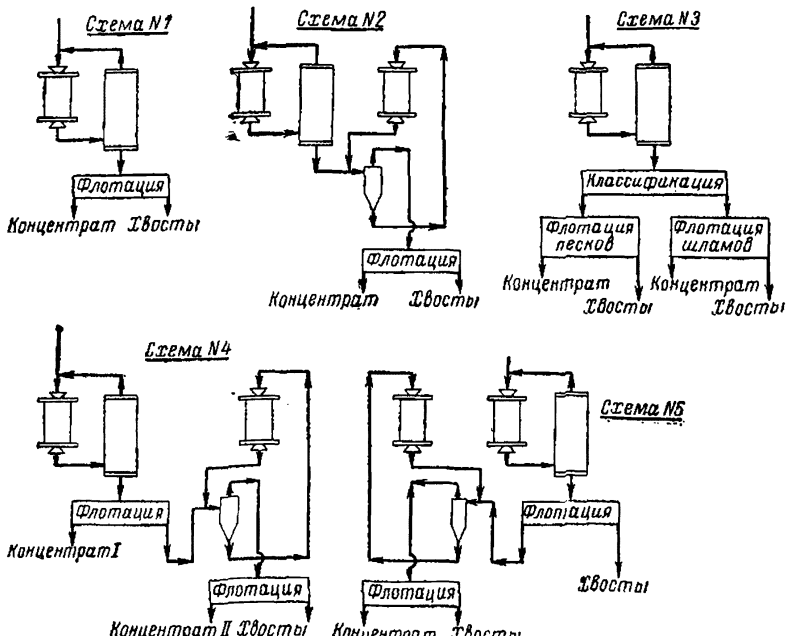


Рис. 15. Принципиальные схемы измельчения и флотации (№ 1, 2, 3, 4, 5)

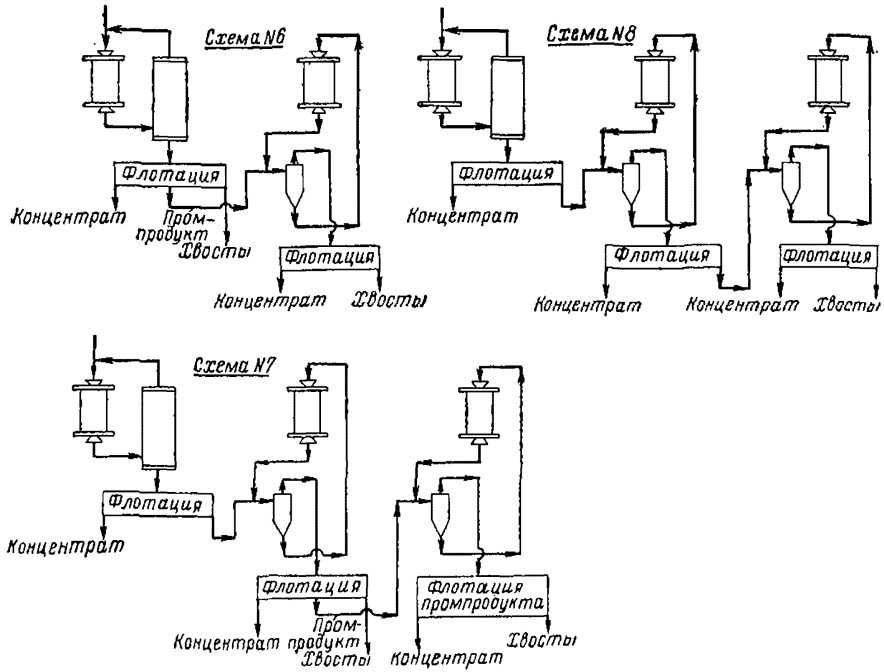


Рис. 16. Принципиальные схемы измельчения и флотации (№ 6, 7, 8)

7. Для автоматнческого регулирования операций нзмельчеиия и флотации рекомендуется принципиальная схема, сущность которой состоит в поддержанни постоянства питания мельнниц первой

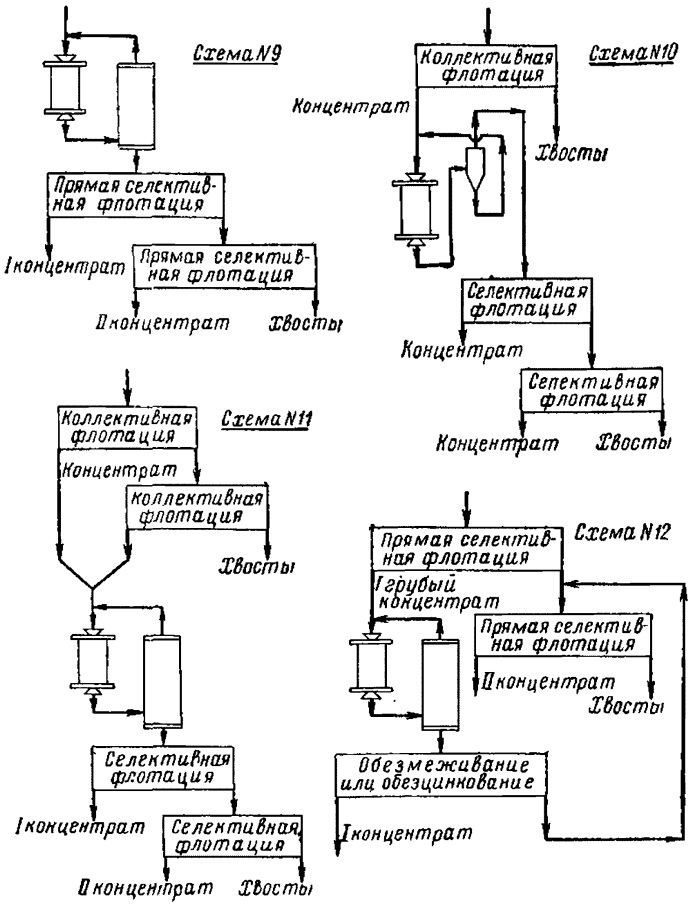


Рис. 17. Принципиальные схемы измельчения и флотации (№ 9, 10, 11, 12)

стадии измельчения по тоннажу поступающей в измельчение руды и постоянства плотности пульпы, задаиному в соотиошеиии «руда—вода» в сливе классификаторов и гидроциклонов перед каждой стадией флотацни.

§ 12. Схемы обезвоживания

Схемы обезвоживания промежуточных продуктов и концентратов выбираются в зависимости от плотности, гранулометрического состава и требований к обезвоженному материалу.

1. При обезвоживании магнетитовых концентратов применяются следующие три принципиальные схемы (рис. 18).

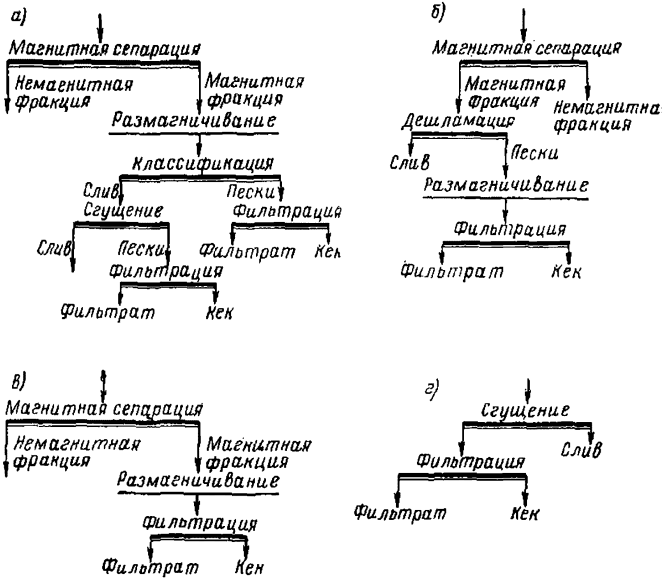


Рис. 18. Схемы обезвоживания и фильтрации концентратов:
а) классификация, сгущение и фильтрация; *б*) дешламация и фильтрация; *в*) фильтрация; *г*) сгущение и фильтрация

Схема *а* применяется с целью получения концентратов двух крупностей: зернистого для агломерации и тонкозернистого для окомкования. Схема включает предварительное размагничиваие концентрата, классификацию в гидроциклонах (с последующим сгущением слива в гидросепараторах или сгустителях) и раздельную фильтрацию зернистых и тонкозернистых фракций. Такая схема обеспечивает минимальную влажность кека 8—10% для песковой фракции и 11—13% — для тонкозернистой.

Схема *б* — применяется для обезвоживания тонкозернистых магнетитовых концентратов крупностью минус 0,1 *мм* и меньше, получаемых в последней стадии обогащения с предварительной дешламацией и размагничиванием фильтруемого концентрата. Такая

схема обеспечивает влажность кека от 10 до 13%, в зависимости от крупности коицентрата.

Схема *в* — применяется для обезвоживания мелкозернистых магнетитовых концеитратов в случае обеспечения высокой, до 50% твердого, плотности питания фильтра.

При этой схеме достигается влажность кека от 10 до 12% (в зависимости от гранулометрнческого состава фильтруемого магнетитового концентрата).

2. Для обезвожнваиия продуктов обогащення иа флотацнонных фабриках для руд цветных металлов применяется стандартная схема обезвоживания (схема *г*, рис. 18).

Схема включает операцию сгущения в сгустителях с центральным или периферическим приводом и фильтрацию в днсковых или барабаниых вакуумфильтрах с внешней фильтрующей поверхностью.

3. *В стандартную схему обезвоживания сушка концентратов не* включается и принимается в проектах по соответствующему технико-экономическому обоснованию.

4. Для сгущения первичных шламов (от промывки исходной руды) н других пульповых продуктов, содержащнх классы от 0,15 *мм* и крупнее, рекомендуется применять схему обезвоживания, состоящую из операций сброса крупиых фракций в гидроцнклонах и последующего сгущеиия слива гидроциклонов в сгустителях.

Для сгущения продуктов, не содержащнх крупных классов, рекомендуется применять схему обезвоживания, состоящую лишь нз операций сгущения в сгустителях.

Для обезвоживания продуктов, когда допускается или требуется сброс шламов размером от 10 микрон и крупнее, рекомеидуется схема с прнмеиением операции обесшламливания в гидроциклонах.

РАЗДЕЛ III. ВЫБОР И РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ

§ 13. Дробилки

Дробление руд в зависимости от крупности исходного материала, требующейся крупности продукта дробленя и заданной производительности, производится по схемам, указаиным в § 10 «Норм» (раздел II).

В первых стаднях дробленнн применяются щековые и коиусные дробилки крупного дроблеиия, номенклатура которых указана соответственно в табл. 12 и 13.

Вторая н третья стадии дробления производятся в коиусных дробилках для средиего и мелкого дробления, иоменклатура которых приведеиа в табл. 14.

Щековые дробилки для крупного дробления

Размеры загрузочного отверстия ($B \times L$), *мм*	Пределы регулирования выходной щели, *мм*	Скорость вращения эксцентрикового вала, *об/мин*	Мощность привода, *квт*	Вес дробилки, *т*	Наибольший размер куска питания, *мм*	Производительность, *м³/час* *	Завод-изготовитель
С простым движением щеки							
400×600	40—100	300	28	8	340	10—25	Костромской з-д „Стромашина"
600×900	75—200	275	75	27	510	42—110	Выксунский з-д ДРО
900×1200	130	170	100	71	700	112	Завод цементного оборудования Волгоцемтяжмаш
1200×1500	150	135	160	140	1000	188	
1500×2100	180	100	250	249	1200	376	

* Для руд средней твердости.

Наиболее характерные сочетания дробилок в отдельных стадиях при трех- и четырехстадиальных схемах дробления и конструктивно-компоновочных решениях, предусматривающих каскадное расположение дробилок, представлены в табл. 15 и 16.

Для выбора дробилок при проектировании необходимо иметь результаты испытаний дробимости руды и данные о других ее физических свойствах. При отсутствии данных непосредственных испытаний по дробимости отнесение руды к той или иной категории (мягких, средних или твердых) может быть произведено в соответствии с классификацией, приведенной в табл. 17.

§ 14. Грохоты

Для операций предварительного и контрольного грохочения в стадиях среднего и мелкого дробления (рис. 5—14) надлежит применять вибрационные самоцентрирующиеся грохоты тяжелого типа. Номенклатура этих грохотов приведена в табл. 18.

Перед дробилками крупного дробления и редукционными дробилками возможна установка колосниковых грохотов.

Производительность грохотов по исходному материалу следует определять по формулам, приведенным в книге К. А. Разумова «Проектирование обогатительных фабрик», 1965 г.

Таблица 13

Конусные дробилки для крупного дробления

Обозначение дробилок	Диаметр основания дробящего конуса, *мм*	Номинальный размер разгрузочной щели, *мм*	Число качаний конуса, *мин*	Мощность электродвигателя, *квт*	Вес дробилки, *т*	Наибольший размер куска в питании, *мм*	Производительность, $м^3$/час *	Завод-изготовитель
Головные конусные дробилки								
ККД—500—ГРЩ	1200	75	160	125	45	400	150	УЗТМ
ККД—900—ГРЩ	1636	130	140	320	143	750	340	„
ККД—1200—ГРЩ	1900	150	100	2×200	243	1000	560	„
ККД—1500Б—ГРЩ	2520	180	80	2×320	436	1200	1150	„
ККД—1500А	3250	300	82	2×400	614	1200	2300	„
Редукционные конусные дробилки								
КРД—700—ГРЩ	1900	75	135	290	132	550	400	УЗТМ
КРД—900	2340	100	100	400	269	750	555	„

* Для руд средней твердости.

Таблица 14

Конусные дробилки для среднего и мелкого дробления (по ГОСТ 6937—62)

Обозначение дробилок	Диаметр основания дробящего конуса, *мм*	Пределы регулирования разгрузочной щели, *мм*	Число качаний конуса, *мин*	Мощность электродвигателя, *квт*	Вес дробилки, *т*	Наибольший размер куска питания, *мм*	Производительность, *м³/час* *	Завод-изготовитель
Конусные дробилки для среднего дробления								
КСД—600Б	600	12—25	350	28	3,7	~75	13—25	Выксунский з-д ДРО
КСД—900Б	900	15—50	330	55	10	~100	36—62	„
КСД—1200Б	1200	20—50	260	75	22,7	~150	70—105	Южуралмашзавод
КСД—1750Б	1750	25—60	245	160	47	215	160—300	Уралмашзавод
КСД—2200А	2200	10—30	224	250	80	250	120—340	„
КСД—2200Б	2200	30—60	224	250	80	300	340—580	„
Конусные дробилки для мелкого дробления								
КМД—1200	1200	3—13	260	75	22,7	~40	12—55	Южуралмашзавод
КМД—1750	1750	5—15	245	160	47	85	40—120	Уралмашзавод
КМД—2200—400	2200	5—15	224	250	80,7	100	75—220	„
КМД—2200—600**	2200	5—15	224	320	97,4	100	78—232	„

* Для руд средней твердости.
** Дробилки КМД-2200—600 рекомендуется применять для твердых руд.

Таблица 15

Рекомендуемые сочетания дробилок в схемах трехстадиального дробления при их каскадном расположении во II и III стадиях

№ пп	Исходные данные		I стадия дробления		II стадия дробления		III стадия дробления	
	производительность фабрики по исходной руде, $м^3$/час *	размер куска, мм	Типоразмер дробилки	Количество дробилок	Типоразмер дробилки	Количество дробилок	Типоразмер дробилки	Количество дробилок
1	10—25	350	ЩКД-5 (400×600)	1	КСД-600Б КСД-900Б	1 1	— —	— —
2	42—100	500	ЩКД-6 (600×900)	1	КСД-900Б КСД-1200Б	1 1	КМД-1200 КМД-1750	1 1
3	112	800	ЩКД-7 (900×1200)	1	КСД-1750Б	1	КМД-2200-400 КМД-1750	1 1
4	140	400	ККД-500-ГРЩ	1	КСД-1750Б	1	КМД-2200-400 КМД-1750	1 2
5	188	1000	ЩКД-8 (1200×1500)	1	КСД-1750Б	1	КМД-1750 КМД-2200-400	2 1
6	376	1300	ЩКД-9 (1500×2100)	1	КСД-2200Б	1	КМД-2200-400	2
7	340	800	ККД-900	1	КСД-2200Б	1	КМД-2200-400	2
8	560	1000	ККД-1200-ГРЩ	1	КСД-2200А	2	КМД-2200-400	4
9	1150	1300	ККД-1500Б-ГРЩ (1500/180)	1	КСД-2200Б	4	КМД-2200-400	8

* Для руд средней твердости по производительности дробилки первой стадии.

Таблица 16

Рекомендуемые сочетания дробилок в схемах четырехстадиального дробления при их каскадном расположении в I и II, III и IV стадиях дробления

№ пп	Исходные данные		I стадия дробления		II стадия дробления		III стадия дробления		IV стадия дробления	
	производительность фабрики по исходной руде, $м^3$/час	размер куска, мм	Типоразмер дробилки	Количество дробилок	Типоразмер дробилки	Количество дробилок	Типоразмер дробилки	Количество дробилок	Типоразмер дробилки	Количество дробилок
1	1150	1200	ККД-1500Б-ГРЩ (1500/180)	1	КРД-700	3	КСД-2200А	6	КМД-2200-600	6
2	1380	1200	ККД-1500Б-ГРЩ (1500/180)	1	КРД-700	4	КСД-2200А	8	КМД-2200-600	8
3	2400	1200	ККД-1500А (1500/300)	1	КРД-900	4	КСД-2200А	12	КМД-2200-600	12

Таблица 17

Классификация руд по дробимости

	Показатели для оценки				
	Крепость по шкале профессора Протодьяконова		По шкале Союзвзрывпрома		по шкале Гиредмета
	коэффициент крепости	категория крепости	временное сопротивление сжатию, *кг/см²*	категория крепости	категория крепости
I — мягкие	1—5	VII—VI*а*	менее 300	VIII*а*, VIII*б*	XV—X
II — средние	5—10	V—III*а*	300—800	VIII*в*, IX*а*	IX—VII
III — твердые	10—20	III—I	более 800	IX*б*—XIV*в*	VI—0

§ 15. Мельницы

1. Мокрое измельчение руд в зависимости от крупности исходного материала, крупности конечного продукта измельчения и заданной производительности осуществляется в одну или несколько стадий — в стержневых мельницах, в шаровых мельницах с решеткой и шаровых мельницах с центральной разгрузкой.

Номенклатура рекомендуемых мельниц приведена в табл. 19 и 20.

2. Стержневые мельницы рекомендуется применять на фабриках производительностью более 3 *млн. т.* в год (при наличии твердых руд) для первичного измельчения материала, крупностью 25—0 мм и более с целью подготовки для вторичного измельчения в шаровых мельницах. При этом в каждом случае целесообразность применения стержневых мельниц необходимо проверять путем технико-экономического сравнения их с шаровыми.

Шаровые мельницы с решеткой применяются для первичного измельчения (при нецелесообразности установки стержневых мельниц), а также для получения тонкого продукта измельчения, необходимого по технологии.

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой применяются при очень тонком помоле и в тех случаях, когда переизмельчение допустимо для последующей технологии.

3. При обработке магнетитовых руд стержневые мельницы следует применять для работы в открытом цикле для первичного измельчения исходного материала до крупности минус 6 *мм* перед мокрой магнитной сепарацией (схемы *А—А*, *А—Б*, *А—В* и *А—Г*, см. табл. 7).

При установке магнитных сепараторов на разгрузке стержневых мельниц, последние следует принимать с соотношением длины к диаметру не менее 1,5 : 1.

Удельные нагрузки по исходной магнетитовой руде в зависимости от начальной ее крупности, требующейся степени измельчения и характера измельчаемости надлежит принимать в пределах от 3 до 6 тонн в час на 1 $м^3$ объема мельницы.

Таблица 18

Вибрационные грохоты тяжелого типа для руд с насыпным весом до 2,5 *т/м³*

№ пп	Характеристика грохотов	Типоразмер грохота				
		ГИТ-11 (ГЖ-2)	ГИТ-31 (С-724)	ГИТ-32 (171-Гр)	ГИТ-41 (См-690)	ГИТ-42 (172-Гр)
1	Размеры сита, *мм*	750×1500	1250×2500	1250×2500	1500×3000	1500×3000
2	Площадь сита, *м²*	1,1	3,3	3,3	4,5	4,5
3	Количество сит, *шт*	1	1	2	1	2
4	Тип верхнего и нижнего сита	Плетеная сетка с отверстиями 4; 6; 14; 18; 24; 30 *мм*	Колосниковая решетка 70; 150 *мм*	Плетеная сетка, верхнее сито — 25×25 *мм*, нижнее — 12×12 *мм*	Колосниковая решетка 75; 200 *мм*	Верхнее сито — штампованное с отверстием 80×80 *мм* Нижнее из канилированной проволоки с отверстием 12×12 *мм*
5	Угол наклона грохота, *градусы*	0—25	15	25	30	25
6	Число оборотов вала вибратора, *минуту*	1445	800	1000	800	750
7	Амплитуда колебаний (полуразмах), *мм*	3	3	3	3	4
8	Максимальная крупность питания, *мм*		750	175	1000	200
9	Мощность электродвигателя, *квт*	1,7	10	4,5	14	7
10	Вес грохота, *кг*, без укрытия	600	3390	1220	5168	1693
	и с укрытием	—	—	3912	—	4712
11	Завод-изготовитель	В. Уфалейский металлургический з-д	Костромской з-д «Стромашина»	Воронежский з-д	Костромской з-д «Стромашина»	Воронежский з-д

Продолжение таблицы 18

№ пп	Характеристика грохотов	Типоразмер грохота				
		ГИТ-51 (173-Гр)	ГИТ-52 (173-Гр)	(185^{б}-Гр)	ГИТ-61 (С-725)	ГИТ-71
1	Размеры сита, *мм*	1750×3500	1750×3500	2000×4000	2000×4000	2500×5000
2	Площадь сита, *м*^{2}	6,1	6,1	8,0	8,0	12,5
3	Количество сит, *шт*	1	2	1	1	1
4	Тип верхнего и нижнего сита	Колосниковая решетка 12; 20; 40 *мм*	Верхняя колосниковая решетка — 100 *мм*. Нижняя прутковая решетка — 20 *мм*	Колосники с расширяющейся щелью и открытым выходом — 50 *мм*	Колосниковая решетка 75; 200 *мм*	Колосники — *100 мм* Решета перфорированные ∅ 100, 150 и 100×100 *мм*. Сита рамочные 15×15; 20×20; 25×25; 35×35; 50×50 *мм*
5	Угол наклона грохота, *градусы*	25	25	25	15	30
6	Число оборотов вала вибратора, *минуту*	750	735	800	800	650
7	Амплитуда колебаний (полуразмах), *мм*	4	7	8	3	6
8	*Максимальная крупность питания, мм*	250—350	400	250	1300	800
9	Мощность электродвигателя, *квт*	10	28	28	20	21,5
10	Вес грохота, *кг*, без укрытия	3010	7889	7264	9546	с колосниками — 12300
	и с укрытием	6760	14479	—	—	—
11	Завод-изготовитель	Воронежский завод			Костромской з-д «Стромашина»	Воронежский з-д

Таблица 19

Мельницы стержневые (МСЦ) и шаровые с центральной разгрузкой (МШЦ) для мокрого измельчения
(по ГОСТ 10141—62)

№ пп	Наименование основных параметров и размеров	Типоразмеры мельниц							
		МСЦ-9-18 МШЦ-9-18	МСЦ-12-24	МСЦ-15-31 МШЦ-15-31	МСЦ-27-36 МШЦ-27-36	МСЦ-32-45 МШЦ-32-45	МСЦ-36-55 МШЦ-35-55	МСЦ-40-55 МШЦ-40-55	МСЦ-45-60 МШЦ-45-60
1	Номинальный рабочий объем, $м^3$	1,0	2,2	4,0	17,7	32,0	50,0	61,0	80,0
2	Внутренний диаметр барабана (без футеровки), *мм*	900	1200	1500	2700	3200	3600	4000	4500
3	Длина барабана, *мм*	1800	2400	3100	3600	4500	5500	5500	6000
4	Номинальное число оборотов барабана в минуту для мельниц типа:								
	МСЦ	33,0	27,0	25,0	15,6	14,46	13,95	13,0	12,08
	МШЦ	42,0		30,0	21,0	19,8	18,2	17,2	16,25
5	Мощность электродвигателя, *квт*, не более	20,0	40,0	100,0	380,0	900,0	1250,0	2000,0	2500,0
6	Вес мельницы с редуктором (без электрооборудования, стержней, шаров), *т*	3,84 / 3,8	13,8	20,2	81,2 / 72	135,1 / 132,6	163,5 / 157	228,9 / 216	259,4 / 255
7	Завод-изготовитель	Куйбышевский завод „Стромашина"	Завод им. Котлякова	Куйбышевский завод „Стромашина"	Уралмашзавод	Новокраматорский машиностроительный завод			

Таблица 20

Мельницы шаровые с решеткой (МШР) для мокрого измельчения
(по ГОСТ 10141—62)

№ пп	Наименование основных параметров и размеров	Типоразмеры мельниц										
		МШР-9-9	МШР-12-12	МШР-15-16	МШР-21-15	МШР-21-22	МШР-27-21	МШР-32-31	МШР-36-40	МШР-36-50	МШР-40-50	МШР-45-53
1	Номинальный рабочий объем, $м^3$	0,45	1,15	2,24	5,0	6,3	10,4	22,4	35,5	48,0	55,0	69,0
2	Внутренний диаметр барабана (без футеровки), *мм*	900	1200	1500	2100	2100	2700	3200	3600	3600	4000	4500
3	Длина барабана, *мм*	900	1200	1600	1500	2200	2100	3100	4000	5000	5000	5000
4	Номинальное число оборотов барабана, *мин*	41,0	36,0	30,0	24,8	24,6	21,0	19,8	18,1	18,12	17,2	16,49
5	Мощность электродвигателя, *квт*, не более	14	28	55	125	185	300	600	1100	1250	2000	2500
6	Вес мельницы с редуктором (без электрооборудования и шаров), *т*	5,3	10,3	15,8	34,45	41,1	65,5	95,13	149,5	162,2	227,7	259,4
7	Завод-изготовитель	Завод им. Котлякова		Куйбышевский завод „Стромашина"	УЗТМ	УЗТМ	УЗТМ	УЗТМ	Новокраматорский машиностроительный завод			

При использовании стержневых мельниц в схемах *Б*, *В* и *Г* (см. табл. 7), когда разгрузка мельниц направляется в спиральный классификатор, удельные иагрузки по исходной руде следует принимать от 5 до 10 тонн в час на 1 $м^3$ объема мельиицы, в зависимости от крупности и измельчаемости руды.

Шаровые мельнницы с решеткой целесообразно применять во второй стадии измельчеиия в схемах *А—Б*, *А—Г*, *Б—Б*, *Б—В*, *В—В*, *В—Г* и *Г—Г* (см. табл. 7), а также при одностадиальном измельченни руды в схемах *Б* (табл. 7) в замкнутом цикле со спиральными классификаторами, если крупность исходиого материала 15—0 *мм* и тоньше.

Шаровые мельницы с центральиой разгрузкой целесообразно применять для работы в открытом цикле во второй стадии измельчения (схема *А—Б*, табл. 7), а также в третьей и последующих стадиях измельчения для работы в замкнутом цикле с гидроциклонами в схемах *А—Г*, *Б—Г*, *В—Г* и *Г—Г* (см. табл. 7).

4. При выборе типа и размера мельниц для схем стадиального измельчения руд в целях сокращения общего веса оборудоваиия, производственных площадей, протяженности коммуиикаций, средств контроля и автоматизацин, а также численности трудящихся надлежит руководствоваться инжеследующнм:

а) сообразно с заданной производительностью фабрики следует выбнрать мельиицы возможно более крупных типоразмеров;

б) если по расчету на одну стержневую мельницу в первой стадии необходим во второй стадии двойной объем шаровых мельниц, то вместо двух параллельно работающих шаровых мельнниц целесообразней установить одну большего диаметра, но равную им по производительности;

в) следует избегать устаиовки шаровых мельниц разного диаметра и разных направлеиий вращения;

г) при работе шаровых мельниц в замкнутом цикле с гидроциклонами на измельчении твердых тонковкрапленных руд следует избегать применения коротких шаровых мельниц с диаметром, превосходящим длину.

5. В качестве эталониых условий, по которым обосновывается удельная производительность мельницы по вновь образованному классу, надлежит принимать прогрессивные показатели работы, а именно:

а) эталонная мельница должна работать при надлежащем ее заполнеиии дробящими телами и хорошем состоянии футеровки;

б) работающие в замкиутом цикле с мельницей спиральный классификатор или гидроцнклон не должны лимитировать ее производительность, обеспечивая надежную эффективность классификации;

в) первоначальная загрузка мельиицы дробящимн теламн должиа быть оптимальной и стабильной по граиулометрическому составу.

г) удельные производительности эталоииой мельницы по вновь образоваииому расчетному классу следует определять на основа-

нии данных специальных опробований, проводимых при соблюдении условий, оговоренных в п.п. *а*, *б*, *в*.

6. В качестве эталонных нельзя оперировать средними фактическими данными технических отчетов предприятий, не выполняющих государственного плана или находящихся в стадии освоения.

7. Помимо различия в измельчаемости руд разных месторождений и участков одного и того же месторождения, значительные колебания измельчаемости вызывает на фабриках сегрегация руды по крупности в бункерах главного корпуса. Влияние сегрегации возрастает с увеличением крупности питания мельниц, причем стержневые мельницы менее чувствительны, чем шаровые. Аппаратура для автоматизации цикла измельчения должна позволять автоматически регулировать подачу руды в мельницу.

8. Расчет мельниц следует производить раздельно перед каждой стадией обогащения.

На производительность мельниц помимо измельчаемости руды влияет эффективность классификации, а также выход хвостов, если в замкнутом цикле измельчения производится и операция обогащения.

Расчет мельниц производят, исходя из удельной производительности по руде или расчетному классу. За расчетный принимается класс минус 0,074 *мм* или класс, соответствующий номинальному размеру зерна (размер квадратного отверстия сита, через которое проходит 95% материала).

9. При наличии практических данных о работе какой-либо мельницы на определенной руде, производительность выбираемой при проектировании мельницы (с учетом работы на той же руде) должна быть рассчитана при условии введения небходимых поправок:

а) коэффициент, учитывающий различие в типе фактически работающей и проектируемой к установке мельницы, следует принимать по данным табл. 21;

Таблица 21

Относительная производительность мельниц различного типа

Тип мельницы	Относительная производительность
Мельницы с решеткой	1,00
Мельницы с центральной разгрузкой . . .	0,9

б) коэффициент, учитывающий различие в диаметрах фактически работающей и проектируемой к установке мельницы, следует принимать по данным табл. 22 *;

* Производительность мельницы одинакового диаметра принимается пропорционально ее длине.

Таблица 22

Коэффициент, учитывающий различие в диаметрах фактически работающей и проектируемой к установке мельницы

$Д_2$ *мм*	$Д_1$ *мм*						
	900	1200	1500	2100	2700	3200	3600
900	1,00	1,16	1,30	1,54	1,75	1,88	2,00
1200	0,87	1,00	1,12	1,32	1,46	1,63	1,73
1500	0,77	0,89	1,00	1,18	1,34	1,46	1,55
2100	0,65	0,76	0,85	1,00	1,11	1,23	1,30
2700	0,58	0,66	0,75	0,88	1,00	1,09	1,15
3200	0,53	0,61	0,68	0,74	0,92	1,00	1,06
3600	0,50	0,58	0,64	0,76	0,87	0,94	1,00

Примечание. Коэффициент вычислен по формуле $\left(\frac{Д_1}{Д_2}\right)^{0,5}$ где D_1 — диаметр барабана проектируемой мельницы, D_2 — диаметр барабана работающей мельницы.

в) различие в скорости вращения фактически работающей (ψ_2) и проектируемой к установке мельницы (ψ_1) учитывается коэффициентом пропорциональности:

$$K = \frac{\psi_1}{\psi_2};$$

где ψ_1 и ψ_2 — соответственно скорости в долях критической (в пределах 60—80%).

г) различие в шаровой загрузке фактически работающей и устанавливаемой мельницы учитывается путем увеличения или снижения производительности пропорционально объемному заполнению мельницы шарами (при заполнении от 35 до 50%);

д) различие в крупности исходного и конечного продуктов из-

Таблица 23

Относительная производительность мельниц по вновь образованному классу минус 0,074 *мм*, в зависимости от крупности исходного питания и конечного продукта

Крупность исходного питания, *мм*	Значение коэффициента при содержании класса минус 0,074 *мм* в конечном продукте, %					
	40	48	60	72	85	95
40—0	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
20—0	0,89	0,92	0,92	0,89	0,86	0,82
10—0	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,85
5—0	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
3—0	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91	0,85

мельчения фактически работающей и проектируемой к установке мельницы следует учитывать по данным табл. 23.

10. Содержание класса минус 0,074 *мм* в конечном продукте измельчения, в зависимости от его номинальной крупности при отсутствии конкретных данных, надлежит принимать по табл. 24.

Таблица 24

Содержание класса минус 0,074 *мм* в конечном продукте измельчения (слив механических классификаторов и гидроциклонов) в зависимости от номинальной крупности слива (для средних руд при отсутствии практических данных о руде)

Номинальная крупность, *мм*	0,6	0,42	0,30	0,20	0,15	0,10	0,074
Содержание класса минус 0,074 *мм*, %	25—30	30—40	45—50	55—60	70—75	85—90	95

11. При отсутствии практических материалов по измельчению данной руды, производительность выбираемой при проектировании мельницы должна быть уточнена по показателям работы мельниц на аналогичных рудах. При составлении проектных заданий для ориентировочной оценки измельчаемости руд в зависимости от тонины измельчения можно пользоваться данными табл. 25.

Таблица 25

Относительная производительность мельницы по руде средней твердости

Относительная производительность мельницы по руде при измельчении до:						
0,6 *мм*	0,42 *мм*	0,3 *мм*	0,2 *мм*	0,15 *мм*	0,1 *мм*	0,074 *мм*
1,71	1,41	1,18	1,0	0,80	0,58	0,47

§ 16. Классификаторы

1. Для классификации, в схемах измельчения и обогащения руд, представленных в табл. 7 и на рис. 15, 16 и 17, применяются механические классификаторы и гидроциклоны. Из механических классификаторов наиболее подходящими для условий работы в замкнутом цикле с шаровыми мельницами являются спиральные классификаторы.

2. Спиральные классификаторы рекомендуется применять:

а) при работе в замкнутом цикле с мельницами для получения слива крупностью 65—35% минус 0,074 *мм*;

б) для предварительной классификации и дешламации крупнозернистых материалов перед измельчением.

3. Номенклатуру и типоразмеры спиральных классификаторов при проектировании рекомендуется принимать по данным табл. 26. Для «скальпирующей» классификации размеры классификатора должны соответствовать условиям работы и выбираться без запаса.

В случае, если классификатор имеет размеры, превышающие необходимые для данной производительности (табл. 26), то целесообразно заменить его ближайшим меньшим типоразмером.

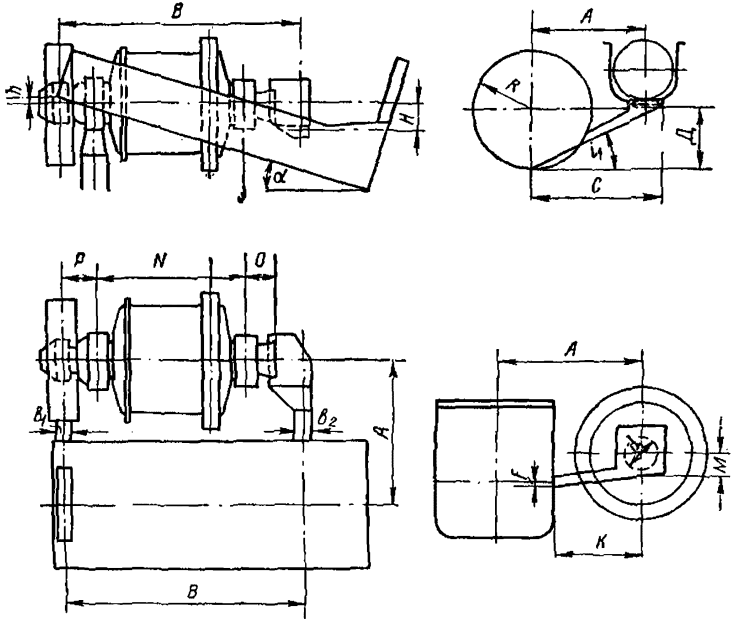


Рис. 19. Эпюра сопряжения мельницы с односпиральным классификатором

4. При выборе типоразмера классификаторов для работы в замкнутом цикле с мельницей необходимо проверить возможность их самотечного сопряжения.

Наиболее распространенные сопряжения спиральных классификаторов с мельницами указаны в табл. 27. При отсутствии в таблице необходимого соотношения размеров мельницы с классификатором должна быть построена специальная эпюра (рис. 19, 20).

Таблица, 26

Номенклатура и основные параметры спиральных классификаторов

№ пп	Диаметр спирали, *мм*	Длина корыта, *мм*	Угол наклона корыта, *градус*	Число оборотов спирали, *об/мин*	Установленная мощность, *квт*		Вес машины без электрооборудования, *т*		Завод-изготовитель
					для односпиральных классификаторов, не более	для двухспиральных классификаторов	для односпиральных классификаторов	для двухспиральных классификаторов	
А. Классификаторы с непогруженной спиралью									
1	300	3 000	14—18	19,5	1,0	—	0,8	—	Владивостокский „Металлист"
2	500	4 500	14—18	12,0	1,0	—	1,3	—	
3	750	5 500	14—18	7,8	2,8	—	2,8	—	
4	1000	6 500	14—18	5,0	7,0	—	3,78	—	
5	1200	6 500	12—15	4,1—8,3	3—5	—	6,44	—	Иркутский завод им. Куйбышева
6	1500	8 200	15—18	2,9—5,8	4,5—10	—	12,49	—	
7	2000	8 400	17	3,1—6,1	7—14	14—28	17,8	31,93	
8	2400	9 200	17	2,6—5,2	7—14	14—28	21,38	36,57	
9	3000	12 500	18	1,5—3,0	—	20—40*	—	52,36*	
Б. Классификаторы с погруженной спиралью									
10	1200	8 400	15—18	4,1—8,3	3—5	3—5	9,0	16,02	Владивостокский „Металлист"
11	1500	10 100	15—18	3,5—7,0	4,5—7	6,5—10	17,76	31,23	
12	2000	13 000	15	2,5—5,02	6,5—10	12,5—20	31,0	55,0	

* Двухспиральные классификаторы размером 3000×12500 изготовляет Днепропетровский завод горношахтного оборудования.

Параметры самотечного сопряжения мельниц со спиральными классификаторами (см. рис. 19 и 20)

№ пп	Сопрягаемые агрегаты (размеры в мм)							Основные параметры сопряжений (размеры в мм)													
	Мельницы	Основные параметры					Классификаторы	Основные параметры						Песковый желоб				Сливной желоб			
		R	N	P	O	d		α	B	A	H	h	F	l_1, %	C	Д	b_1	l_2, %	K	M	b_2
1	900×900	715	1750	365	295	410	Односпиральный ∅ 300×3000	14°	2600	1300	484	0	0	45	1415	637	120	20	1125	259	300
2	900×900	715	1750	365	295	410	Односпиральный ∅ 500×4500	14°	3200	1400	682	112	0	45	1615	727	160	20	1120	298	370
3	1200×1200	1140	2240	615	360	640	Односпиральный ∅ 500×4500	14°	3700	1750	740	—228	0	42	2030	852	300	23	1470	392	430
4	1200×1200	1140	2240	615	360	640	Односпиральный ∅ 750×5500	14°	4200	1800	846	—98	0	45	2115	952	200	25	1385	400	450
5	1500×1600	1400	2610	610	510	500	Односпиральный ∅ 750×5500	14°	4100	2200	731	—200	0	45	2515	1132	200	20	1785	375	450
6	1500×1600	1400	2610	610	510	500	Односпиральный ∅ 1000×6500	14°	4600	2300	770	—200	0	40	2850	1086	250	20	1750	380	600
7	2100×1500	1500	3150	760	745	650	Односпиральный ∅ 1200×6500	14°	4405	2600	589	24	200	47	1700	795	300	22,2	1800	390	300
8	2100×1500	1500	3150	760	745	650	Односпиральный ∅ 1500×8200	16°	5700	2800	650	300	50	43	3600	1568	400	14	1970	375	380
9	2100×2200	1500	3900	760	745	650	Односпиральный ∅ 1500×8200	16°	5700	2800	650	300	50	43	3600	1568	500	15	1970	400	380
10	2100×2200	1500	3900	760	745	650	Двухспиральный ∅ 1200×8400 с погруж. спиралью	15°	6500	3000	435	0	100	31	4250	1305	500	8	1700	400	380
11	2100×3000	1500	4650	760	745	650	Односпиральный ∅ 1500×8200	16°	6200	2900	570	380	100	42	3700	1680	500	13	2070	400	380
12	2700×2100	1800	3930	940	770	1000	Двухспиральный ∅ 2000×8400	18°26′	6000	4300	736	223	100	33	5600	1848	500	13	2200	550	380
13	2700×2100	1800	3930	940	770	1000	Односпиральный ∅ 2400×9200	18°26′	6000	3600	865	280	50	35	4550	1892	500	16	2250	600	400
14	2700×3600	1800	5300	940	635	1000	Односпиральный ∅ 2400×9200	18°30′	6890	4000	1000	84	200	35	4950	1730	450	19,0	2650	720	420
15	2700×3600	1800	5300	940	635	1000	Двухспиральный ∅ 2000×8400	18°26′	6740	4400	930	305	180	36,5	6435	2346	500	17,5	2219	648	360
16	2700×3600	1800	5300	940	635	1000	Двухспиральный ∅ 2400×9200	18°26′	6975	6100	720	110	140	27,0	6300	1700	500	12,0	2550	550	400
17	3200×3100	2000	5300	1030	785	1080	Двухспиральный ∅ 2000×8400	18°26′	6115	4700	800	63	200	36,0	5840	2133	400	12,0	2518	564	380
18	3200×3100	2000	5300	1030	785	1080	Двухспиральный ∅ 2400×9200	18 26′	6915	6100	972	240	140	35	6500	2280	500	14,0	2575	564	382
19	3600×4000	2400	6630	1105	1075	1500	Двухспиральный ∅ 3000×12500	18°30′	8500	6000	1350	524	150	34,0	8250	2700	550	14,0	2800	843	550
20	3600×5000	2400	7630	1105	1080	1500	Двухспиральный ∅ 3000×12 500	18°30′	9800	6100	1176	420	150	34	7700	2800	500	16,3	3050	843	500

5. При построении эпюр сопряжения мельниц со спиральными классификаторами надлежит принимать:

а) угол наклона корыта классификаторов при обработке руд цветных металлов и магнетитовых, в зависимости от условий сопряжения и крупности слива в пределах 15—18°; для окисленных руд цветных металлов — до 12°;

б) длину корыта (а следовательно и спирали) принимать в пределах стандартных длин, указанных в табл. 26; максимальные

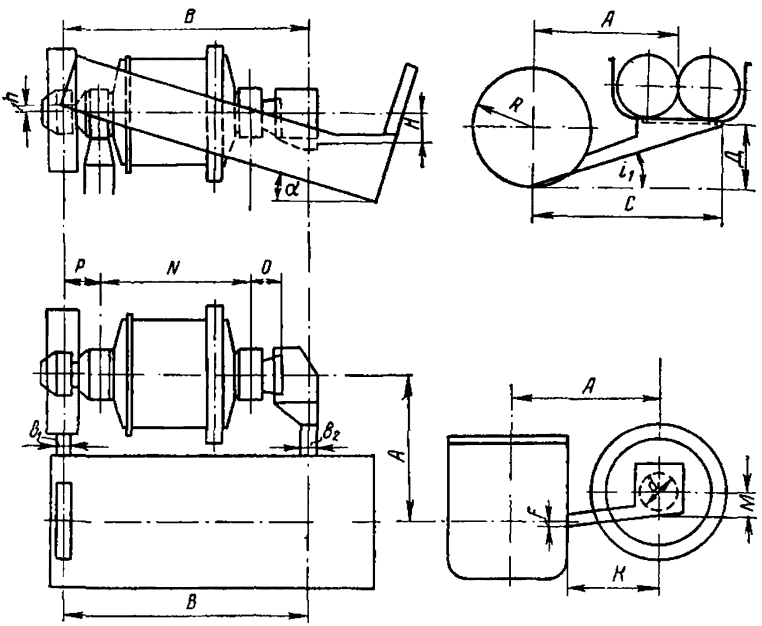


Рис. 20. Эпюра сопряжения мельницы с двухспиральным классификатором

длины соответствуют классификаторам с погруженной спиралью, минимальные — с непогруженной;

в) углы наклона желобов пескового (пески классификатора) и разгрузочного (разгрузка мельницы) надлежит принимать по данным табл. 28;

г) для улавливания скрапа на разгрузочных горловинах мельниц с решеткой следует устанавливать бутару; в разгрузочных горловинах мельниц сливного типа, при наличии обратных спиралей, улавливание скрапа производится этими спиралями.

Таблица 28

Рекомендуемые углы наклона желобов

№ пп	Местоположение желобов	Углы наклона (в °) при измельчении до номинальной крупности	
		минус 0,8 *мм*	минус 0,4 *мм*
1	На разгрузке мельниц	18—14	14—10
2	На песках классификатора	37—30	30—25

Примечания: 1. Наименьший угол наклона желоба рекомендуется при наличии бутары для улавливания скрапа на разгрузочной горловине мельницы или обратной спирали для мельниц сливного типа.

2. При максимальных углах наклона, указанных в таблице, желоба могут иметь прямоугольное или трапецеидальное сечение.

3. При минимальном угле наклона сечение желобов желательно принимать круглое или прямоугольное.

4. В желобах прямоугольного сечения следует применять стеклянную футеровку.

Таблица 29

Производительность по сливу (на руде с удельным весом 2,65 *т*/м³) односпиральных классификаторов с непогруженной спиралью

№ п/п	Диаметр спирали, *мм*	Производительность по сливу, *т* в 24 *часа* при номинальной крупности слива, *мм*						
		0,6	0,42	0,30	0,20	0,15	0,10	0,075
1	300	29	26	23	19	13	9	6
2	500	68	62	54	46	32	20	15
3	750	140	127	110	95	65	43	30
4	1000	235	215	190	160	110	75	50
5	1200	330	300	260	220	155	100	70
6	1500	510	460	400	345	235	155	110
7	2000	880	795	690	595	410	270	190
8	2400	1245	1130	990	850	580	380	270
9	3000	1910	1740	1520	1300	894	590	410

Примечания: 1. Для двухспиральных классификаторов производительности, указанные в таблице, удваиваются.

2. Для руд с удельным весом, отличным от 2,65, в цифры производительности, указанные в таблице, следует вносить поправки на удельный вес руды (по табл. 30).

6. При двухсторонней загрузке классификатора предпочтительнее установка двухспиральных классификаторов.

При отсутствии стержневой мельницы и крупности питания шаровой мельницы 15—0 *мм* целесообразнее установить односпиральный классификатор.

7. Выбор размера спирального классификатора при проектировании надлежит производить по даиным табл. 29, 30 и 31, в зависимости от производительности по сливу.

Таблица 30

Поправки на разницу в удельных весах

Удельный вес	2,0	2,5	2,65	3,0	3,5	4,0
Поправочный коэффициент	0,67	0,92	1	1,17	1,42	1,70

Таблица 31

Производительность по сливу (на руде с удельным весом 2,65 *т/м*³) односпиральных классификаторов с погруженной спиралью

№ пп	Диаметр спирали, *мм*	Производительность по сливу, *т* в 24 *часа* при номинальной крупности слива, *мм*					
		0,15	0,10	0,075	0,061	0,052	0,041
1	300	22	16	10	7	6	3,5
2	500	53	36	24	18	14	8,4
3	750	110	80	50	37	28	17
4	1000	187	136	85	67	49	30
5	1200	264	192	120	89	68	42
6	1500	404	294	184	135	105	64

Примечания: 1. Для двухспиральных классификаторов производительности, указанные в таблице, удваиваются.

2. Для руд с удельным весом, отличным от 2,65, в данные о производительности, указанные в табл. 31, следует вносить поправки на удельный вес руды (по табл. 30).

§ 17. Гидроциклоны

1. Для получения тонкого слива крупностью 65% минус 0,074 *мм* и тоньше рекомендуется применять гидроциклоны. Характерные случаи применения гидроциклонов в циклах измельчения показаны

Таблица 32

Гидроциклоны

№ пп	Основные параметры и размеры	Типоразмеры гидроциклонов					
		ГЦ-7,5	ГЦ-15	ГЦ-25	ГЦ-35	ГЦ-50	ГЦ-75
1	Диаметр гидроциклона D, *мм* . . .	75	150	250	350	500	750
2	Угол конусности, $\alpha°$	20	20	20	20	20	20
3	Диаметр сливного отверстия d_c в долях от D	0,35—0,45	0,25—0,40	0,20—0,50	0,20—0,40	0,20—0,40	0,27
4	Эквивалентный диаметр питающего отверстия $d_п$ в долях от D . . .	0,25—0,35	0,15—0,25	0,15—0,20	0,13—0,20	0,12—0,18	0,2—0,3
5	Диаметр пескового отверстия d_1 в долях от D	0,10—0,16	0,08—0,12	0,06—0,10	0,06—0,10	0,04—0,07	0,06—0,13
6	Производительность общая, $м^3/час$ при $H=1$ $кг/см^2$	4,6—8,6	7,8—21,0	17,5—58,0	30,0—91,0	56,0—168,0	130—460
7	Крупность слива, *мк*	22—60	28—95	37—135	44—180	52—240	40—1000
8	Завод-изготовитель	Уфимский завод горного оборудования					Днепропетровский завод горношахтного оборудования

на схемах, представленных в табл. 7 и на рис. 15, 16, 17. В циклах измельчения гидроциклонами либо полностью заменяют механические классификаторы, что чаще всего имеет место при доизмельчении промпродуктов, либо их устанавливают для контроля крупности слива механических классификаторов при измельчении исходной руды. В этом случае роль механических классификаторов сводится к предохранению гидроциклонов от попадания в них скрапа и наиболее крупных зерен загрузки мельниц.

2. Рекомендуемые типоразмеры гидроциклонов приведены в табл. 32.

3. Предварительный выбор размера гидроциклона в зависимости от количества поступающего материала и крупности слива следует производить, пользуясь табл. 32.

4. Расчет производительности гидроциклонов рекомендуется производить по формуле 18, приведенной в статье А. И. Поварова и А. А. Щербакова «Расчет производительности гидроциклонов» («Обогащение руд», 1965, № 2), а определение крупности слива — по формулам и графикам, приведенным в книге А. И. Поварова «Гидроциклоны», Гостехиздат, 1961 г.

5. Пределы давления пульпы на входе в гидроциклон для различной крупности слива рекомендуется принимать в соответствии со средними ориентировочными данными, приведенными в табл. 33.

Таблица 33

Рекомендуемые пределы давления

Содержание класса −0,074 *мм* в сливе, %	Давление на входе в гидроциклон, *кг/см²*
60	0,4—0,7
70	0,5—1,0
80	0,7—1,2
90 и более	>1,2

6. При установке одиночных, сдвоенных или батарей гидроциклонов необходимо предусматривать стопроцентный резерв гидроциклонов и связанных с ними насосов.

Величина перепада между гидроциклоном и насосом должна приниматься минимальной, а трасса напорного трубопровода — по возможности прямой, без резких поворотов и колен.

При отсутствии возможности обеспечить насосом постоянное давление на входе в гидроциклон рекомендуется устанавливать промежуточные бачки. При грубой классификации они не обяза-

тельны. При классификации тонких магнетитовых суспензий следует производить размагничивание поступающего в гидроциклон продукта. Для особо тщательной классификации применяется двойная классификация в гидроциклонах.

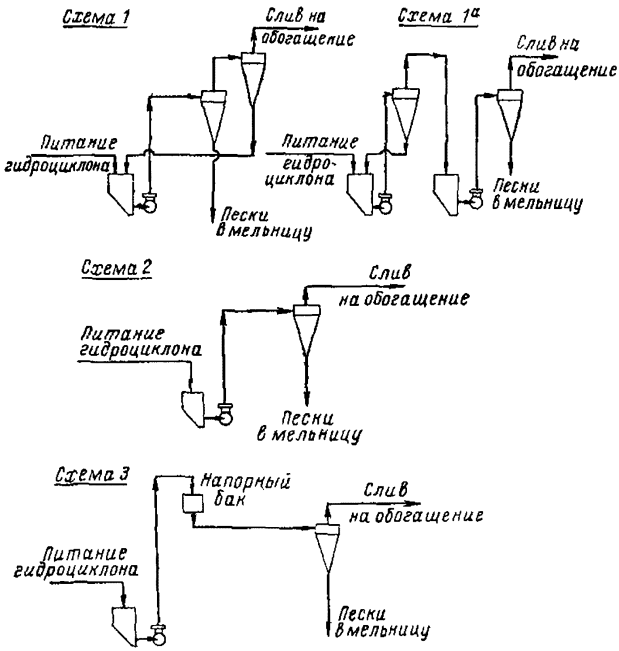


Рис. 21. Схема компоновки гидроциклонов (№ 1, 1,а, 2, 3)

7. Принципиальные схемы установки гидроциклонов в циклах измельчения представлены на рис. 21.

§ 18. Магнитные сепараторы

При проектировании отделений сухой и мокрой магнитной сепарации в различных стадиях обогащения надлежит применять барабанные магнитные или электромагнитные сепараторы, агрегатированные по одной из принципиальных схем, указанных на рис. 22.

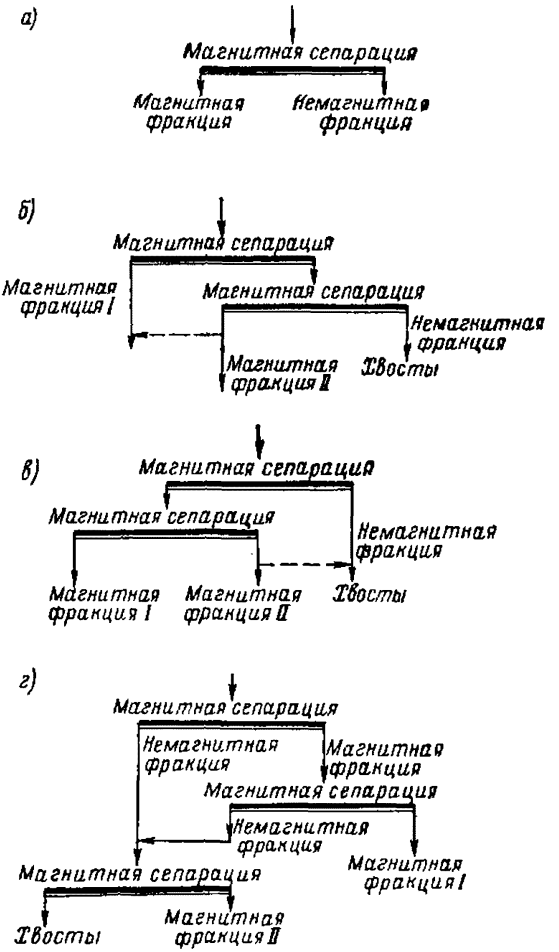


Рис. 22. Типовые схемы установки магнитных и электромагнитных сепараторов

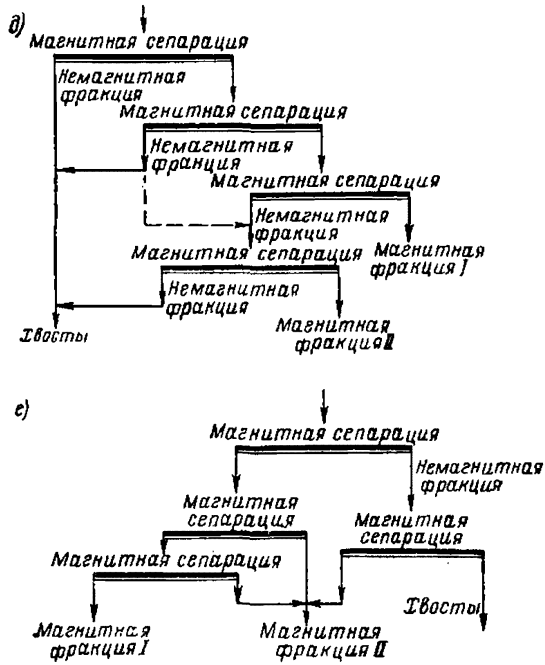


Рис. 22. Типовые схемы установки магнитных и электромагнитных сепараторов

А. Магнитные сепараторы для сухого обогащения

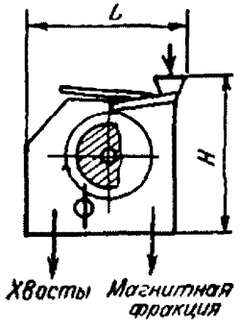
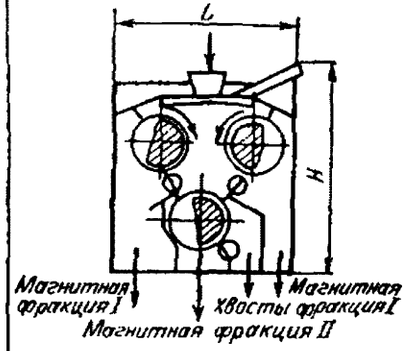
1. Для сухого обогащения кусковых магнетитовых руд крупностью до 50 *мм* следует применять двухпродуктовые и трехпродуктовые сепараторы, типоразмеры которых указаны в табл. 34.

2. На дробильно-обогатительных фабриках (ДОФ) производительностью до 2 *млн. т* руды в *год* устанавливаются однобарабанные двухпродуктовые электромагнитные сепараторы 171А-СЭ. В зависимости от свойств руды и выбранной напряженности магнитного поля, выделяемые на сепараторе продукты могут являться концентратами или промежуточными продуктами и хвостами.

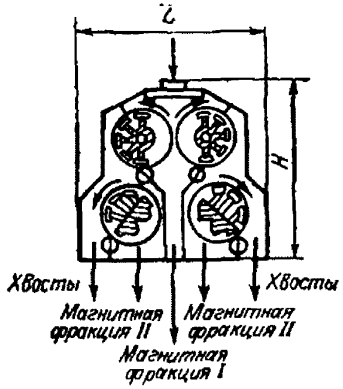
3. В зависимости от задач сепарации сепараторы 171А-СЭ могут устанавливаться каскадно для осуществления схем, показанных на рис. 22.

4. Для выделения крупных хвостов и промежуточных продуктов на фабриках большой производительности следует устанавливать четырехбарабанный магнитный сепаратор 189А-СЭ.

Магнитные сепараторы для сухого обогащения

Модель сепаратора	Конструктивная схема сепаратора	Число и размеры барабанов сепаратора (диаметр × длина, *мм*)	Характеристика магнитной системы: максимальная напряженность магнитного поля на поверхности барабана, *эрстед*	напряжение постоянного тока, *в*	намагничивающий ток, *а*	мощность обмотки постоянного тока, *квт*	Мощность электродвигателя, *квт*	Вес сепаратора, *кг*	Производительность сепаратора, *т/час*	Габаритные размеры сепаратора, *мм*
171А-СЭ (ЭБС-2) Электромагнитный		Однобарабанный 900×1000	1500	220	25	5,5	Барабанов—1,0, электровибрационного питателя—0,55	4 800	При крупности 50—8 *мм* 60	Длина *L* — 2440 ширина *B* — 2280 высота *H* — 2795
168А СЭ (ЭБС-3) Электромагнитный		Трехбарабанный 900×1000	Верхних 700—800 Нижнего 1400—1500	220	37,5	Общая 8,3	Трех барабанов—3,0, электровибрационного питателя—0,55	12 600	При крупности 40—0 *мм* 120	Длина *L* — 3650 ширина *B* — 2290 высота *H* — 4550

Продолжение таблицы 34

Модель сепаратора	Конструктивная схема сепаратора	Число и размеры барабанов сепаратора (диаметр × длина, *мм*)	Характеристика магнитной системы				Мощность электродвигателя, *квт*	Вес сепаратора, *кг*	Производительность сепаратора, *т/час*	Габаритные размеры сепаратора, *мм*
			максимальная напряженность магнитного поля на поверхности барабана, *эрстед*	напряжение постоянного тока, *в*	намагничивающий ток, *а*	мощность обмотки постоянного тока, *квт*				
189А—СЭ (ПБС-1) Магнитный		Четырехбарабанный 600×2000	Верхних 1000×1100 Нижних 1400—1500	Пятиполюсная и трехполюсная магнитная система из постоянных магнитов			Четырех барабанов 7,6	10000	При крупности 40—0 *мм* 500	Длина *L* — 2900 ширина *B* — 2710 высота *H* — 2720

Примечания: 1. Обозначения сепаратора, указанные в скобках — по ГОСТ 10512 — 63.

2. При установке сепаратора 189А-СЭ необходимо предусмотреть равномерную подачу руды по всей ширине распределителя, так как эти сепараторы не имеют электровибрационного питателя. Скорость вращения барабанов сепаратора 168А-СЭ постоянная: 43 *об/мин* осевых и 25 *об/мин* перечистного барабана.

Скорость вращения верхних барабанов сепараторов 189А-СЭ имеет три ступени регулирования и может изменяться в пределах от 48 до 143 *об/мин*. Скорость вращения нижних барабанов имеет две ступени регулирования и может изменяться в пределах от 24 до 48 *об/мин*.

Трехбарабанный электромагнитный сепаратор 168Б-СЭ надлежит применять на фабриках малой производительности.

Характеристика этих сепараторов приведена в табл. 34.

Б. Магнитные сепараторы для мокрого обогащения

1. Для магнитной сепарации магнетитовых руд в водной среде следует применять барабанные магнитные сепараторы с постоянными магнитами: ПБМ-2, ПБМ-2П и ПБМ-2ПП.

2. Тип сепаратора выбирается в зависимости от крупности исходного материала, его свойств и задач сепарации.

3. Для грубой сепарации крупнозернистых пульп с максимальной крупностью до 6 *мм*, впредь до освоения серийного выпуска сепараторов с напряженностью магнитного поля 1400 *эрстед*, следует применять сепараторы ПБМ-2 с прямоточными ваннами в сочетаниях, указанных в табл. 35.

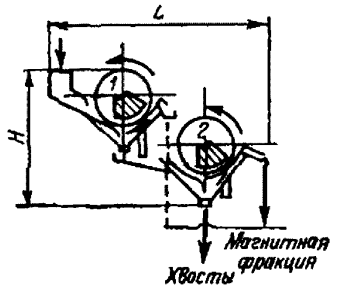
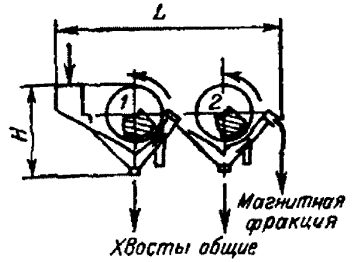
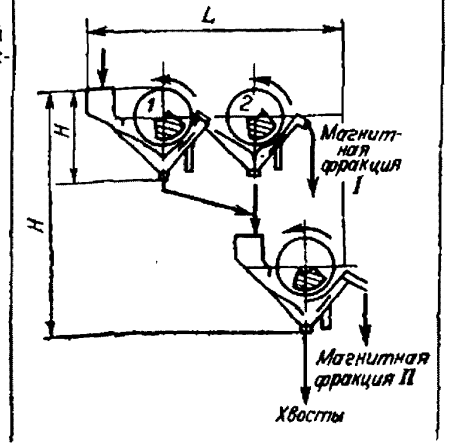
4. В тех случаях, когда требуется перечистка немагнитной фракции при ограниченном высотном перепаде, вместо сдвоенных сепараторов ПБМ-2 следует применять специально сконструированный для этого сепаратор 190Б-СЭ.

5. Для сепарации мелкозернистых пульп крупностью до 1 *мм* в замкнутом цикле измельчения следует применять сепаратор ПБМ-2П с противоточной ванной (табл. 36).

6. Для сепарации тонкозернистых пульп крупностью 0,1 *мм* и меньше в последней стадии обогащения следует применять сепараторы ПБМ-2ПП с полупротивоточными ваннами в сочетаниях, указанных в табл. 37.

Таблица 35

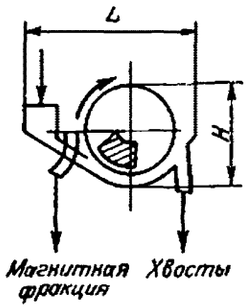
Компоновка магнитных сепараторов с прямоточными ваннами для сепарации крупнозернистых пульп, 6—0 мм и ниже

Модель сепаратора	Конструктивная схема установки сепаратора	Число и размеры барабанов сепаратора (диаметр × длина, мм)	Минимальная напряженность трехполюсной магнитной системы на поверхности барабана, эрстед	Мощность электродвигателя каждого барабана, квт	Вес сепаратора, кг	Производительность сепаратора, т/час в зависимости от крупности исходного материала	Габаритные размеры сепаратора, мм
ПБМ-2 с перечисткой немагнитной фракции		Двухбарабанный 600×1500	1-го барабана 1100—1200, 2-го барабана 1100—1300	1,0	1195×2=2390	12—45	Длина L — 2700 ширина B — 2080 высота H — 2350
ПБМ-2 с перечисткой магнитной фракции		Двухбарабанный 600×1500	1-го барабана 1100—1400 2-го барабана 1100—1200	1,0	1195×2=2390	12—45	Длина L — 2700 ширина B — 2070 высота H — 1550
ПБМ-2 с перечисткой магнитной и немагнитной фракции		Трехбарабанный 600×1500	1-го барабана 1100—1300, 2-го барабана 1100—1200, 3-го барабана 1100—1400	1,0	1195×3=3585	12—45	Длина L — 3300 ширина B — 2070 высота H — 3500

Примечание. Обозначения сепараторов — по ГОСТ 10512 — 63.

Таблица 36

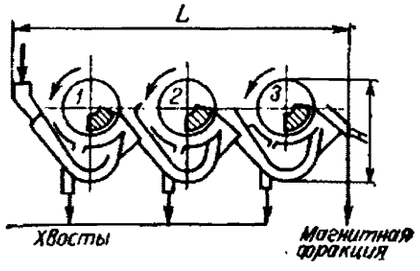
Магнитные сепараторы для сепарации мелкозернистых пульп, крупностью 0,5—0 *мм* и ниже

Модель сепаратора	Конструктивная схема установки сепаратора	Число и размеры барабанов сепаратора (диаметр × длина, *мм*)	Минимальная напряженность четырехполюсной магнитной системы на поверхности барабана, *эрстед*	Мощность электродвигателя, *квт*	Вес сепаратора, *кг*	Производительность сепаратора *т/час*, при крупности исходного материала 0,5—0 *мм*, при плотности питания 50% твердого	Габаритные размеры сепаратора, *мм*
ПБМ-2П с противоточной ванной		Однобарабанный 600×1500	1100	1,7	1210	60	Длина L — 1354 ширина B — 2078 высота H — 1470

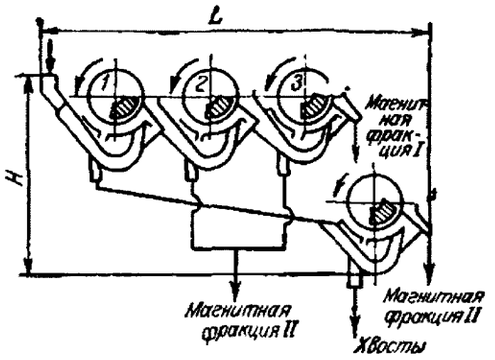
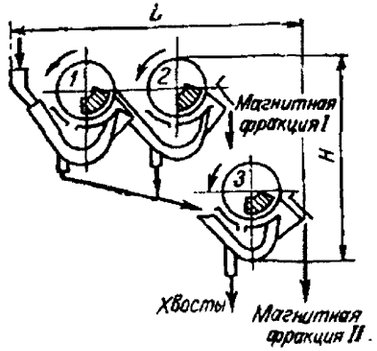
Примечание. Обозначения сепаратора — по ГОСТ 10512—63.

Таблица 37

Компоновка магнитных сепараторов с полупротивоточными ваннами для сепарации тонкозернистых пульп в последней стадии обогащения

Модель сепаратора	Конструктивная схема установки сепаратора	Число и размеры барабанов сепаратора (диаметр × длина, *мм*)	Минимальная напряженность трехполюсной магнитной системы на поверхности барабана, *эрстед*	Мощность электродвигателя каждого барабана, *квт*	Вес сепаратора, *кг*	Производительность сепаратора, *т/ч* при крупности исходного материала 0,1—0 *мм*, при плотности питания 20—22% твердого	Габаритные размеры сепаратора, *мм*
ПБМ-2ПП сепаратор с перечисткой магнитной фракции		Трехбарабанный 600×1500	1-го барабана 1100—1200, 2—3 барабанов 1100	1,0	1200×3=3600	13—15	Длина L — 2880 ширина B — 2070 высота H — 1550

Продолжение таблицы 37

Модель сепаратора	Конструктивная схема установки сепаратора	Число и размеры барабанов сепаратора (диаметр × длина *мм*)	Минимальная напряженность трехполюсной магнитной системы на поверхности барабана, *эрстед*	Мощность электродвигателя каждого барабана, *квт*	Вес сепаратора, *кг*	Производительность сепаратора, *т/ч* при крупности исходного материала 0,1—0 *мм*, при плотности питания 20—22% твердого	Габаритные размеры сепаратора, *мм*
ПБМ-2ГП сепаратор с перечисткой немагнитной фракции		Четырехбарабанный 600×1500	1-го барабана 1100—1200, 2—3 барабанов 1100, 4-го барабана 1100—1300	1,0	1200×4=4800	13—15	Длина *L* — 3840 ширина *B* — 2070 высота *H* — 3500
ПБМ-2ПП сепаратор с перечисткой магнитной и немагнитной фракции		Трехбарабанный 600×1500	1-го и 2-го барабанов 1100—1200, 3-его барабана 1100—1300	1,0	1200×3=3600	13—15	Длина *L* — 2880 ширина *B* — 2070 высота *H* — 3500

Примечание. Обозначения сепараторов — по ГОСТ 10512—63.

Таблица 38

Техническая характеристика размагничивающих аппаратов

(проектные данные)

№ пп	Параметры	Шифр аппарата				
		178-СЭ	158В-СЭ	177-СЭ	165А-СЭ	176-СЭ *
1	Диаметр центральной трубы, *мм*	50	75	100	150	200
2	Производительность по пульпе, $м^3/час$	25	54	85	180	300
3	Максимальная допустимая скорость пульпы, *м/сек*	3,5	3,4	3,0	2,8	2,65
4	Амплитудное значение максимальной напряженности магнитного поля в рабочем пространстве аппарата при номинальном токе и отсутствии пульпы, *эрстед*	500	500	500	480	500
5	Номинальное напряжение однофазного переменного тока, *в*	380	380	380	380	380
6	Номинальный ток при частоте 50 *герц* и отсутствии пульпы, *а*	5,5	7,4	13,4	16,6	28
7	Мощность переменного тока:					
	активная, *вт*	105	107	130	150	230
	полная, *ква*	2,1	2,8	5,1	6,3	11,0
8	Сечение медного обмоточного провода марки ПБД, $мм^2$	7,5	11,9	25,7	32,5	2×22,1
9	Вес обмоточного провода, *кг*	80,5	112,5	190	217	230
10	Вес аппарата, *кг*	124	172	266	309	346
11	Завод-изготовитель	Эртильский машиностроительный завод				

* Разработана и испытана новая конструкция размагничивающего аппарата с обмоткой из алюминиевого провода 176А—СЭ. Для надежной работы аппаратов необходимо обеспечить совпадение направления их магнитного поля с направлением движения пульпы.

7. После освоения сепараторов с диаметром барабана 800—900 *мм* с 4—5 полюсами и длиной 2500 *мм* для операций магнитной сепарации, предусмотренных в пп. 2—5, будет возможно применять эти более производительные сепараторы с ваннами трех модификаций.

В. Размагничивание магнитных продуктов мокрой магнитной сепарации

Для максимального устранения вредного влияния магнитной флокуляции на эффективность операций классификации, фильтрации, гравитации и флотации магнитные фракции, получаемые при мокрой магнитной сепарации, надлежит подвергать размагничиванию.

Техническая характеристика рекомендуемых размагничивающих аппаратов приведена в табл. 38.

§ 19. Флотационные машины

1. Флотация применяется для обработки руд цветных металлов и комплексных магнетитовых руд (титано-магнетитовых, сульфидных магнетитовых и др.).

Обработка комплексных магнетитовых руд производится по комбинированным *магнитно-флотационным схемам*. В этих схемах при помощи флотации в отдельные концентраты извлекаются ильменит, сульфиды цветных металлов, пирит и другие компоненты.

2. Впредь до освоения пневмомеханических и пневматических флотационных машин флотацию обеих разновидностей руд рекомендуется производить в механических флотационных машинах типа «Механобр». Техническая характеристика этих машин приведена в табл. 39.

3. Расчет необходимого фронта флотомашин (т. е. их объем, $м^3$) производится:

а) для ориентировочных расчетов, до проектного задания включительно, — по требующемуся удельному объему на тонну обрабатываемой руды (в $м^3$ на 1 *т* в *сутки*); данные по удельным объемам для различных типов руд приведены в табл. 40;

б) для детального расчета — по времени флотации и разжижению пульпы, указанным в технологической схеме (результаты детального расчета необходимо сверить с данными табл. 39).

4. Для осуществления схемы флотации, принятой в проекте, суммарный объем флотационных машин ориентировочно можно определять по средним данным для удельного объема на 1 тонну суточной производительности по руде или исходному продукту флотации (в сухом весе), пользуясь табл. 40.

Таблица 39

Техническая характеристика флотомашин

(по ГОСТ 6702—63)

№ пп	Данные по флотомашине	Тип машины				
		Механобр 1Г	Механобр 3Г	5В	6ВМ	7ВМ
1	Общий объем камеры, $м^3$	0,15	0,37	1,34	3,28	6,18
2	Расчетный объем камеры, $м^3$	0,12	0,32	1,14	2,8	5,3
3	Размеры камеры, *мм*:					
	длина	500	700	1100	1750	2200
	ширина	500	700	1100	1600	2200
	глубина	550	700	1000	1100	1200
4	Производительность по потоку, $м^3/мин$	до 0,16	до 0,5	1,5—2,5	3,5—6	7—12
5	Импеллер:					
	диаметр, *мм*	200	300	500	600	750
	число оборотов, *об/мин*	600	470	330	280/320	240/270
	окружная скорость, *м/сек*	6,3	7,4	8,6	8,8/10,1	9,4/10,8
6	Электродвигатель:					
	мощность, *квт*	1,7/2*	1,7	4,5	10/13**	20/28**
	число оборотов, *об/мин*	1420	1420	950	970	980
7	Завод-изготовитель	Ленинградский завод им. Котлякова		Новосибирский з-д „Труд"	Воронежский ГОО и Усольский ГО	

* Один двигатель на две камеры.

** В числителе — мощность электродвигателя для условий флотации разжиженных пульп и удельного веса флотируемой руды не более 3 $т/м^3$; в знаменателе — мощность электродвигателя для условий флотации густой, крупнозернистой пульпы с удельным весом флотируемой руды более 3 $т/м^3$ и в случае увеличения окружной скорости импеллера.

5. Если расчет требующегося объема флотомашин «Механобр» для отдельных операций производится по времени флотации, установленному в промышленных условиях на таких же машинах, то следует пользоваться следующей формулой:

$$V_p = V_m \cdot t,$$

где V_p — требующийся расчетный объем флотомашин, $м^3$;

V_m — общий объем пульпы, поступающей в операцию, $м^3/мин$;

t — необходимое время флотации, *мин*.

Таблица 40

Удельный объем флотационных машин «Механобр» (в $м^3$ на 1 $т$ перерабатываемой руды в сутки)

(Средние данные)

Количество получаемых концентратов	Технологические схемы	Руды		
		легкофлотируемые	средней флотируемости	труднофлотируемые
		время флотации одного минерала, *мин*		
		$t < 15$	$t = 15 - 30$	$t > 30$
Один концентрат	Одно, двух- и трехстадиальные схемы обогащения	0,03—0,05	0,05—0,10	0,10—0,15
Два концентрата	Селективная флотация	0,05—0,10	0,10—0,20	0,20—0,30
	Коллективная флотация с последующей селекцией коллективного концентрата	0,04—0,08	0,08—0,15	0,15—0,20
Три концентрата	Селективная флотация	0,09—0,15	0,15—0,25	0,25—0,40
	Коллективная флотация двух компонентов, последующая флотация третьего компонента и разделение коллективного концентрата . .	0,07—0,12	0,12—0,18	0,18—0,30
	Коллективная флотация трех или четырех компонентов и разделение коллективного концентрата	0,05—0,10	0,10—0,15	0,15—0,25

Примечания: 1. Меньшие значения удельного объема относятся к плотным пульпам.

2. Приведенные в таблице средние данные относятся к случаю, когда расчетный поток приближается к пропускной способности флотомашины (см. табл. 39). При необходимости использования флотомашин на потоках, соответствующих меньшему номеру флотомашин, средние данные должны быть увеличены в 1,2—1,5 раза.

6. Если расчет требующегося объема флотомашин «Механобр» для отдельных операций производится по времени флотации, установленному на лабораторной машине или в промышленных условиях на флотомашинах не типа «Механобр», то необходимо иметь данные о количестве воздуха, поступающего в машину на 1 $м^3$ ее объема. Затем, по времени флотации, установленному испытаниями, и отношению количества воздуха, поступающего на 1 $м^3$ объема флотомашины, на которой производились испытания,

к количеству воздуха, засасываемого машиной «Механобр», определить время флотации в последней по формуле:

$$t = t_0 \sqrt{\frac{q_0}{q}},$$

где t — время флотации в машине «Механобр», *мин*;

t_0 — время флотации в машине, на которой производились испытания, *мин*;

q — количество воздуха, поступающего в камеру машины «Механобр» на $м^3$ ее объема, $м^3/мин$;

q_0 — количество воздуха, поступающего в камеру машины, на которой производились испытания, $м^3/мин$.

Далее расчет объема производится по формуле:

$$V_p = V_m \cdot t.$$

7. В машинах «Механобр» всех размеров (включая лабораторию) обеспечивается расход воздуха в количестве 1 $м^3$ в минуту на 1 $м^3$ объема камеры.

8. Выбор соответствующего типоразмера (номера) флотационной машины для каждой операции надлежит производить из расчета полного потока, т. е. суммы осиовного питания и всех пром-

Таблица 41

Рекомендуемые уклоны пенных желобов

№ пп	Продукт и условия его транспортирования	Длина односкатного желоба, м, не более	Уклон желоба, %, не менее
1	Коллективные сульфидные концентраты после грубого помола руды с большим количеством пирита, направляемые в десорбцию без добавления воды	10	40
2	То же, с добавлением смывной воды при направлении грубого концентрата в перечистку	10	15
3	Окончательные свинцовые, медные, цинковые, пиритные концентраты, направляемые в сгущение, когда допустимо их разжижение смывной водой до 20—25% твердого	20	7

продуктов, поступающих в данную операцию. Минимальное число камер на операцию — две. Общее количество типоразмеров флотационных машин должно быть минимальным. Выбор типоразмера производится по табл. 39.

9. При проектировании пенных желобов флотомашин уклоны желобов рекомендуется принимать по данным табл. 41.

10. Уклоны односкатных желобов, рекомендуемых для флотомашин «Механобр», в зависимости от числа камер, перекрываемых одним желобом, приведены в табл. 42.

Таблица 42

Уклоны односкатных желобов, %

№ флотомашины	Количество камер, перекрываемых желобом							
	1	2	3	4	5	6	7	8
1Г	36,8	21,9	15,7	12,2	11,1	8,6	7,5	6,6
3Г	35,0	19,7	14,9	11,6	9,5	8,0	6,9	
5В	27,2	16,3	11,6	9,1	7,4	6,3		
6ВМ	19,8	11,8	8,5	6,6	5,4			
7ВМ	14,6	8,8	6,3	4,9				

11. Уклоны самотечных трубопроводов, в зависимости от характера транспортируемых продуктов, следует принимать по табл. 43. Данными этой таблицы рекомендуется пользоваться при проектировании фабрик малой и средней производительности для транспортирования продуктов по самотечным трубопроводам в количестве не более 1000 *т/сутки*. Свыше указанной производительности, при отсутствии экспериментальных данных, уклон самотечного трубопровода надлежит определять гидравлическим расчетом.

Таблица 43

Уклоны самотечных трубопроводов

№ пп	Транспортируемые продукты	% твердого по весу	Номинальный уклон труб, %
1	Слив классификаторов и флотационные хвосты при измельчении:		
	до 0,15 *мм*	30—40	7—10
	тоньше 0,15 *мм*	20—30	6—8
2	Концентраты, направляемые в сгущение	20—25	5—7
3	Сгущенные концентраты . .	50—55	7—10
4	Коллективные концентраты, направляемые на десорбцию	40—50	15—25

§ 20. Оборудование для обесшламливания и обезвоживания

А. Аппаратура для обесшламливания, сгущения и фильтрации магнетитовых концентратов

1. Обесшламливание и сгущение (уплотнение) промежуточных продуктов (магнитных фракций) и готовых магнетитовых концентратов производится в гидросепараторах (гидроклассификаторах). Характеристика рекомендуемых гидроклассификаторов приведена в табл. 44. Эффективность отмывки шламов в гидроклассификаторах может быть существенно повышена путем применения сифонной разгрузки осадка и подвода воды в нескольких точках днища через специальные сопла.

Таблица 44

Характеристика гидроклассификаторов

Номинальный диаметр, *мм*	Площадь осаждения, $м^2$	Мощность электродвигателя, *квт*	Скорость вращения грабель, *об/мин*	Вес, *т*	Завод — изготовитель
5000	19,5	2,8	1,4	9,8	Днепропетровский завод ГШО
9000	63,5	14	0,5—1,65	17,9	г. Новосибирский завод „Труд".

Примечание. Установка двухбарабанных сепараторов 190Б-СЭ или сдвоенных сепараторов 167А-СЭ с перечисткой немагнитной фракции — вместо гидроклассификаторов — допускается при особом обосновании.

2. Определение необходимой площади осаждения и назначение удельных нагрузок по твердому (на 1 $м^2$ площади осаждения) производят по практическим данным, а также по данным лабораторных испытаний по определению скоростей осаждения.

3. Сгущение (уплотнение) промежуточных и конечных магнитных продуктов производится в сгустителях стандартных типоразмеров (табл. 45).

4. Фильтрацию магнетитового концентрата, в зависимости от его крупности, надлежит производить в вакуумфильтрах следующих типов:

для зернистых, грубозернистых и неравномерно-зернистых концентратов — на ленточных вакуумфильтрах и барабанных фильтрах с внутренней фильтрующей поверхностью;

для тонкозернистых концентратов — на барабанных вакуумфильтрах, с наружной фильтрующей поверхностью и дисковых фильтрах.

Таблица 45

Типоразмеры стандартных сгустителей

Типоразмер $D \times H$, *мм*	Площадь осаждения, $м^2$	Завод-изготовитель
А. Сгустители одноярусные с центральным приводом		
2 000×1500	3,14	Новосибирский завод «Труд»
4 000×2500	12,50	„
6 000×2500	28,3	„
9 000×3000	63,6	„
12 000×3000	113,1	„
15 000×3000	175,0	„
18 000×3600	240,0	„
Б. Сгустители одноярусные с периферическим приводом		
15 000×3000	176,7	Иркутский завод тяжелого машиностроения им. Куйбышева
18 000×3600	254,5	„
24 000×3600	452,4	„
30 000×3660	707,0	„
50 000×4500	1963,0	„

В зависимости от крупности магнетитового концентрата и типа фильтровальной ткани, удельную производительность вакуумфильтров надлежит принимать по данным табл. 46.

Таблица 46

Выбор типа фильтра и удельной производительности

№ пп	Характеристика фильтруемого концентрата и тип фильтра	Измельчение, при котором получен концентрат			
		А — крупное	*Б* — среднее	*В* — тонкое	*Г* — весьма тонкое
1	Номинальная крупность концентрата, *мм*	от 0,8 до 6,0	от 0,3 до 0,8	от 0,10 до 0,3	от 0,10 и менее
2	Содержание класса — 0,074 *мм* в концентрате, %	от 15,0 до 35	от 35,0 до 60	от 60,0 до 90	от 90 и более
3	Рекомендуемый тип фильтра	ленточный фильтр	барабанный с внутренней фильтрующей поверхностью	дисковый или барабанный с наружной фильтрующей поверхностью	дисковый или барабанный с наружной фильтрующей поверхностью
4	Удельная нагрузка на 1 $м^2$ фильтрующей поверхности, *т/час* по твердому	4,0—10,0	1,0—2,0	0,5—1,5	0,2—0,5
5	Влажность кека, %	7,0—8,0	8,0—10,0	9,0—11,0	10,0—13,0

Б. Аппаратура для обесшламливания и сгущения концентратов (и промпродуктов) руд цветных металлов

1. Сгущение концентратов и промежуточных продуктов производится в сгустителях, а обесшламливание — в гидроциклонах и гидроклассификаторах.

2. Определение необходимой площади осаждения и выбор удельных нагрузок по твердому следует производить на основе промышленных данных, а также данных лабораторных испытаний по определению скорости осаждения. Рекомендуемые удельные нагрузки приведены в табл. 47.

Таблица 47

Удельные нагрузки на 1 *м²/сутки* площади сгущения по практическим данным

№ пп	Наименование концентрата	Нагрузка, *т* твердого на *м²/сутки*
1	Окисленные свинцовые и свинцово-медные концентраты	0,2—0,5
2	Сульфидные свинцовые, свинцово-медные и ртутные концентраты	0,7—1,2
3	Сульфидные медные и медно-пиритные концентраты	0,9—1,5
4	Пиритные концентраты	1,2—2,5
5	Цинковые концентраты	1,0—2,0
6	Сульфидные молибденовые концентраты	0,6—1,2
7	Баритовые флотационные концентраты	1,0—2,0
8	Никелевые концентраты	0,6—1,0
9	Сурьмяный концентрат	0,4—0,8

Примечания: Нагрузки даны для концентратов крупностью 80—95% минус 0,074 *мм*. Для больших крупностей следует принимать большие нагрузки, для *меньших* — *меньшие*.

2. При нагрузках, указанных в таблице, плотность разгрузки сгустителей принимать при проектировании в пределах 50—60%.

3. Типоразмеры стандартных гидроклассификаторов и сгустителей приведены в табл. 44 и 45.

3. Фильтрация концентратов руд цветных металлов производится на дисковых фильтрах и барабанных фильтрах с наружной фильтрующей поверхностью.

Определение требующихся площадей фильтрации производится на основании данных лабораторных или промышленных испытаний, а при отсутствии таковых — по удельным нагрузкам, приведенным в табл. 48.

4. Рекомендуется принимать вакуум в пределах 60—80%; давление воздуха на отдувке кека — от 0,25 до 0,5 *кг/см²*.

Рекомендуемые нормы расхода воздуха приведены в табл. 49.

Таблица 48

Удельные нагрузки на 1 $м^2/час$ площади фильтрации (по практическим данным)

№ пп	Наименование концентратов	Нагрузка*, $т$ на $м^2/час$
1	Тонкие окисленные и окисленно-сульфидные	0,02—0,1
2	Сульфидные, свинцовые и ртутные	0,08—0,15
3	Цинковый	0,1 —0,2
4	Медный	0,1 —0,15
5	Пиритный	0,2 —0,4
6	Молибденовый	0,04—0,1
7	Никелевый	0,05—0,2
8	Сурьмяный	0,05—0,1
9	Баритовый	0,4 —0,8

* При плотности питания не ниже 50% твердого.

Таблица 49

Расход воздуха на фильтрацию

№ пп	Фильтры	Нормы расхода воздуха, $м^3/м^2 \cdot мин$	
		для вакуум-насосов*	для воздухо-дувок
1	Барабанные	0,5—1,5	0,1—0,4
2	Дисковые	0,5—0,8	0,05—0,25

* Расход воздуха дан при нулевом вакууме.

§ 21. Внутрифабричный конвейерный транспорт

1. Проектирование схем межцехового и внутрицехового конвейерного транспорта производится одновременно с разработкой схемы сооружений фабрики (§ 27) и с компоновкой технологического оборудования в ее корпусах.

2. Расчет и выбор ленточных конвейеров, входящих в схему межцехового и внутрицехового транспорта фабрики, выполняется в соответствии с указаниями, формулами, таблицами и примерами нормалей института Механобр: «Типовой расчет ленточных конвейеров (с тканевой и резинотросовой лентами)» — шифр 1-293.

3. При проектировании и составлении рабочих чертежей ленточных конвейеров следует пользоваться:

А. Для выбора механического оборудования:

а) для ленточных конвейеров с шириной ленты 400—1400 *мм* типа Б-820 и ОПБ-12 — Нормали ЦПКБ треста Союзпроммеханизация (альбом 1-64, часть VI, шифр института Механобр 1-255Б);

б) для ленточных конвейеров с шириной ленты 1600—2000 *мм* типа ОПБ-12 — Нормали Сызранского завода тяжелого машиностроения (альбом 062-1, шифр института Механобр 1-265а);

в) для ленточных конвейеров с шириной ленты 1600—2000 *мм* из искусственного волокна — Нормали Сызранского завода тяжелого машиностроения (альбом 062-II, шифр института Механобр 1-266а).

Б. Для выбора опорных металлоконструкций конвейеров:

а) сборник нормалей металлоконструкций ленточных конвейеров унифицированного ряда (шифр 1-267);

б) сборник нормалей для безэтажных перегрузок (шифр 1-285).

4. Заказы на механическое оборудование ленточных конвейеров и составление спецификаций по этим заказам производятся по инструкциям института Механобр:

а) на составление спецификаций узлов оборудования ленточных конвейеров сверхтяжелого типа (с резинотросовой лентой), шифр 40-139 (временная инструкция);

б) на составление спецификаций узлов оборудования ленточных конвейеров с лентой из бельтинга марок Б-820 и ОПБ-12, шифр 40-150.

§ 22. Песковые насосы

1. Для перекачки пульповых продуктов следует применять центробежные песковые насосы с боковым или центральным питанием (в зависимости от компоновочных условий); для перекачки дренажных продуктов — преимущественно вертикальные песковые насосы; для перекачки продуктов разгрузки сгустителей при производительности не свыше 20 $м^3/час$ — диафрагмовые насосы.

2. Для перекачки пенных продуктов на небольшую высоту рекомендуется применять вертикальные центробежные насосы типа 4Гр-9ЛВ и 6Гр-13ЛВ, которые можно устанавливать непосредственно у флотомашин.

3. Номенклатура и основные параметры песковых насосов приведены в Нормали Механобра под шифром 1-305.

4. Центробежные песковые насосы, как правило, надлежит применять с непосредственным приводом от электродвигателя. В исключительных случаях, например, при необходимости изменения чи-

ста оборотов пескового насоса по сравнению со стандартными оборотами электродвигателей или при установке насосов в приямках, не гарантируемых от затопления, — допускается применение клиноременной передачи.

5. Для перекачки продуктов непрерывного круглосуточного технологического процесса надлежит устанавливать центробежные насосы из расчета: один рабочий и один резервный (в исключительных случаях — два рабочих и один резервный).

При перекачке продуктов периодического процесса (например, дренажных продуктов) резерв насосов не обязателен.

6. Рекомендуемый техиологический расчет насосов приведен в Приложении № 4.

§ 23. Нормы запаса сменных частей

1. Нормативы осиовных запасных частей дробилок и мельниц применительно к работе этого оборудования на рудах средней твердости приведены в табл. 50—53.

При исчислении нормативов для твердых руд — железистых кварцитов, роговиков и др. — нормы запасных комплектов деталей дробилок и мельниц, указанные в табл. 50—53, следует увеличивать в 1,5—2 раза.

2. Нормы запаса основных частей щековых дробилок приниимаются по табл. 50.

Таблица 50

Нормы запаса основных частей щековых дробилок

№ пп	Запасные части	Количество
1	Вкладыши коренных подшипников	1 комплект
2	Вкладыши эксцентрикового подшипника	1 *шт.*
3	Ось подвижной щеки	1 *шт.*
4	Вкладыш оси подвижиой щеки	1 комплект
5	Распорная плита — задняя предохранительная	4 *шт.*
6	Вкладыш распорных плит	2 комплекта
7	Футеровка подвижной и неподвижной щек	3 комплекта
8	Пружина	1 комплект
9	Футеровочные плиты боковых стенок	1 комплект

3. Нормы запаса основных частей конусиых дробилок крупного дроблення принимаются по табл. 51.

4. Нормы запаса основиых частей конусных дробилок среднего и мелкого дробления принимаются по табл. 52.

Таблица 51

Нормы запаса основных частей конусных дробилок крупного дробления

№ пп	Запасные части	Количество деталей
1	Дробящий конус	1 *шт.*
2	Ведущая коническая шестерня . .	„
3	Эксцентрик	„
4	Приводной вал	„
5	*Футеровка конуса и чаши*	2 *комплекта*

Таблица 52

Нормы запаса основных частей конусных дробилок среднего и мелкого дробления

№ пп	Запасные части	Количество деталей *		
		1—2 дробилки	3—6 дробилок	7 и более дробилок
1	Пружины	0,1 комплекта	0,3 комплекта	0,4 комплекта
2	Бронзовые втулки:			
	коническая	1 комплект	2 комплекта	3 комплекта
	цилиндрическая . . .	1 комплект	2 комплекта	3 комплекта
3	Конические шестерни:			
	большая	1 комплект	1 комплект	2 комплекта
	малая	2 комплекта	3 комплекта	4 комплекта
4	Футеровка конуса и чаши	1 комплект	2 комплекта	4 комплекта
5	Дробящий конус в сборе	—	1 *шт*	2 *шт*
6	Регулировочное кольцо с чашей в сборе . .	—	1 *шт.*	2 *шт.*
7	Эксцентрик в сборе . .	—	1 *шт.*	1 *шт.*
8	Приводной вал в сборе	1 *шт.*	1 *шт.*	1 *шт.*
9	Дробилка в сборе . .	—	—	1 *шт.*

* Для дробилок каждого типа.

5. Нормы запаса основных частей мельниц принимаются по табл. 53.

Таблица 53

Нормы запаса

№ пп	Запасные части	Количество деталей		
		1—2 мельницы	3—6 мельниц	7—12 мельниц
1	Приводной вал с шестерней и подшипниками	1	3	5
2	Большая венцовая шестерня	—	1	2
3	Футеровка	1 комплект на мельницу		
4	Шары или стержни	3 комплекта на мельницу		
5	Улитковый питатель	1 *шт.*	2	5
6	Барабан в сборе для однотипных мельниц при стендовом ремонте	—	—	1 *шт.*

Примечание. Запас футеровки, шаров и стержней, приведенный в табл. 53, обязателен к моменту пуска обогатительной фабрики. Эксплуатационные запасы футеровки, стержней и шаров устанавливаются в процессе работы фабрики в зависимости от фактического износа футеровки дробящих тел.

РАЗДЕЛ IV. КОНСТРУКТИВНО-КОМПОНОВОЧНЫЕ РЕШЕНИЯ

§ 24. Общие положения

1. Наряду с правильно выбранной и обоснованной испытаниями технологической схемой и высококачественным, безотказно действующим оборудованием — конструктивно-компоновочные решения являются важнейшим условием надежной и экономичной эксплуатации фабрики.

2. Основной задачей при разработке конструктивно-компоновочных решений является создание наиболее экономичных условий эксплуатации фабрики с максимальной степенью механизации и автоматизации производственных процессов, обеспечение наиболее здоровых и безопасных условий труда.

3. При выборе и компоновке оборудования, с целью получения наиболее экономичного решения, следует принимать минимальным число отдельных машин (дробилок, мельниц, сепараторов, фильтров и др.), а также потоков и секций, а производительность их — возможно большей, обеспечивая сокращение:

а) общего веса машин и расхода электроэнергии,

б) производственных площадей и объемов корпусов,

в) протяженности внутрицеховых коммуникаций,

г) количества приборов и средств автоматического контроля и регулирования,

д) численности обслуживающего персонала.

§ 25. Требования норм общестроительного проектирования

1. При разработке проектов обогатительных фабрик обязательно выполнение требований всех действующих норм, инструкций и указаний общестронтельного проектирования промышленных предприятий.

2. При разработке технологических конструктивно-компоновочных решений должны учитываться требования максимальной унификации строительных параметров и широкого применения индустриальных типов строительных конструкций в соответствии с требованиями и указаниями СН 223-62, СН 125-60 и СН 134-60.

3. Пролеты одноэтажных производственных корпусов следует принимать равными 12, 18, 24, 36 *м* и более, т. е. кратными 6 *м*. Пролет 15 *м* допускается лишь при специальном обосновании (Примечание к § 2.05 СН 134-60)*.

Шаг колонн принимать 6 и 12 *м*.

Сетку колонн многоэтажных зданий следует принимать 6×6 и 12×6 *м* (согласно СН 125-60 и СН 134-60).

Высота этажей должна быть кратной 1,2 *м* и максимально унифицирована.

4. В целях создания благоприятных условий для проведения реконструкции, вызываемой усовершенствованием технологии, модернизацией оборудования, увеличением производительности фабрики и другими причинами, при назначении пролетов прозводственных отделений, следует отдавать предпочтение большему пролету (до 36 *м* включительно), вместо нескольких малых.

5. Корпуса (здания) должны иметь, как правило, наиболее простую прямоугольную форму в плане и состоять из одного или не-

Таблица 54

Размеры проходов

№ пп	Назначение проходов	Размер, *м*
1	Магистральные проходы	1,5
2	Рабочие проходы между машинами	1,2
3	Рабочие проходы между стеной и машинами	1,0
4	Местные сужения при соблюдении нормальных рабочих проходов между машинами и между стеной и машиной	0,9
5	Подходы к машинам и механизмам для обслуживания и ремонта	0,8
6	Проходы к бакам, чанам и резервуарам круглой формы для обслуживания и ремонта	0,6

* В разрабатываемых в настоящее время новых «Указаниях по строительному проектированию зданий и сооружений горнорудной промышленности» (взамен СН 125-60 и СН 134-60) институт Механобр рекомендует сохранить Примечание к § 2.05 СН 134-60, распространить его на обогатительные фабрики для железных руд, и в соответствии с Примечанием 2 к § 3.4 СН 223-62 разрешить в отдельных случаях применять пролеты 6 и 9 *м*.

скольких параллельных пролетов, с минимальным числом типоразмеров (один — два типоразмера) по длине и высоте.

6. По условиям удобства и безопасности обслуживания оборудования размеры проходов следует принимать по табл. 54.

§ 26. Блокировка технологических отделений

1. Ведущим направлением при разработке конструктивно-компоновочных решений фабрики должна являться блокировка, т. е. совмещение в одном корпусе (здании) наибольшего числа технологических и вспомогательных операций.

2. Как правило, в одном корпусе (здании) должны совмещаться следующие дробильные отделения:

при четырехстадиальной схеме дробления:

а) отделения первой и второй стадии дробления с приемными устройствами;

б) отделения третьей и четвертой стадий дробления с распределительными бункерами;

при трехстадиальной схеме дробления:

в) отделения первой и второй стадий дробления с приемными устройствами (при щековых дробилках в первой стадии);

г) или отделения второй и третьей стадий дробления с распределительными бункерами (при конусных дробилках в первой стадии).

3. В корпусах обогащения размещаются: бункеры мелкодробленой руды, отделения измельчения, магнитной сепарации или флотации, сгущения и фильтрации. В отдельных случаях (при благоприятном рельефе или минимальных запасах концентрата) в корпусах обогащения следует размещать и склады концентратов.

Примечание. При наличии условий, указанных в п. 12 § 10 настоящих «Норм», сухую магнитную сепарацию целесообразно размещать непосредственно перед измельчением в корпусе обогащения.

4. В одном корпусе размещаются отделения фильтрации, сушки и склад концентратов.

5. При проектировании вспомогательных зданий следует широко применять блокировку. Целесообразно иметь единый административно-бытовой корпус, включающий: контору фабрики, центральные бытовые помещения с полным комплексом вспомогательных устройств, а также медпункт, столовую и помещения для общественных организаций.

§ 27. Выбор площадки и генеральный план

1. Выбор района строительства фабрики производится на стадии ТЭО (Технико-Экономическое Обоснование).

2. Выбор конкретной площадки строительства фабрики производится при составлении проектного задания.

3. Фабрики различных типов (см. § 3), как правило, следует размещать:

А. Дробильно-сортировочные (ДСФ) — непосредственно на месторождении (при карьере или шахте).

Б. Дробильно-обогатительные (ДОФ) — также непосредственно на месторождении (при карьере или шахте).

В. Фабрики мокрой магнитной сепарации:

а) При обработке тонковкрапленных руд, с получением концентратов крупностью 0,1—0 *мм* — размещать на месторождении. Коицентраты поступают на фабрику окомкования, расположенную на одной площадке с обогатительной фабрикой; готовая продукция отправляется на металлургический завод в виде обожженных окатышей.

Решающими факторами при выборе конкретной площадки являются источники водоснабжения и наличие удобных территорий для гидротранспорта и складирования хвостов.

б) При обработке зернистых руд (при наличии сухой магнитной сепарации или без иее) и получении концентратов крупностью 10(1)—0 *мм*, подвергаемых окускованию методом агломерации, — обогатительную фабрику размещать также на месторождении (см. предыдущий пункт «*а*»).

Вопрос о размещении фабрики окускования решается в зависимости от дальности перевозки (расстояние до металлургического завода-потребителя), климатических условий, степени офлюсованности агломерата и др. Предпочтение должно быть отдано варианту, исключающему необходимость сушки концентрата мокрой магнитной сепарации.

в) При обработке промежуточных продуктов сухой магнитной сепарации, поступающих на фабрику из нескольких пунктов (ЦОФ), как правило, размещать фабрики при металлургическом заводе, с подачей влажных коицентратов непосредственно на фабрику окускования.

г) Фабрики с комбинированной магнитно-флотационной схемой (для комплексных магнетитовых руд), так же как и флотационные фабрики для руд цветных металлов — размещать на месторождении. Основные факторы, определяющие выбор площадки фабрики, — источники водоснабжения, наличие территории, благоприятной для гидротранспорта и складирования хвостов.

4. Схема производственных сооружений фабрики должна быть наиболее простой и компактной и обеспечивать: поточность руды и продуктов обогащения, наиболее экономичное использование рельефа и особенностей площадки (геологические условия, уровень грунтовых вод и др.).

5. В целях сокращения разрывов между производственными корпусами углы наклона ленточных конвейеров следует принимать максимальными. Применение конвейеров с параболическими участками и устройство самостоятельных перегрузочных узлов не допускается без специального обоснования.

§ 28. Емкость бункеров и складов

1. Полезная емкость бункеров и складов руды зависит от различия режимов работы рудника, транспорта и отдельных корпусов фабрики. Нормированные режимы работы корпусов фабрики приведены в § 4 (см. табл. 1).

А. Бункеры

2. Приемные бункеры (приемные устройства) руды перед отделением крупного дробления при условии работы его синхронно с рудником — проектируются на минимальную емкость, определяемую видом транспорта руды на фабрику.

3. Приемные бункеры для руды одного сорта (крупностью не более 400 *мм*) перед крупным дроблением на фабриках малой производительности, режим работы которых принимается согласно табл. 1, п. 3, следует проектировать:

а) для фабрик производительностью до 250 *т* в *сутки* — емкостью на 8—16 часовую производительность, но не более 150 *тонн*;

б) для фабрик производительностью до 1000 *т* в *сутки* — емкостью на 4—8-часовую производительность, но не более 300 *тонн*.

4. Встроенные бункеры в корпусах среднего и мелкого дробления, работающие по режиму работы корпуса крупного дробления (табл. 1, п. 4), являются распределительными и проектируются на минимальную емкость, определяемую конструктивными параметрами — шагом дробилок, условиями распределения руды при остановке средней (в ряду) дробилки, наклоном стенок бункера и др.

5. Отдельно стоящие бункеры (или склады) перед корпусами среднего и мелкого дробления, работающие по режиму корпуса крупного дробления (табл. 1, п. 4), проектируются на емкость не более 8-часовой производительности. Коэффициент загрузки дробилок в этом случае принимается равным 1.

6. Бункеры и склады руды перед корпусами среднего и мелкого дробления, работающие не синхронно с корпусом крупного дробления (340 дней в году, см. табл. 1, п. 5), проектируются на емкость не более суточной производительности.

7. Бункеры в корпусах обогащения (мокрой магнитной сепарации или флотации) проектируются емкостью на 36-часовую производительность.

При наличии перед корпусом среднего и мелкого дробления бункеров или склада емкость бункеров в корпусе обогащения может быть соответственно уменьшена так, чтобы общий запас руды на фабрике не превышал 36-часового.

8. Распределительные бункеры в корпусах мелкого дробления, грохочения (так называемые «ситовые» бункеры при замкнутых циклах дробления), сухой магнитной сепарации и сушки концентратов проектируются на минимальную емкость, определяемую конструктивными соображениями.

Б. Склады руды

9. Приведенные указания о емкостн бункеров и складов касаются минимальных запасов руды на фабрике, необходимость которых вызывается, главным образом, различием режимов работы рудника — 305 дней и фабрнки — 340 дней.

Создание на фабрике только мииимальных рудных запасов требует и иаименьших капитальных затрат на сооружение фабрики в целом. Дальнейшее снижение запасов руды на фабрике, а следовательно, и снижение капитальных затрат возможно при уравнивании режимов работы рудника и фабрики, т. е. при работе рудника, так же как и фабрики, 340 дней в году.

Однако указаиные выше минимальиые запасы руды на фабрике (в среднем на 1,5 суток) ие позволяют решить ряд важиых вопросов оптимального ведения технологического процесса, как-то: усреднения руды, создания наилучших условий для проведения ремоитных работ дробильиого и измельчительного оборудоваиия, правильной организации питаиня дробилок среднего и мелкого дробления и др.

Для решения этих задач иеобходимо устройство на фабрике складов дроблеиой руды, запасом, примерио, иа 3—4 суток.

Отсутствие опыта эксплуатации крупных фабрик при аналогичных условиях и, следовательно, отсутствие количественных показателей (увеличение производительности оборудования, повышение технологических показателей, КИПов и др.), а также необходимость значительного увелнчения капитальных затрат на сооружение подобных складов требует при их включении в проекты специального технико-экономического обоснования.

Следует также иметь в виду, что из-за систематического отставания горных работ большинство фабрик получает руду, как правило, «с колес», что пока вообще исключает возможность проектирования складов большой емкости.

На обогатительных фабриках, расположенных в районах Крайнего Севера, допустимо сооружение складов руды прн условии специального обоснования.

В. Склады концентратов

10. Продукцией магнитообогатительных фабрик, требующей отгрузки железнодорожным транспортом, могут являться:

а) металлургические кусковые руды, домеинные и мартеновские, а также промежуточные продукты сухой магнитиой сепарации, крупностью в пределах 50—10 *мм*;

б) аглоруда (рудная мелечь), крупностью 10(8)—0 *мм*;

в) концеитраты мокрой магнитной сепарации, крупиостью от 3—0 до 0,1—0 *мм*, с влажностью 8—12% (не сушеиые) и 2—4% (сушеные);

г) сухие отвальные хвосты (строительный щебень и песок) различных фракций от 50—0 до 8—0 *мм*.

Необходимая емкость складов для готовой продукции фабрики, отправляемой железнодорожным транспортом, обосновывается, главным образом, длительностью перерывов в подаче вагонов под погрузку.

11. В целях сокращения капитальных затрат и сроков строительства обогатительных фабрик максимальную емкость складов для продукции магнитообогатительных фабрик, отправляемой железнодорожным транспортом, принимать от 3 до 5 суток.

Склады с большей емкостью (5 суток) принимать: для фабрик с меньшей производительностью (3—5 *млн. т в год*), для районов с более суровыми климатическими условиями, с малоразвитой железнодорожной сетью и районов, связанных с большими сельскохозяйственными перевозками.

Склады с меньшей емкостью (3 суток) принимать, соответственно: для фабрики с большой производительностью (10—15—20 *млн. т в год*), для южных районов и районов с густой сетью железных дорог.

Для фабрик, расположенных в районах, характеризующихся особо интенсивными перевозками в периоды уборки урожая, в проектах должны предусматриваться мероприятия по увеличению емкости складов без капитальных сооружений, т. е. резервирование площадей вблизи складов и перегрузки (перелопачивание) продукции бульдозерами, экскаваторами и другими средствами.

12. При отправке продукции водным путем оптимальные емкости складов определяются в зависимости от продолжительности навигаций.

13. Приведенные выше указания об емкости складов для продукции, отправляемой железнодорожным транспортом, относятся, главным образом к металлургическим кусковым рудам, аглоруде, промпродуктам сухой магнитной сепарации и сухим отвальным хвостам.

Те же нормы емкости должны применяться и для складов концентратов мокрой магнитной сепарации.

Однако сами проектные решения, предусматривающие отправку концентратов мокрой магнитной сепарации железнодорожным транспортом, следует рассматривать как вынужденные и принципиально неправильные; необходимость таких решений должна специально обосновываться в каждом отдельном случае.

14. Продукцией флотационных фабрик руд цветных металлов, требующей отгрузки железнодорожным транспортом, являются флотационные концентраты крупностью от 0,3—0 до 0,074—0 *мм* с влажностью 7—30% (не сушеные) и 4—10% (сушеные).

Максимальную емкость складов для продукции флотационных фабрик руд цветных металлов, отправляемой железнодорожным транспортом, принимать: 5 суток — для фабрик большой произво-

дительности, 10 суток — для фабрик средней производительности и 15 суток — для фабрик малой пронзводнтельиости.

Для районов с особо суровыми климатическими условиямн емкость складов может быть увеличена при соответствующем обосиовании.

§ 29. Подъемно-транспортные средства

1. Все устаиовленное на фабрике оборудование, имеющее вес сменных частей (деталей) более 50 *кг*, должно быть обеспечено подъемно-транспортными средствами для полной механизации ремонтных работ и проведения их в иаиболее короткие сроки.

2. Грузоподъемность подъемно-транспортных средств назначать в зависимости от применения одного из двух основных методов производства ремонтных работ:

а) сменно-узлового;

б) сменно-машииного.

Выбор метода зависит от:

общего веса машин (в соответствии с которым назначается грузоподъемность крана); веса сменного узла по сравнению с общим весом машины; продолжительности межремонтных сроков и трудоемкости ремонтиых работ; колнчества установленных машин; степени сложности загрузочных и разгрузочных устройств и коммуникаций машин; конструктивных особенностей машины (тип креплеиия, приводов и др.).

В целом, принимаемый в проекте метод производства ремонтных работ должен обеспечивать их максимальную механизацию, качественное проведение в наиболее короткие сроки при минимальных капитальных затратах иа строительство фабрики.

3. Грузоподъемность ремоитных кранов для корпусов крупного, среднего и мелкого дробления принимать согласно табл. 55.

4. Для щековых дробилок (ЩКД) всех размеров проектировать сменно-узловой метод ремонта.

Грузоподъемность крана назначать соответственно весу подвижной щеки.

Моитаж дробилки производить с помощью такелажиых средств с использованием ремонтного крана.

5. Для конусных дробилок крупного дробления (ККД) всех размеров проектировать сменно-узловой метод ремонта.

При устаиовке на фабрике одной (головной) дробилки грузоподъемность краиа назиачать в соответствии с общим весом конуса и траверзы.

В отдельных случаях для зиачительиого сокращения капнтальных затрат, иапример, при исключеиии шатра над корпусом крупного дробления и применения стрелового крана, а также при установке двух (головиых) дробилок, грузоподъемиость краиа иа-

Таблица 55

Грузоподъемность ремонтных кранов в корпусах крупного, среднего и мелкого дробления

№ пп	Типоразмеры дробилок	Общий вес без электрооборудования, т	Сменный узел		Грузоподъемность крана, т		Примечание
			наименование	вес, т	при сменно-узловом методе	при сменно-машинном методе	
1	2	3	4	5	6	7	8
	Щековые дробилки						
1	ЩКД 400×600	7,60	подвижная щека в сборе	3,5	5	—	
2	ЩКД 600×900	27,9	„	7,7	10	—	
3	ЩКД 900×1200	67,9	„	11,5	15/3	—	
4	ЩКД 1200×1500	141,8	„	24,6	30/5	—	
5	ЩКД 1500×2100	251,8	„	45,4	50/10	—	
	Конусные дробилки крупного дробления (для первичного дробления)						
6	ККД-500	38,3	дробящий конус	7,7	10	—	
			траверза с конусом	16,0	20/5	—	
7	ККД-900	142,0	дробящий конус	25,6	30/5	—	
			траверза с конусом	51,4	75/20	—	
8	ККД-1200	235,0	дробящий конус	40,3	50/10	—	
			траверза с конусом	78,0	100/20	—	
9	ККД-1500/180Б	393,3	дробящий конус	80,6	100/20	—	
			траверза с конусом	148,0	150/30	—	Без колпака—6300 кг
10	ККД-1500/300А	611,7	дробящий конус	133,1	150/30	—	
			траверза с конусом	229,8	250/30	—	

Продолжение таблицы 55

№ п/п	Типоразмеры дробилок	Общий вес без электрооборудования, т	Сменный узел		Грузоподъемность крана, т		Примечание
			наименование	вес, т	при сменно-узловом методе	при сменно-машинном методе	
1	2	3	4	5	6	7	8
	Конусные дробилки редукционные (для вторичного крупного дробления)						
11	КРД-700	133,6	дробящий конус с траверзой, с гидравлическим цилиндром и с верхней частью дробилки	90,0	100/20	—	
12	КРД-900	261,5		156,3	200/30		
	Конусные дробилки среднего и мелкого дробления						
13	КСД 1200 КМД 1200	26,5	станина в сборе* дробящий конус	13,5 3,8	15 5		
14	КСД 1750 КМД 1750	48,0	станина в сборе дробящий конус	19,6 8,2	20/5 10		
15	КСД 2200	79,9	станина в сборе дробящий конус	41,6 14,4	50/10 20/5	100/20	
16	КМД 2200—400	82,2		41,1 17,1	50,10 20/5	100/20	
17	КМД 2200—600	92,0	станина в сборе дробящий конус	47,1 16,4	50/10 20/5	100/20	

* Станина в сборе — собственно станина, пружины и опорное кольцо.

Примечание. Данные 3 и 5 граф таблицы должны уточняться в соответствии с действующим рабочим чертежом завода-изготовителя.

значать из условий поэлементного монтажа (снятие и установка) конуса и траверзы.

6. Для конусных редукционных дробилок (КРД) грузоподъемность крана назначать в соответствии с весом укрупненного сменного узла (дробящий конус с траверзой, с гидравлическим цилиндром и с верхней частью корпуса).

7. Для конусных дробилок среднего и мелкого дробления проектировать:

А. При общем числе установленных дробилок до 12 *шт.* — сменно-узловой ремонт; грузоподъемность крана назначать:

а) при одноярусном расположении дробилок — в соответствии с весом дробящего конуса.

Монтаж дробилок производить с помощью такелажных средств и с использованием ремонтных кранов;

б) при каскадном расположении дробилок — в соответствии с весом станины в сборе (собственно станина, пружины и опорное кольцо), как наиболее тяжелой поставляемой заводом частью дробилки.

Б. При общем числе установленных дробилок более 12 *шт.* — сменно-машинный метод; грузоподъемность крана назначать по весу дробилки в «сборе» (без электрооборудования).

8. Грузоподъемность ремонтных кранов в отделении измельчения принимать в зависимости от способа ремонтных работ по табл. 56.

9. I-й способ ремонта (табл. 56) предусматривает проведение работ по смене футеровки на месте, без снятия мельницы.

Грузоподъемность крана выбирать по весу узла, включающему барабан, две торцовые крышки, венцовую шестерню.

Этот способ следует применять при однотипных мельницах — в количестве до 4 *шт.*, а при двух или трех типах — до 6 *шт.* (например, при установке двух стержневых мельниц, двух шаровых с решеткой и двух шаровых сливного типа), а также при отсутствии определенных указаний о предстоящем значительном расширении фабрики.

10. II-й способ ремонта (табл. 56) предусматривает проведение работ по смене футеровки на специальных стендах, с переносом мельницы на ремонтную площадку в сборе с футеровкой, но с предварительной разгрузкой шаров и пульпы на месте.

Этот способ следует применять при общем числе 5—10 *шт.* однотипных мельниц и общим числе 7—16 *шт.* при двух или трех типах.

11. III-й способ (табл. 56) предусматривает проведение всех ремонтных работ на ремонтной площадке с переносом мельницы в сборе с футеровкой, дробящими телами и пульпой.

Рекомендуется применять при большом числе мельниц: свыше 10 *шт.* однотипных мельниц или свыше 16 *шт.* — при двух или трех типах мельниц.

Грузоподъемность ремонтных кранов в пролетах измельчения

№ пп	Тип и размер мельниц	Вес сменных узлов и грузоподъемность кранов в тоннах					
		I способ ремонта		II способ ремонта		III способ ремонта	
		узел	кран	узел	кран	узел	кран
1	2	3	4	5	6	7	8
	Мельницы стержневые						
1	900×1800	3,1	5	4,6	5	7,4	10
2	1200×2400	7,7	10	13,0	15/3	19,7	20/5
3	1500×3100	13,4	15/3	20,0	20/5	34,0	50/10
4	2700×3600	59,0	75/20	84,5	100/20	136,0	150/30
5	3200×4500	64,5	75/20	120,0	125/20	192,0	200/30
6	3600×5500	79,0	100/20	145,0	150/30	300,0	320/30
	Мельницы шаровые с центральной разгрузкой						
7	900×1800	3,1	5	4,6	5	6,7	10
8	1500×3100	13,4	15/3	20,0	30/5	30,0	30/5
9	2700×3600	52,0	75/20	174,0	100/20	118,5	125/20
10	3200×4500	61,0	75/20	116,0	125/20	189,0	200/30
11	3600×5500	73,0	75/20	42,5	150/30	260,5	300/30
	Шаровые мельницы с решеткой						
12	900×900	3,8	5	5,7	10	6,6	10
13	1200×1200	6,7	10	10,3	10	11,5	15/3
14	1500×1600	9,5	10	14,0	15/3	18,0	20/5
15	2100×1500	19,0	20/5	28,0	30/5	42,0	50/10
16	2100×2200	27,0	30/5	38,0	50/10	64,0	75/20
17	2700×2100	47,0	50/10	67,1	75/20	93,8	100/20
18	3200×3100	68,0	75/20	97,5	100/20	150,2	150/30
19	3600×4000	73,7	75/20	140,0	150/30	230,0	250/30
20	3600×5000	85,6	100/20	145,0	150/30	272,0	300/30

Примечание. Данные таблицы в графах 3, 5 и 7 должны уточняться по последним (*действующим*) *рабочим чертежам завода-изготовителя.*

Таблица 57

Указания о выборе грузоподъемности подъемно-транспортных средств

№ пп	Наименование отделения или узла	Выбор грузоподъемности
1	Перегрузочные узлы конвейеров; приводные и концевые станции конвейеров	По весу одного из следующих наиболее тяжелых узлов: а) приводного (или концевого барабана). б) редуктора «в сборе» При весе редуктора «в сборе» более 5 *т* — принимать вес наиболее тяжелой части редуктора (нижняя часть корпуса), *в) электродвигателя.*
2	Отделение (корпус) приводных станций магистральных конвейеров	Аналогично п. 1. Ввиду большого веса редуктора «в сборе», ремонт его выполнять сменно-узловым методом.
3	Надбункерное отделение с автоматическими сбрасывающими тележками	Вдоль всего пути движения тележки (длины трека) предусматривать только монорельсовый путь или подвесной кран минимальной грузоподъемности из условий аварийного ремонта (до 3,0 *т* для тележки В-2000). В головной или концевой части конвейера предусматривать ремонтный участок, оборудованный краном грузоподъемностью, согласно п. 1.
4	Подбункерные помещения, оборудованные затворами и питателями	Из условий сменно-узлового метода ремонта и монтажа.
5	Отделение песковых насосов и землесосов	Для всех песковых насосов (горизонтальных и вертикальных) и грунтовых насосов по 8Гр включительно — по весу агрегата: насос, электродвигатель, рама (главным образом из условий монтажа). Для грунтовых насосов 12Гр и более — по наибольшему весу насоса или двигателя.
6	Отделение магнитной сепарации (сухой и мокрой)	По весу сепаратора «в сборе» (главным образом по условиям монтажа и демонтажа).
7	Отделение флотации	По весу блок-импеллера в сборе.
8	Отделение фильтрации	По весу вала в сборе — для дискового фильтра и барабана в сборе — для барабанного фильтра.

12. IV-й способ, комбинированный, рекомендуется принимать при установке стержневых и шаровых мельниц и при значительной разнице в их объемах (при соотношении 1 : 1,5 и более, см. § 15); грузоподъемность крана принимать в этом случае из условий ремонта стержневых мельниц по III-му способу (переиос мельницы со стержнями), а ремонт шаровых мельниц — организовать по II-му способу (перенос мельницы без шаров).

13. Грузоподъемность ремонтных и подъемно-транспортных средств (мостовых и подвесных кранов, тельферов, электроталей и др.) в различных производственных отделениях и узлах фабрики принимать согласно указаниям табл. 57.

§ 30. Ремонтные площадки

1. При основных производственных корпусах должны быть организованы ремонтные площадки, главным образом, для выполнения работ по замене футеровок в дробилках и мельницах и для ремонта другого оборудования.

2. Ремонтные площадки должны располагаться непосредственно при производственных помещениях.

Устройство ремонтных площадок (пуиктов) в специальных самостоятельных зданиях не допускается без специального обоснования.

3. Размеры ремонтных площадок в корпусах дробления определяются в соответствии с методами ремонта дробилок, рекомендуемыми § 29.

Таблица 58

Максимальные размеры ремонтных площадок в пролетах измельчения

Размер пролета, *м*	Длина монтажной площадки, *м*, при количестве мельниц одного типоразмера			
	до 3	4—8	9—16	17—30
12	6	—	—	—
15	12	36	—	—
18	12	36	—	—
24	—	30	42	48
30	—	—	36	42
36	—	—	30	36

Примечание. При установке в пролете измельчения мельниц двух типоразмеров максимальные площади ремонтной площадки, указанные в таблице, увеличиваются на 25%, а при установке мельниц трех типоразмеров — на 50%.

4. Размеры ремонтных площадок в отделениях измельчения не должны превышать предельные размеры, приведенные в табл. 58.

Примечание. Приведенные в табл. 58 предельные размеры ремонтных площадок даны применительно к существующим в настоящее время методам и организации ремонтной службы.

5. При общем числе мельниц более 30 и длине отделения измельчения более 360 *м* размеры ремонтных площадок и их число обосновывается особо.

Примечание. Во вновь проектируемых отделениях измельчения с общим числом мельниц более 30, рекомендуется рассматривать варианты перехода на более крупные мельницы.

6. На ремонтных площадках, как правило, размещаются:

а) стенды для перефутеровки мельницы;

б) запасные узлы и детали; для хранения крупногабаритных запасных узлов и деталей целесообразна также организация открытых площадок, непосредственно примыкающих к закрытым ремонтным площадкам;

в) расходные склады стержней и шаров; при применении в пролете измельчения напольного транспорта измельчающих тел для них целесообразно устройство складов вне ремонтных площадок.

§ 31. Корпуса дробления

1. Рекомендуются следующие основные типы корпусов дробления, применяемые в практике проектирования обогатительных фабрик для магнетитовых руд и руд цветных металлов (табл. 59).

I. Корпуса крупного и среднего дробления.

А. Со щековыми дробилками:

1) для одной стадии;

2) для двух стадий.

Б. С конусными дробилками:

1) для одной стадии;

2) для двух стадий.

II. Корпуса среднего и мелкого дробления:

1) для одной стадии;

2) для двух стадий:

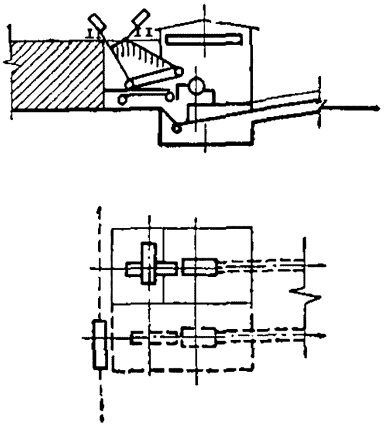
а) одноярусное расположение дробилок, бункеры встроенные;

б) каскадное (двухъярусное) расположение дробилок, бункеры или склад) — отдельностоящие;

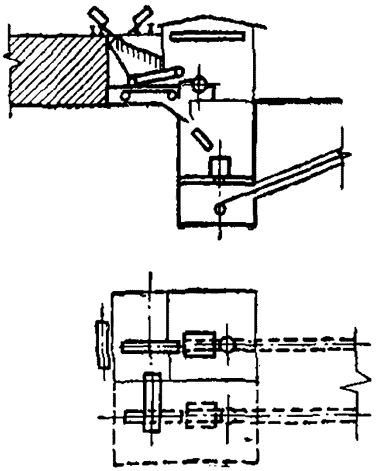
в) каскадное расположение дробилок, бункеры встроенные.

Таблица 59

Принципиальные конструктивные схемы компоновки корпусов дробления

Схема	Основная характеристика и условия применения
 Рис. 23 Корпус крупного дробления для одной стадии дробления в щековых дробилках	**I. Корпуса крупного (и среднего) дробления** **А. Со щековыми дробилками** 1. Для одной стадии дробления Для дробилок всех размеров. Число секций (дробилок) — одна, максимальное — две. Применять преимущественно при трехстадиальных схемах дробления. Корпуса со щековыми дробилками 1500×2100 не применять при рудах с плитняковым строением и особо абразивных.

Продолжение таблицы 59

Схема	Основная характеристика и условия применения
 Рис. 24 Корпус крупного дробления для двух стадий дробления (щековые дробилки и КСД)	2. Для двух стадий В первой стадии — щековые дробилки 1500×2100; с дробилками меньшего размера применять одностадиальную компоновку (тип 1). Во второй стадии — конусные дробилки КСД и в отдельных случаях КРД (редукционные при четырехстадиальных схемах дробления). Число секций (каскадов) — одна, максимально — две. Применять: при трех- и четырехстадиальных схемах дробления; при плитняковом строении и высокой абразивности руды; при благоприятных грунтовых и топографических условиях (крутой рельеф).

Продолжение таблицы 59

Схема	Основная характеристика и условия применения

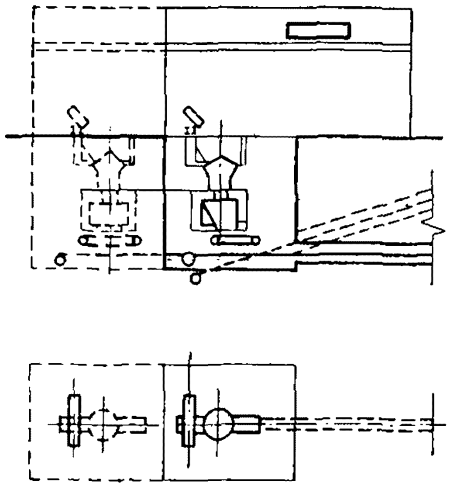


Рис. 25

Корпус крупного дробления для одной стадии дробления в дробилках ККД

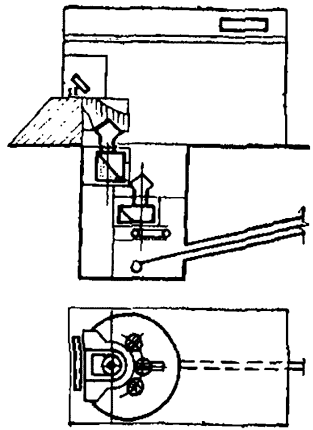
Б. С конусными дробилками

1. Для одной стадии

Для дробилок ККД 1200 и 1500/180, дробилки меньшего размера загружаются питателем; дробилка 1500/300 может устанавливаться только при специальных конвейерах (или другом виде транспорта) для транспортирования дробленой руды крупностью 600(800)—0 *мм*.

Число секций (дробилок)— до трех включительно. Применять преимущественно при трехстадиальных схемах дробления; число загрузочных жел.-дор. путей — один путь на одну дробилку.

Число магистральных конвейеров — один конвейер на одну дробилку (при трех дробилках — два конвейера).

Схема	Основная характеристика и условия применения
 Рис. 26 Корпус крупного дробления для двух стадий (ККД и КРД); каскадное расположение дробилок; загрузка дробилки КРД — самотечная	2. Для двух стадий а) загрузка дробилки второй стадии — самотечная. Каскадное расположение дробилок первой и второй стадии. Загрузка дробилок второй стадии без питателей. В первой стадии дробилки ККД — 1500/180, 1500/300; во второй стадии, соответственно — 3 (4) дробилки КРД — 700/75 и 4 дробилки 900/100. Число секций — одна, максимально — две. Применять: при четырехстадиальных схемах дробления, при кристаллических рудах, не склонных к слеживанию, с любой степенью плитняковистости строения, при отсутствии особо неблагоприятных грунтовых условий. Число разгрузочных жел.-дор. путей: при дробилке 1500/180 — 1—2, при дробилке 1500/300 — 2. Число магистральных конвейеров — один конвейер на одну дробилку первой стадии.

Продолжение таблицы 59

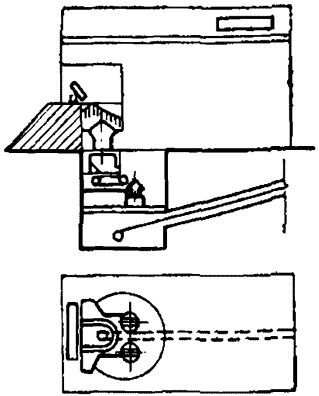
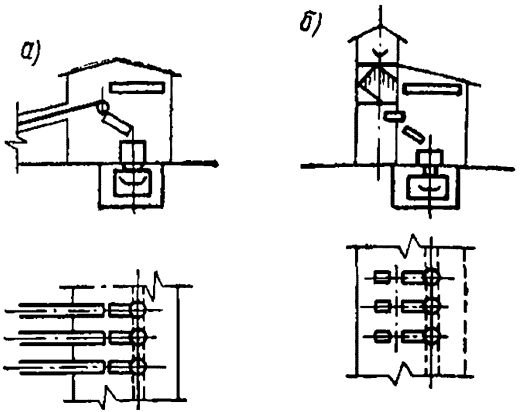
Схема	Основная характеристика и условия применения
 Рис. 27 Корпус крупного дробления для двух стадий (ККД и КРД); каскадное расположение дробилок; загрузка КРД — питателями	б) загрузка дробилок второй стадии — питателями. Каскадное расположение дробилок первой и второй стадии. Загрузка дробилок второй стадии питателями. В первой стадии дробилки ККД — 1500/180, во второй стадии дробилки КРД — 700/75 (*3 шт*). Применение дробилки 1500/300 в данной схеме не рекомендуется. Число секций — одна, максимально — две. Применять при четырехстадиальной схеме (с дробилками КРД) при рудах, склонных к слеживанию; 1—2 разгрузочных жел.-дор. пути; один магистральный конвейер.

Схема	Основная характеристика и условия применения
 Рис. 28 Корпус среднего и мелкого дробления для одной стадии (соответственно дробилки КСД и КМД): *а* — при загрузке дробилок непосредственно со склада; *б* — при загрузке из распределительных бункеров корпуса	**II. Корпуса среднего и мелкого дробления** 1. Для одной стадии Для дробилок КСД и КМД всех размеров, при малом числе дробилок (1—2—3 дробилки в каждой стадии). При загрузке дробилок конвейером со склада, из бункеров или из дробилок предыдущей стадии— (по схеме «*а*» рис. 28) при загрузке дробилок, главным образом КМД, из распределительных бункеров малой емкости (по схеме «*б*»). Применяется для фабрик с трехстадиальной схемой дробления.

Продолжение таблицы 59

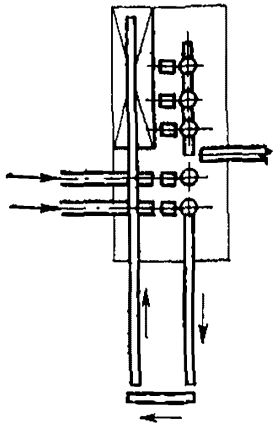
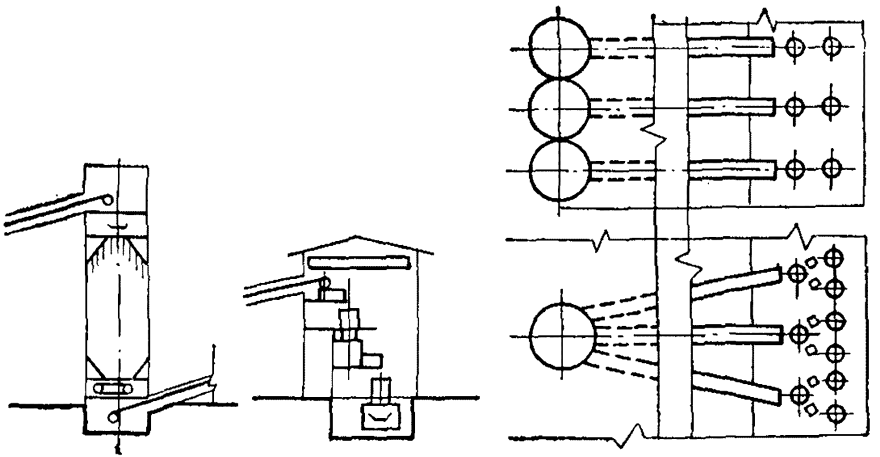
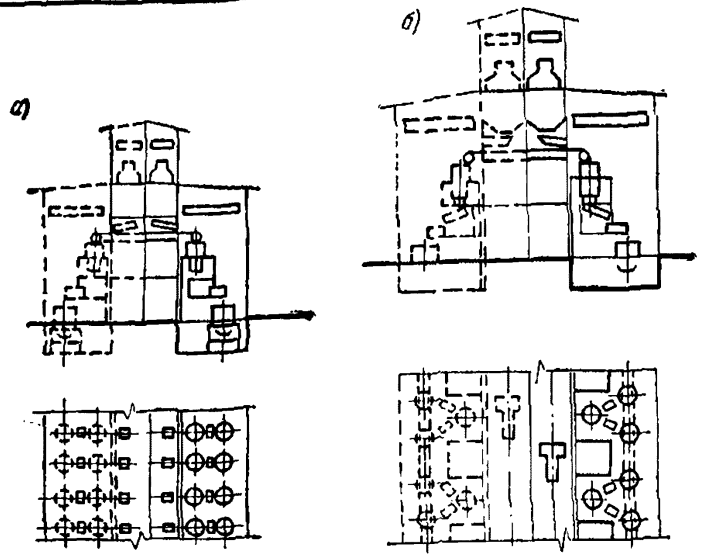
Схема	Основная характеристика и условия применения
 Рис. 29 Корпус среднего и мелкого дробления для двух стадий (КСД и КМД); одноярусное расположение дробилок обеих стадий; бункеры — встроенные	2. Для двух стадий а) одноярусное расположение дробилок, бункеры встроенные. Схема является вариантом компоновки предыдущей схемы. Блокировка двух стадий дробления достигается путем устройства «петли» из конвейеров для передачи продукта среднего дробления на дробилки мелкого дробления. Эта схема может применяться также при замкнутом цикле в третьей стадии дробления. Соотношение числа дробилок среднего и мелкого дробления должно быть оптимальным. В данной схеме соотношение дробилок может быть любым, что является преимуществом этой схемы по сравнению со схемой каскадного расположения.

Схема	Основная характеристика и условия применения
 Рис. 30 Корпус среднего и мелкого дробления для двух стадий (КСД и КМД); каскадное (двухъярусное) расположение дробилок; загрузка КСД из бункеров или со склада	б) Каскадное (двухъярусное) расположение дробилок, бункеры (или склад) размещены отдельно. Для дробилок КСД и КМД всех размеров и их комбинаций. Число секций (каскадов) — от 1 до 6. Применять при необходимости большого запаса руды перед средним и мелким дроблением (до 8—10 часов).

Продолжение таблицы 59

Схема	Основная характеристика и условия применения
 Рис. 31. Корпус среднего и мелкого дробления для двух стадий (КСД и КМД); каскадное расположение дробилок; бункеры — встроенные: *а* — соотношение числа КСД и КМД 1 : 1; *б* — соотношение 1 : 2.	в) Каскадное расположение дробилок. Бункеры — встроенные. Для дробилок КСД и КМД всех размеров и их комбинаций (см. предыдущую схему). Число секций (каскадов) — от 1 до 6 при одностороннем расположении и не ограничено при двухстороннем. Применять для фабрик средней, большой и весьма большой производительности при трех- и четырехстадиальных схемах дробления. Бункеры — главным образом распределительные, с запасом на 2—3 часа. Соотношение дробилок среднего и мелкого дробления 1 : 1 (рис. 31, схема «*а*») и 1 : 2 (рис. 31, схема «*б*»).

2. Основные параметры компоновки оборудования — высота, перепады, размеры бункеров, воронок, желобов, проходы и др. — н зданий — пролеты, шаги колонн, высота крановых путей и др. — для различных типоразмеров дробилок должны прниниматься, согласно унифицированным компоновочно-конструктивным решениям технологических узлов и «цепочек», разработанным в развитие принципиальных конструктивных схем корпусов дробления.

3. Соотиошение дробнлок при каскадном расположенин дробилок второй и третьей стадии при трехстаднальной схеме, а также всех стадний — прн четырехстадиальной схеме приннмать по табл. 15 и 16.

4. При однорядном (некаскадиом) расположенни дробилок соотношение их в разных стадиях приннмать по расчету.

5. Емкость прнемных бункеров (прнемных устройств) для руды, поступающей из открытых работ (700—0 *мм* н крупнее), должна быть миннмальной и определяться конструктивными размерамн, которые диктуются: размерами транспортных сосудов, углами наклона стенок и днища бункера или размерами дробилкн (при питании дробилкн «в завал»).

6. При подаче руды на фабрику железнодорожным транспортом нормальной колен чнсло разгрузочных путей определяется расчетом в завнсмости от производнтельности фабрики, грузоподъемности вагонов, способа разгрузки их, веса состава и др.

Пропускную способность одного железнодорожного путн нормальной колен по условням разгрузкн приннмать по табл. 60.

7. Для сухих, не слеживающихся руд с крнсталлнческой структурой приемные бункеры проектировать с наклонными плоскостямн, образованными из рудных отсыпок.

Футеровку нз стальных листов предусматривать только на участках сопряжения конструкций бункера с питателем или дробилкой.

Наклон рудных отсыпок в бункере приннмать из расчета мнннмального угла наклона ребра (пересечение двух плоскостей) — 45°.

8. Для влажных слеживающихся руд, содержащих глинистые прнмесн, прнемные бункеры проектировать пирамндальной формы с углами наклона ребер не меньше 55°, с футеровкой стальными плнтами н с подогревом футеровки.

9. Ширину полотна пластинчатых питателей для загрузки дробнлкн принимать согласно табл. 61.

Длина пнтателя определяется вндом транспорта (железнодорожный, автомобильный, скиповой), крупностью руды, толщиной слоя, общнми размерамн бункера и коиструктивными особениостямн компоновки корпуса.

Длину пнтателя принимать нанменьшей при соблюдении нормальных условий загрузки дробилкн.

Питатели длиной 6—9 *м* устанавлнвать горизонтально, длиной 12—15 *м* — под углом 12—14°.

Таблица 60

Пропускная способность одного разгрузочного железнодорожного пути на приемном устройстве в корпусах дробления при перевозке руды в вагонах-самосвалах (типа думпкар)

Характеристика вагона			Характеристика состава			Время занятия разгрузочного пути одним составом			Суточный грузооборот		Годовой грузооборот, *млн. тонн*	
грузоподъемность, *т*	вес тары, *т*	объем кузова $м^3$	вес брутто, *т*	количество вагонов, *шт.*	вес нетто, *т*	разгрузка 1 вагона с передвижкой, *мин*	интервал между составами, *мин*	всего, *мин*	кол-во составов	*тыс. тонн*	разгрузка опрокидывателем	разгрузка пневмоцилиндрами
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
60	30	26,1	500	6	960	1,5	3	12	91	32,7	—	9,9
			1000	11	660			19,5	56	37,0	—	11,3
			1500	16	960			27	40	38,4	—	11,7
80	40	36,6	720	6	480	1,5 / 2,0	3	12 / 15	91 / 73	43,7 / 35,0	13,3	10,6
			1000	8	640			15 / 19	73 / 57	47 / 36,5	14,3	11,1
			2000	16	1280			27 / 35	40 / 31	51,3 / 39,7	15,6	12,1
100	50	44,5	1050	7	700	1,5 / 2,0	3	13,5 / 17,0	81 / 64	56,5 / 44,8	17,2	13,6
			1500	10	1000			18 / 23,0	61 / 47	61 / 47,0	18,6	14,3
			2000	13	1300			22,5 / 29,0	49 / 37	63,6 / 48,1	19,4	14,6

Примечания: Время на разгрузку вагонов и пропускная способность жел.-дор. пути даны для нормальных условий разгрузки, без учета времени на зачистку вагонов при примерзании или прилипании руды.

2. Организация движения составов на разгрузочном фронте принята поточная — при кольцевой схеме станции или при возврате порожняка через вытяжной тупик.

3. В числителе — данные, относящиеся к разгрузке самосвалов стационарными штанговыми опрокидывателями (системы ПКТИ), в знаменателе — разгрузке пневмоцилиндрами.

4. Принятый режим работы транспорта: 305 рабочих дней в году, 3 смены по 7 часов в сутки; коэффициент неравномерности — 1,15.

Таблица 61

Ширина полотна пластинчатых питателей для загрузки щековых и конусных дробилок

№ пп	Тип и размер дробилки	*Ширина полотна питателя, мм*
	Щековые	
1	600×900	1200
2	900×1200	1500
3	1200×1500	1800
4	1500×2100	2400
	Конусные	
5	500	1200
6	900	1800
7	1200	Загрузка без питателей, „в завал"
8	1500	

10. Установку грохотов перед дробилками крупного дробления производить согласно табл. 62.

Таблица 62

Колосниковые грохоты перед дробилками крупного дробления

№ пп	Тип и размер дробилки	Грохот		
		тип	щель, *мм*	угол наклона
	Щековые			
1	600×900	колосниковый	150	40°
2	900×1200	то же	160	40°
3	1200×1500	то же	180	35°
4	1500×2100	грохот не ставить *	—	—
	Конусные			
5	500	колосниковый	100	40°
6	900	то же	180	40°
7	1200	грохот не ставить *		
8	1500	"		

* Грохот рекомендуется ставить лишь при наличии в руде большого количества мелочи или при необходимости увеличения производительности головной дробилки.

11. Разгрузку дробилок крупного дробления на ленточный конвейер (в одностадиальных корпусах) при помощи пластинчатых или электровибрационных питателей проектировать только для конусных дробилок размером 1200 и 1500 *мм*.

12. Разгрузку всех щековых и конусных дробилок размером 500 и 900, питание которых осуществляется пластинчатыми питателями, проектировать непосредственно на ленточный конвейер через загрузочные ящики, желоба или через специальные передвижные воронки.

13. Для сухих неслеживающихся магнетитовых руд в двухстадиальных корпусах крупного дробления (при четырехстадиальных схемах) принимать, как правило, вариант самотечной (без питателей) загрузки дробилок второй стадии.

Угол наклона рудной подушки для загрузки дробилок второй стадии принимать равным 50°.

§ 32. Корпуса обогащения

1. Для простых (не комплексных) магнетитовых руд в случаях, когда единственным процессом обогащения является магнитная сепарация, рекомендуется применять типичное компоновочное решение корпуса обогащения и проектировать его в составе трех основных пролетов, а именно:

а) бункерного;

б) измельчения (с размещением в этом пролете для технологических схем группы *А* первой или первой и второй стадий магнитной сепарации);

в) магнитной сепарации, сгущения и фильтрации.

В отдельных случаях в корпусе обогащения размещаются отделение сухой магнитной сепарации и склад концентрата.

2. Для комплексных магнетитовых руд, в случае применения магнитно-флотационной схемы, в корпусе обогащения размещается и отделение флотации.

3. В корпусах обогащения руд цветных металлов размещаются отделения: бункерное, измельчения и классификации, флотации, сгущения.

Для фабрик производительностью до 1000 *т* в сутки в корпусе обогащения размещаются также отделения фильтрации, сушки и склад концентратов. Для фабрик производительностью до 5000 *т* в сутки обязательно технико-экономическое обоснование такого совмещения (блокировки).

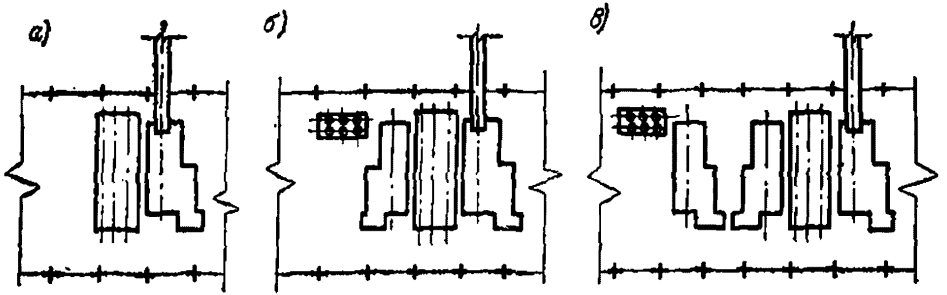
4. Для руды сухой, не слеживающейся и не образующей сводов, допускается принимать бункера ящичного типа с многоточечной разгрузкой (или параболические — подвесные).

Для руды влажной, содержащей глинистые примеси, но допускающей бункерование — принимать бункера ящичного типа с многоточечной разгрузкой и со стальными пирамидальными воронками по всему днищу, с углом наклона ребер воронки не менее 55°. Емкость бункеров принимать согласно указаниям § 28.

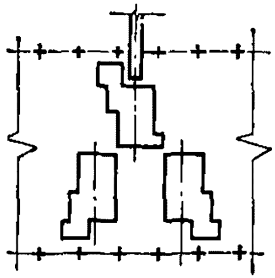
5. Пролет измельчения компоновать в соответствии с табл. 63.

Таблица 63

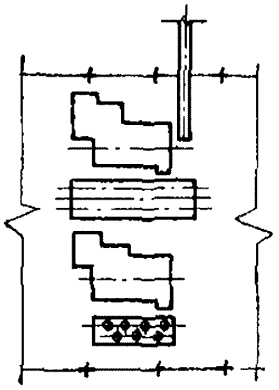
Конструктивные схемы расположения мельниц в пролете измельчения

Схема расположения мельниц	Характеристика схемы и условия ее применения
 Рис. 32, *а, б, в.* Однорядное поперечное расположение мельниц: *а* — при измельчении в один прием; *б* — при измельчении в два приема (стадии); *в* — при измельчении в три или четыре приема (стадии).	*Наиболее простая и компактная схема* расположения стержневых и шаровых мельниц применима для одностадиального (*«а»*), двухстадиального (*«б»*), трех- и четырехстадиального измельчения (*«в»*). Рекомендуется: применять при наличии стержневых и шаровых мельниц в общем количестве не более 12 *шт.*; при наличии шаровых мельниц — при общем числе до 30 *шт.*

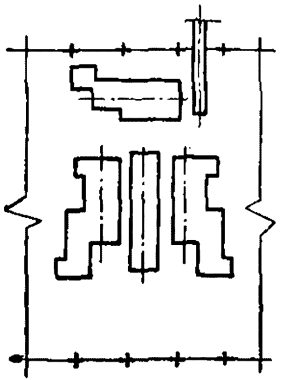
Продолжение таблицы 63

Схема расположения мельниц	Характеристика схемы и условия ее применения
 Рис. 33. Двухрядное поперечное расположение мельниц; головная мельница — стержневая	Схема рекомендуется для фабрик большой производительности с числом мельниц больше 30, а при наличии крутого рельефа — и при меньшем числе мельниц. Головная мельница — стержневая. Применять для двух- и трехстадиального измельчения в замкнутом цикле с гидроциклонами или классификаторами.

Продолжение таблицы 63

Схема расположения мельниц	Характеристика схемы и условия ее применения
 Рис. 34. Двухрядное продольное расположение мельниц	Рекомендуется преимущественно для шаровых мельниц всех размеров при двухстадиальных схемах измельчения с механическими классификаторами в первой стадии и с гидроциклонами во второй. Применять при большом числе шаровых мельниц, свыше 24 *шт.*

Продолжение таблицы 63

Схема расположения мельниц	Характеристика схемы и условия ее применения
 Рис. 35. Двухрядное смешанное расположенне мельниц	Рекомендуется для двух- и трехстадиального измельчения, при установке в первой стадии измельчеиия стержневых мельниц, а в последующик стадиях — шаровых в замкиутом цикле с классификаторами или гидроциклонами. Применение схемы целесообразно при общем числе мельниц свыше 12 *шт.*, при крутом рельефе и более 30 *шт.* — при горизонтальном.

6. В целях нормальной работы автоматических весов, устанавливаемых на конвейерах, питающих мельницы рудой, а также для уменьшения просыпи с конвейера, угол его наклона принимать не свыше 18°.

7. Для обеспечения технологически правильной (регулярной), полностью механизированной и безотказной загрузки измельчающих тел для них в пролетах измельчения следует проектировать напольный транспорт. В этом случае проектировать один ярус главных ремонтных кранов большой грузоподъемности.

Второй ярус дополнительных ремонтных кранов (малой грузоподъемности) проектировать только в пределах ремонтных площадок.

8. Мельницу загружать рудой только в центр комбинированного или барабанного питателя. Запрещается производить загрузку руды через хобот улиткового или комбинированного питателя.

9. Компоновать узел разгрузки стержневой мельницы с учетом полностью механизированной загрузки (и разгрузки) стержней.

В узле разгрузки стержневой мельницы при схемах измельчения групп *А* (табл. 7) применять вибрационный грохот для вывода крупного материала непосредственно в шаровую мельницу.

10. Гидроциклоны, работающие в замкнутом цикле с мельницами, компоновать в одном узле с загрузкой мельницы при минимальных геодезических напорах насосов.

11. Установка магнитных сепараторов в пролетах измельчения допускается только при схемах измельчения группы *А* (табл. 7).

Во всех других схемах сепараторы располагаются в самостоятельном пролете.

12. В пролете измельчения не рекомендуется размещать электротехнические устройства.

13. Компоновка магнитных сепараторов по отдельным стадиям обогащения должна быть выполнена таким образом, чтобы хвосты (пульпа) со всех машин каждой секции направлялись в один сборный желоб. На желобах предусматривать перепады для возможности взятия проб.

14. Основные параметры компоновки оборудования (высоты, перепады, размеры и углы наклона желобов и воронок, проходы и др.) должны приниматься согласно унифицированным конструктивно-компоновочным решениям технологических узлов и «цепочек» отделения измельчения, разработанных в развитие приведенных в табл. 63 принципиальных конструктивных схем.

§ 33. Корпуса обезвоживания

1. Корпуса сгущения. При открытом расположении (см. § 34, 2, *б*) сгустители размещаются в непосредственной близости к корпусу обогащения или к корпусу фильтрации

в зависимости от длины перекачки сгущенных продуктов, рельефа местности, геологических и других условий генплана фабрики.

Самостоятельными (в районах с расчетной зимней температурой минус 20° и ниже) корпуса сгущения проектировать лишь при большом числе сгустителей, при применении сгустителей диаметром более 30 *м*, или по условиям рельефа и др.

2. Для обогатительных фабрик комплексных магнетитовых руд и руд цветных металлов корпуса фильтрации рекомендуется блокировать со складом концентратов или с отделением сушки и со складом концентратов.

§ 34. Размещение оборудования на открытых площадках и в зданиях с облегченной конструкцией

1. В неотапливаемых зданиях с холодными ограждающими конструкциями проектировать:

а) шатры корпусов крупного дробления с конусными дробилками размером 1500 *мм* в районе с расчетной температурой минус 30° и выше;

б) корпуса крупного, среднего и мелкого сухого дробления — для руд из открытых работ, не требующих интенсивного гидрообеспыливания при дроблении — только в районах с расчетной температурой в зимний период не ниже минус 16°;

в) галереи ленточных конвейеров — для продуктов сухого дробления в районах с расчетной температурой не ниже минус 16°.

2. Открытыми без зданий и шатров (с местными укрытиями) проектировать:

а) приемные воронки (бункеры) в корпусах крупного дробления при загрузке пластинчатыми питателями руды, поступающей из открытых работ — во всех районах (конструктивную схему корпуса — см. рис. 23, 24);

б) сгустители диаметром свыше 12 *м*, с утеплением сливного желоба и укрытием насосной установки — в районах с расчетной температурой не ниже минус 20°;

в) склады продуктов сухого дробления и сухой магнитной сепарации, предусматривая мероприятия по предотвращению пыления при загрузке и разгрузке.

§ 35. Нагрузки от технологического оборудования

1. Статические и динамические нагрузки на строительные конструкции от технологического оборудования должны определяться по данным заводских чертежей.

2. При отсутствии данных о динамических воздействиях оборудования разрешается пользоваться коэффициентами динамичности, установленными на основании опыта проектирования и эксплуатации.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Терминология и обозначения, принятые в нормах

№ пп	Термин	Обозначение	Единица измерения	Определение
1	Рабочее время		час	Расчетное время обслуживания машин технологическим персоналом (для установления фонда заработной платы и списочного состава технологического персонала).
2	Машинное время		»	Расчетное время работы технологического оборудования под полной нагрузкой, принимаемое для определения производительности цеха, отделения, секции фабрики (чистое время работы).
3	Календарное время		»	Полное число часов в данном календарном отрезке времени.
4	Коэффициент использования по времени	КИПов	в долях единицы	Отношение машинного времени к календарному.
5	Эталонная прогрессивная производительность		тонн в час	Фактически достигнутая на действующем предприятии за длительный период средне-прогрессивная производительность машины при полной ее загрузке, многократно зафиксированная опытно-технологическими испытаниями и согласованная с заводом-поставщиком машины для определенных эталонных условий, аналогичных зафиксированным.
6	Приведенная расчетная производительность		тонн в час	Эталонная прогрессивная производительность, приведенная к условиям проектируемой фабрики путем внесения соответствующих поправок на насыпной вес руды, величину разгрузочной щели дробилки, число оборотов мельницы, крупность исходного материала и конечного продукта, твердость руды
7	Коэффициент загрузки		в долях единицы	Коэффициент, учитывающий степень загрузки машины в зависимости от условий ее питания.
8	Полнота использования		в долях единицы	Произведение коэффициентов использования по времени и коэффициента загрузки.

№ пп	Термин	Обозначение	Единица измерения	Определение
9	Принципиальная технологическая схема			Принципиальной называется технологическая схема, определяющая главнейшие черты и ориентировочные показатели обогащения данного технологического типа руды, а именно: а) виды и последовательность применяемых операций обогащения (флотация, отсадка, концентрация на столах и т. д.); б) число стадий обогащения, примерная начальная и конечная крупность продуктов дробления и измельчения перед каждой стадией; в) вероятные конечные показатели обогащения по основным и попутно извлекаемым компонентам, а также выход хвостов и продуктов обогащения.
10	Стадия технологического процесса			Совокупность операций одинакового назначения, производимых на однородном по какому-нибудь характерному признаку материале. В частности, стадией дробления считается каждая операция дробления или измельчения в открытом или замкнутом цикле, выполняемая отдельной дробилкой или мельницей, независимо от того, подвергается ли продукт обогащению или направляется без обогащения в последующую стадию дробления (измельчения). Стадией обогащения называется совокупность операций обогащения руды или промежуточного продукта, производимых после дробления до определенной крупности. Если обогащение производится на разгрузке мельницы, работающей в замкнутом цикле с гидроциклоном и на сливе гидроциклона, то совокупность операций обогащения каждого продукта является отдельной стадией обогащения.

№ пп	Термин	Обозначение	Единица измерения	Определение
11	Цикл обогащения			Совокупность операций обогащения, объединенных одним или несколькими из следующих признаков: 1) единством технологического процесса; 2) единством качества исходного материала; 3) единством цели операций.
12	Номинальная крупность продукта дробления		*мм*	Размер отверстий сита, на котором остаток при ситовом анализе продукта составляет 5% (или проход через сито равен 95%) при квадратных отверстиях.
13	Максимальная крупность продукта		*мм*	Наибольший линейный размер куска в одном измерении.
14	Форма кусков			Характерная форма кусков, образующихся при естественном раскалывании горных пород по определенным плоскостям под влиянием внешних сил и внутренних напряжений. Различаются формы кусков: 1. Пластовая, 2. Параллелепипедная, 3. Кубическая, 4. Ромбоидальная, 5. Призматическая, 6. Сферическая, 7. Полиэдрическая, 8. Плитообразная. Естественная плитообразная форма кусков руды обусловлена определенными геологическими условиями образования или выветривания руд; развитие плитняковых кусков при добыче или дроблении большей частью связано с трещинами, обычно приуроченными к поверхностям наслоения.
15	Преобладающая мощность плиты	H	*см*	Преобладающая толщина плитообразного куска руды в направлении, перпендикулярном плоскостям отдельности (наименьший линейный размер куска).

№ пп	Термин	Обозначение	Единица измерения	Определение
16	Структура руды			Совокупность морфологических особенностей строения минеральных агрегатов, обусловленных формой, размерами и способом сочетания кристаллических зерен минералов, слагающих руду.
17	Текстура руды			Особенности строения минеральных масс, которые характеризуются сочетанием различных по составу и структуре минеральных агрегатов.
18	Сплошные руды			Руды, состоящие сплошь (или почти сплошь) из рудных минералов, в противоположность вкрапленным или рассеянным рудам, в которых рудные минералы разобщены пустой породой (синоним — массивные руды).
19	Цветные металлы			Категория металлов, к которой в СССР принято относить медь, свинец, цинк, никель, кобальт.
20	Редкие металлы			Металлы, к которым в СССР относят олово, вольфрам, молибден, висмут, сурьму, ртуть, ванадий, кадмий, галий, индий, германий, таллий и группу так называемых редкоземельных металлов (церий, лантан, иттрий, иттербий, эрбий и др.). За рубежом к редким относят лишь металлы, начиная с ванадия, по приведенному выше перечню.
21	Черные металлы			К категории черных металлов в СССР относят железо, марганец, и хром.

Приложение 2

Методические указания по определению переходных коэффициентов от явочной численности рабочих к списочной

Определение переходных коэффициентов от явочной к списочной численности рабочих производится путем деления планируемого годового календарного фонда рабочего времени одного рабочего на его годовой эффективный фонд рабочего времени, исчисляемый с учетом количества дней невыхода в соответствии с действующим трудовым законодательством.

Переходные коэффициенты определяются по формуле:

$$K = \frac{Pc \times T}{Pд \times (T - A)},$$

где K — переходный коэффициент от явочной к списочной численности рабочих;

Рс — установленная для данного производства продолжительность рабочей смены;

T — число дней работы в году данного оборудования или участка;

Рд — продолжительность рабочего дня для рабочих данной профессии в часах;

A — количество нерабочих дней в году, приходящихся в среднем на одного рабочего.

Число нерабочих дней в году определяется по формуле:

$$A = O + P + Б + Г + M \cdot Л + B,$$

где O — число дней очередного и дополнительного отпуска (на вредные условия труда, стаж работы, учащимся и др.), предусмотренного законом для рабочих данной профессии;

P — число дней отпуска в связи с беременностью и родами (по отчетным данным за истекший год);

$Б$ — число дней по болезни (по отчетным данным за истекший год) с учетом мероприятий по оздоровлению условий труда;

$Г$ — число дней выполнения государственных и общественных обязанностей (по отчетным данным за истекший год);

$M \cdot Л$ — число недоработанных дней кормящими матерями и подростками (за исключением учеников) в связи с сокращением рабочего дня (по отчетным данным);

B — число выходных дней в году (включается в формулу при непрерывном производстве).

Примечание. На непрерывно действующих производствах, где перерыв в работе невозможен по производственно-технологическим условиям, в праздничные дни рабочие не освобождаются от работы. Труд в эти дни оплачивается в соответствии с действующим трудовым законодательством. Поэтому при непрерывном производстве праздничные дни не входят в значение «*А*». Они могут быть включены в значение «*А*» лишь дополнительно, в случае если за работу в эти дни был предусмотрен отгул.

1. Пример расчета переходного коэффициента при прерывной рабочей неделе и 7-часовом рабочем дне.

Условия: $T=307$; $O=12$; $B=5$; $Г=0{,}2$; $МЛ=1$; $Р=3$.

При этих условиях переходный коэффициент от явочной к списочной численности рабочих составит:

$$K = \frac{7 \times 307}{7 \times [307 - (12 + 3 + 5 + 0{,}2 + 0{,}1)]} = \frac{2149}{2000} = 1{,}07.$$

2. Пример расчета переходного коэффициента при непрерывном производстве и 6-часовом рабочем дне.

Условия: $T=365$, $O=27$ (с учетом 12 дней за вредные условия труда и 3-х дней за стаж работы), $Р=0$, $Б=10$, $Г=0{,}2$, $МЛ=0$, $В=52$.

Переходный коэффициент от явочной к списочной численности рабочих составит:

$$K = \frac{6 \times 365}{6 \times [365 - (27 + 10 + 0{,}2 + 52)]} = \frac{2190}{1655} = 1{,}32.$$

3. Пример расчета переходного коэффициента при непрерывном производстве, 7-часовом рабочем дне и 8-часовой рабочей смене. Условия: $T=365$, $O=27$ (с учетом 12 дней за вредные условия труда, 3-х дней за стаж работы); $Р=0$, $Б=10$, $Г=0{,}2$, $МЛ=0$, $В=52$.

При этих условиях переходный коэффициент от явочной к списочной численности рабочих составит:

$$K = \frac{8 \times 365}{7 \times [365 - (27 + 10 + 0{,}2 + 52)]} = \frac{2920}{1931} = 1{,}51,$$

4. Условия: $T=365$, $O=27$ (с учетом 12 дней за вредные условия труда и 3-х дней за стаж работы); $Р=0$, $Б=10$, $Г=0{,}2$, $МЛ=0$, $В=52$.

Рабочим установлен 20-минутный перерыв для приема пищи и отдыха, при этом производительность смены составит 8—0,33=7,67 часа.

Переходный коэффициент от явочной к списочной численности рабочих составит:

$$K = \frac{7{,}67 \times 365}{7 \times [365 - (27 + 10 + 0{,}2 + 52)]} = \frac{2799}{1931} = 1{,}45.$$

Перечень основных вопросов, подлежащих освещению в отчетах о научно-исследовательских работах по изучению обогатимости и разработке технологических схем обогащения

1. Краткие сведения о месторождении и о запасах технологических типов руд.
2. Данные о вещественном составе руд каждого технологического типа.
3. Данные по дробимости и измельчаемости руд.
4. Ситовые анализы исходной руды и продуктов обогащения.
5. Минералогический и химический состав исходной руды и продуктов обогащения.
6. Химический фазовый анализ, показывающий какими минералами представлены и в каких количественных соотношениях находятся полезные компоненты, входящие в состав руды.
7. Технологические показатели, полученные при обогащении данной пробы руды с содержанием (α) в ней полезного элемента или соединения, выходов продуктов обогащения (γ), содержания в них того или иного элемента или соединения (β, ϑ) и их извлечения (ε).
8. Данные об удельном весе, насыпном весе, влажности и угле естественного откоса исходной руды и продуктов обогащения.
9. Места взятия проб, схема их разделки и подготовки руды, применявшаяся при испытаниях.
10. Характеристика аппаратов, на которых производились испытания.
11. В процессе испытания кристаллических руд опытным путем следует установить необходимую крупность измельчения материала, при которой наступает достаточное раскрытие сростков рудных материалов с нерудными.
12. Данные по обезвоживанию и фильтрации концентратов.
13. Характеристика концентратов по крупности и полный их химический состав (приведенные к 100%).
14. Соображения о способе автоматического регулирования процесса обогащения руды по рекомендованной технологической схеме.
15. Возможность использования оборотной воды и химическая очистка промышленных стоков.
16. Рекомендуемая технологическая схема обогащения и ее целесообразные варианты.

Приложение 4

Технологический расчет насосов

На основании исходных данных — заданной производительности Q *м*^{3}/*час*, содержания твердого в пульпе, геометрического напора H и трассы пульпопровода, — определяется:

а) относительная производительность центробежного насоса по воде:

$$Q_0 = Q(1 + V),$$

где Q — необходимая производительность насоса по пульпе, *м*^{3}/*час*;
Q_0 — относительная потребная производительность по воде, *м*^{3}/*час*;
V — содержание твердого в пульпе по весу, долях единицы;

б) манометрический напор H, *м вод. ст.* определяется по формуле:

$$H_м = H_г + H_{пу} + H_{изг} + H_{изл},$$

где $H_г$ — геометрический напор;

$H_{пу}$ — потеря напора на прямых участках, *м вод. ст.*, определяемая по формуле:

$$H_{пу} = \alpha \frac{lv^2}{d2g},$$

здесь α — коэффициент сопротивления для пульпы, равный обычно 0,04;

l — длина трубопровода, *м*;

v — скорость пульпы в трубе, *м/сек*;

d — диаметр трубы, *м*;

g — ускорение силы тяжести, *м/сек*^{2};

$H_{изг}$ — потеря напора на изгибах труб, *м вод. ст.*, определяемая по формуле:

$$H_{изг} = K \cdot n_п \frac{90}{\alpha},$$

где K — коэффициент сопротивления пульпы $= 0{,}2$;

$n_к$ — число изгибов по трассе пульпопровода;

α — угол изгиба труб;

$H_{изл}$ — потери напора при всасывании и изливе пульпы $= 1{,}5$ *м*.

По полученным расчетным путем значениям Q_0 и H в соответствии с характеристикой работы на воде центробежных песковых насосов, подбирается типоразмер насоса, определяется их количество, потребная мощность и число оборотов электродвигателя.

Издание ОБТИ института Механобр
Редактор, горн. инж. **А. В. Иванов**.
Редактор ОБТИ **М. Е. Перельман**.
Технический редактор **Н. И. Винокурова**.

Сдано в набор 2/VI 1966 г. Подписано в печать 17/IX 1966 г. Печ. листов 9.
М-09374. Цена 1 руб. Заказ № 463.

gost.e-ecolog.ru

Ленинградская типография № 8 Главполиграфпрома Комитета по печати
при Совете Министров СССР
Прачечный пер., д. 6